

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS, METALURGIA Y
MATERIALES



**EVALUACIÓN DE LA INFLUENCIA DE LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO
EN LA RESPUESTA GEOMECÁNICA DURANTE LA TRANSICIÓN DESDE
MINERÍA A RAJO ABIERTO HACIA SUBTERRÁNEA UTILIZANDO MODELO
CONSTITUTIVO IMASS EN FLAC3D**

Adolfo Emilio Saralegui Langenbach

Memoria para optar al título profesional de Ingeniero Civil de Minas

Profesor guía:

Dra. Adeline Delonca

2026

Santiago, Chile



CONSTANCIA DE VALIDACIÓN Y CONFIDENCIALIDAD DE MONOGRAFÍA A REPOSITORIO ACADÉMICO

1.- IDENTIFICACIÓN DEL TRABAJO ACADÉMICO

Tipo de monografía (marcar una opción): ☒ Memoria o trabajo de título ☐ Tesis de Postgrado

Título del trabajo: Evaluación de la influencia de la calidad del macizo rocoso en la respuesta geomecánica durante la transición desde minería rajo abierto hacia subterránea utilizando el modelo constitutivo IMASS en FLAC3D.

Nombre del candidato(a): Adolfo Emilio Saralegui Langenbach

Carrera / Grado: Ingeniería Civil de Minas

Campus: San Joaquín Departamento: Ingeniería de Minas, Metalurgia y Materiales (DIMMM)

2.- VALIDACIÓN DEL PROFESOR GUÍA/DIRECTOR DE TESIS

Yo, Adeline Delonca, en mi calidad de profesor(a) guía/director(a) del trabajo académico mencionado anteriormente **DEJO CONSTANCIA** que:

- He revisado esta versión del documento y corresponde a la versión final aprobada del trabajo.
- El trabajo cumple con los requisitos académicos y de formato establecidos por la institución.

3.- EVALUACIÓN DE CONFIDENCIALIDAD POR PROPIEDAD INDUSTRIAL (marcar una opción)

☒ El trabajo **NO contiene** información que amerite confidencialidad y puede ser publicado de inmediato en repositorio con acceso abierto.

☐ El trabajo **CONTIENE** información con potenciales implicancias de propiedad industrial o intelectual y requiere un periodo de confidencialidad (**embargo**) por (marcar una opción):

☐ 6 meses ☐ 12 meses ☐ 2 años ☐ 3 años ☐ 5 años ☐ 10 años

Fundamentación de la necesidad de confidencialidad (obligatorio si se solicita embargo):

4.- FIRMAS

Profesor(a) guía o director(a) de memoria o tesis:

Fecha: 08/10/2026

Firma: 

Estudiante o Candidato(a):

Fecha: 08/10/2026

Firma: 

A mis padres...

*Por todo el esfuerzo que hicieron
para que nunca me faltaran las
oportunidades y poder llegar
hasta aquí.*

Gracias por todo.

Agradecimientos

Este texto representa para mí el término de una etapa llena de aprendizajes, desafíos y crecimiento. Tengo claro que este camino no habría sido el mismo sin el apoyo y la compañía de las personas que estuvieron presentes no solo durante esta etapa universitaria, sino en mi vida en general. Por esta razón, quisiera dedicar algunas palabras de agradecimiento a quienes fueron parte importante de este proceso, que a mi gusto, comenzó con mi primer día en el jardín infantil y hoy culmina con la obtención de este título profesional.

En primer lugar, quiero agradecer a mis padres, Isacio y Claudia, por el enorme sacrificio que han hecho a lo largo de estos años, darles las gracias por la confianza y por entregarme las herramientas y valores que me permitieron llegar hasta aquí. Gran parte de este logro es de ustedes también y espero que se sientan orgullosos. También quiero dedicarle unas líneas a Francisco, mi hermano menor y mi fiel compañero durante la mayor parte de mi vida, el cual me ayudó a desarrollar una de las virtudes más grandes que se puede tener, la paciencia.

En segundo lugar, darles las gracias a mis abuelos paternos, Agustín y Estela, por todo lo que hicieron por mí cuando era pequeño. Gracias por ir a buscarme al colegio varios días a la semana y por recibirme en su casa durante las tardes cuando no tenía con quién quedarme después de clases, ya que mis padres trabajaban lejos o salían tarde de la pega. También gracias por todas esas tardes de ludo y por cada una de las cosas que aprendí junto a ustedes, y perdón por todas las rabias que les hice pasar cuando hacíamos las tareas. Por otro lado, agradecer a mis abuelos maternos, Claudio y Blanca, quienes siempre me han tratado con mucho cariño. En especial, quiero agradecerle a Blanca, que siempre se bancó todo, como ir a cuidarnos y acompañarnos durante veranos enteros a mi hermano y a mí, darse el tiempo de enseñarme a leer y escribir, y como olvidar cuando jugaba a la pelota como si tuviera 15 años con tal de que su nieto lo pasara bien y se divirtiera.

Por otro lado, agradecer a mi grupo de amigos de la universidad, el “Bayer”, quienes han sido importantes para mí en este camino y con los cuales hemos pasado muchos momentos bacanes, como los carretes en el 1207, salidas nocturnas y nuestro viaje a Brasil el verano pasado. En especial quiero darles las gracias a mis amigos más cercanos, Fabrizzio y Luciano, que los conocí sin querer en el camino y terminaron siendo personas muy importantes para mí, y con los cuales compartimos varias vacaciones, carretes y momentos bacanes durante estos años. También hacer una mención a Panchito, que en el último tiempo se convirtió en un amigo que aprecio mucho y con quien compartimos muchas conversaciones de fútbol, otros deportes y de la vida en general.

Punto aparte a mi querida amiga Daniela, mi amiguita sureña igual que yo, con quien fuimos desarrollando una gran amistad a lo largo de este camino, en el que compartimos muchos trabajos y noches de estudio, pero sobre todo muchos chismes y risas que sin duda hicieron toda esta etapa universitaria mucho más entretenida. Espero que, a pesar de la distancia y de que probablemente en el futuro coincidamos poco geográficamente, nuestra amistad se mantenga siempre intacta.

También quiero agradecer a mi equipo de trabajo en SKAVA, el Team 2: Marcelo, Christopher, Sole y Nacho, los cuales durante este año 2026, tanto en mi etapa inicial como practicante y luego como Ingeniero Trainee, me han hecho mejorar mucho como profesional gracias a que siempre han estado dispuestos a compartir su conocimiento y experiencias conmigo. En el camino también han contribuido a mi crecimiento personal, por lo cual siempre estaré muy agradecido con cada uno de ustedes.

Ya finalizando, quiero agradecer también a la profesora Adeline Delonca, quien me brindó la oportunidad de realizar junto a ella tanto esta memoria de título como la tesis de postgrado que estamos desarrollando en forma paralela. Muchas gracias por sus enseñanzas, por su tiempo, por impulsarme a desarrollar mis capacidades sin limitarlas, pero también por ayudarme a mantener los pies en la tierra cuando ha sido necesario, y, principalmente, gracias por confiar en mí.

Por último, me gustaría valorar y agradecer al Adolfo de hace casi seis años atrás, quien decidió estudiar esta carrera a pesar de que las matemáticas nunca fueron su principal fortaleza en el colegio y que al ser del sur de Chile nunca tuvo un acercamiento real y concreto con el mundo minero, pero que siempre confió en que era capaz y que, desde un inicio, tuvo claro que con trabajo, esfuerzo y determinación cualquier cosa es posible.

También decirle al Adolfo ya titulado que siga trabajando y esforzándose por ser aún mejor cada día, para que, dentro de algunos años, en algún momento de reflexión, sea capaz de mirar hacia atrás y sentirse orgulloso de todo lo que ha logrado, y que, a su vez, aquello le sirva como motivación para alcanzar aún más cosas y continuar sorteando los obstáculos que el destino le ponga por delante.

De corazón, espero que logres todos tus objetivos, tanto personales como profesionales, porque tú sabes de lo que eres capaz. Espero también que, por sobre todas las cosas, seas feliz con el camino que elijas y con la persona en la que te conviertas. Confío en que nunca pierdas esa ambición que te caracteriza, y recuerda siempre que no existen los límites para quien está dispuesto a esforzarse por superarse cada día.

Resumen

Palabras clave: Transición Rajo Abierto – Subterránea, Minería Subterránea, *Block Caving*, Calidad Macizo Rocoso, Respuesta Geomecánica, Redistribución de Esfuerzos, *FLAC3D*, *IMASS*, *Sloss*.

La transición desde minería a rajo abierto hacia explotaciones subterráneas ha adquirido una importancia creciente en la industria minera, principalmente debido a la profundización de los yacimientos y a la necesidad de dar continuidad a la extracción de recursos una vez alcanzados los límites económicos de los rajos. Sin embargo, estos tipos de transiciones implican importantes desafíos geomecánicos, dado que las excavaciones subterráneas se desarrollan bajo un macizo previamente alterado por la presencia del rajo, generando así redistribuciones de esfuerzos, desplazamientos y daño que pueden ocasionar peligros tanto para la explotación subterránea como la estabilidad del rajo.

En este contexto, la modelación numérica permite estudiar la interacción entre ambas operaciones y analizar la respuesta del macizo a medida que se va realizando la apertura de puntos de extracción subterráneos. Para esto, en el presente estudio se utiliza *FLAC3D 7.00* junto con el modelo constitutivo *IMASS*, el cual permite representar la degradación progresiva de las propiedades resistentes del macizo y evaluar su nivel de daño mediante el índice *sloss*. De esta forma, es posible analizar la evolución de los esfuerzos, desplazamientos y daño asociados a la apertura progresiva de los *drawpoints* bajo un rajo previamente excavado.

En función de lo anterior, se desarrolló un modelo numérico en 3D compuesto por un rajo de 650 metros de profundidad y 88 bateas ubicadas a 300 metros bajo el fondo del *pit*. Se evaluaron dos condiciones de calidad de macizo rocoso, la primera corresponde a la litología N°1 (calidad media-baja) y la segunda a la litología N°2 (calidad media-alta), ambas sometidas a una misma secuencia de extracción subterránea.

Los resultados dejan ver diferencias claras entre ambas litologías. La litología N°1 presentó mayores esfuerzos compresivos verticales, desplazamientos y una propagación del daño más temprana y extensa, mientras que la litología N°2 mostró mayores esfuerzos de tracción vertical, mayor confinamiento horizontal y una propagación del daño más tardía (colgadura). Además, los esfuerzos horizontales variaron según el avance de la secuencia de extracción.

En conclusión, la calidad del macizo rocoso condiciona significativamente la respuesta geomecánica durante la explotación subterránea bajo un rajo existente, influyendo en la magnitud y distribución de esfuerzos, desplazamientos y daño, además de generar condiciones que pueden favorecer o dificultar la propagación del hundimiento y la formación de colgaduras.

Abstract

Keywords: Open Pit–Underground Transition, Block Caving, Rock Mass Quality, Geomechanical Response, Stress Redistribution, *FLAC3D*, *IMASS*, *Sloss*.

The transition from open-pit mining to underground operations has acquired increasing importance in the mining industry, mainly due to the increasing depth of mineral deposits and the need to continue resource extraction once the economic limits of open pits have been reached. However, these types of transitions involve significant geomechanical challenges, since underground excavations are developed beneath a rock mass previously altered by the presence of the open pit, thus generating stress redistribution, displacements, and damage that may pose hazards to both underground operations and open-pit stability.

In this context, numerical modeling makes it possible to study the interaction between both operations and analyze the response of the rock mass as underground drawpoints are progressively opened. For this purpose, the present study uses *FLAC3D 7.00* together with the *IMASS* constitutive model, which allows the progressive degradation of the rock mass strength properties to be represented and its level of damage to be evaluated through the *sloss* index. In this way, it is possible to analyze the evolution of stresses, displacements, and damage associated with the progressive opening of the drawpoints beneath a previously excavated open pit.

Based on the above, a three-dimensional numerical model was developed, consisting of a 650 m deep open pit and 88 drawpoints located 300 m below the pit bottom. Two rock mass quality conditions were evaluated: the first corresponding to Lithology No. 1 (medium-low quality) and the second to Lithology No. 2 (medium-high quality), both subjected to the same underground extraction sequence.

The results show clear differences between both lithologies. Lithology No. 1 presented higher vertical compressive stresses, greater displacements, and earlier and more extensive damage propagation, whereas Lithology No. 2 showed higher vertical tensile stresses, greater horizontal confinement, and later damage propagation. In addition, horizontal stresses varied according to the progress of the extraction sequence.

In conclusion, rock mass quality significantly influences the geomechanical response during underground mining beneath an existing open pit, affecting the magnitude and distribution of stresses, displacements, and damage, while also creating conditions that may either promote or hinder cave propagation and the formation of hang-ups.

Tabla de contenido

1.	Introducción	17
1.1.	Planteamiento del problema.....	17
1.2.	Pregunta de investigación e hipótesis de trabajo.....	18
1.3.	Objetivos y alcances	18
1.3.1	Objetivo general.....	18
1.3.2	Objetivos específicos	19
1.3.3	Alcances	19
2.	Estado del Arte	20
2.1.	Contexto general.....	20
2.2.	Experiencias internacionales.....	20
2.3.	Aspectos críticos en transiciones	24
2.3.1	Pilar corona.....	25
2.3.2	Estabilidad de taludes	25
2.3.3	Consideraciones durante las transiciones OP-UG	26
2.4.	Tendencias y proyectos futuros a nivel mundial	27
3.	Marco Teórico	29
3.1.	Minería a rajo abierto	29
3.2.	Minería subterránea	29
3.2.1	Colgaduras	30
3.3.	Pilar Corona	31
3.4.	Macizo Rocoso	32
3.4.1	Concepto	32
3.4.2	Clasificación Macizo Rocoso.....	32
3.4.3	Criterio de Falla Hoek&Brown	33
3.5.	Esfuerzos	34
3.5.1	Esfuerzos in Situ	34

3.5.2	Esfuerzos inducidos	34
3.6.	Modelación Numérica	35
3.6.1	FLAC3D	35
3.6.2	Modelo Constitutivo <i>IMASS</i>	35
a)	Modelo Strain Softening.....	35
b)	Sloss (índice de daño).....	38
c)	Inputs necesarios <i>IMASS</i>	40
4.	Metodología.....	41
4.1.	Modelo numérico.....	42
4.2.	Casos de estudio	42
4.3.	Resultados del modelo.....	43
4.4.	Conclusión	43
5.	Elaboración e implementación del modelo numérico escala mina	44
5.1.	Parámetros de entrada.....	44
5.1.1	Dimensiones modelo numérico	44
5.1.2	Puntos de extracción	46
5.1.3	Casos de estudio y modelo base	47
5.1.4	Condiciones de borde e iniciales.....	48
5.1.5	Mallado	49
5.1.6	Excavación pit.....	49
5.1.7	Secuencia de extracción subterránea	51
5.2.	Implementación del modelo	52
5.3.	Alcances y limitaciones del modelo	54
6.	Resultados, análisis y discusión	55
6.1.	Resultados y análisis	55
Esfuerzos y desplazamientos		55
Índice de daño en el macizo rocoso (<i>sloss</i>)		78
6.2.	Discusión	83

7.	Conclusiones y recomendaciones	86
7.1.	Conclusiones	86
7.2.	Recomendaciones y futuros estudios.....	88
8.	Referencias	90
9.	Anexos	97
9.1.	Anexo N°1: Detalle Evolución Esfuerzos Verticales – Litología N°1	97
9.2.	Anexo N°2: Detalle Evolución Esfuerzos Verticales – Litología N°2	99
9.3.	Anexo N°3: Detalle Evolución Esfuerzos Horizontales – Litología N°1	101
9.4.	Anexo N°4: Detalle Evolución Esfuerzos Horizontales – Litología N°2	103
9.5.	Anexo N°5: Detalle Evolución <i>S/oss</i> – Litología N°1	105
9.6.	Anexo N°6: Detalle Evolución <i>S/oss</i> – Litología N°2.....	107
9.7.	Anexo N°7: Diagrama de Flujo Implementación de Modelo Numérico.....	109

Índice de Figuras

Figura 2-1: Ubicación Geográfica de Experiencias Internacionales en Transición OP-UG Minería de Cobre.....	21
Figura 2-2: Mina Palabora Antes y Después de Falla en Pared del Rajo (Ngidi and Boshoff, 2007).	22
Figura 2-3: Representación Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS) (Flores y Catalán, 2019).	23
Figura 2-4: Vista Mina Grasberg.	24
Figura 2-5: Representación Geográfica de Proyectos Futuros de Transición OP-UG, y su Correspondiente Método de Explotación y Recurso Explotable.	28
Figura 3-1: Componentes Más Importantes de Minería a Rajo Abierto (Manríquez, 2024).....	29
Figura 3-2: Colgaduras (Troncoso Bórquez, 2006).	31
Figura 3-3: Representación de Una Transición con Indicación de Ubicación de Pilar Corona (Olavarria et al., 2006).	32
Figura 3-4: Asociación Grados de Fracturamiento del Macizo con Componentes de la Curva de Modelo Constitutivo IMASS (Itasca Consulting Group, Inc., s.f.).	36
Figura 3-5: Esfuerzo en Función de la Deformación en Modelo Constitutivo IMASS (Ghazvinian et al., 2020).....	37
Figura 3-6: Curva de Esfuerzos Principales con sus Respectivas Envolventes en Modelo Constitutivo IMASS (Ghazvinian et al., 2020).....	38
Figura 3-7: Representación Gráfica del Grado de Fracturamiento según Sloss (Ghazvinian et al. 2020).	39
Figura 4-1: Diagrama de Flujo de Metodología Parte 1 de 2.	41
Figura 4-2: Diagrama de Flujo de Metodología Parte 2 de 2.	42
Figura 5-1: Dominio del Modelo Numérico.	45
Figura 5-2: Dimensiones Rajo Abierto Presente en el Modelo.	46
Figura 5-3: Disposición General Puntos de Extracción (Vista Isométrica).	47
Figura 5-4: Zoom in a Punto de Extracción Subterráneo.....	47
Figura 5-5: Zonas de Densificación de Malla Tipo Brick.	49
Figura 5-6: Etapas Secuenciales de Excavación del Pit.....	50
Figura 5-7: Ubicación Puntos de Extracción Subterráneos.	51
Figura 5-8: Secuencia de Excavación de Puntos de Extracción Subterráneos (Vista Planta)...	52
Figura 6-1: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 10 Bateas Abiertas.....	55
Figura 6-2: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 20 Bateas Abiertas.....	55
Figura 6-3: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 30 Bateas Abiertas.....	56

Figura 6-4: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 40 Bateas Abiertas.....	56
Figura 6-5: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 50 Bateas Abiertas.....	56
Figura 6-6: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 60 Bateas Abiertas.....	56
Figura 6-7: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 70 Bateas Abiertas.....	56
Figura 6-8: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 80 Bateas Abiertas.....	56
Figura 6-9: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 88 Bateas Abiertas.....	57
Figura 6-10: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 10 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	57
Figura 6-11: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 10 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	57
Figura 6-12: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 20 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	58
Figura 6-13: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 20 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	58
Figura 6-14: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	58
Figura 6-15: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	58
Figura 6-16: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	58
Figura 6-17: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	58
Figura 6-18: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	59
Figura 6-19: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	59
Figura 6-20: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 60 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	59
Figura 6-21: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	59
Figura 6-22: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	59
Figura 6-23: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	59
Figura 6-24: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	60
Figura 6-25: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	60
Figura 6-26: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	60
Figura 6-27: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	60
Figura 6-28: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 10 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	64
Figura 6-29: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 10 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	64
Figura 6-30: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 20 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	65
Figura 6-31: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 20 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	65
Figura 6-32: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	65
Figura 6-33: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	65

Figura 6-34: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.	65
Figura 6-35: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°2.	65
Figura 6-36: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.	66
Figura 6-37: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°2.	66
Figura 6-38: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 60 Bateas Abiertas – Litología N°1.	66
Figura 6-39: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.	66
Figura 6-40: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°1.	66
Figura 6-41: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.	66
Figura 6-42: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°1.	67
Figura 6-43: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.	67
Figura 6-44: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°1.	67
Figura 6-45: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.	67
Figura 6-46: Ratio K de Esfuerzos – Estado Inicial – Litología N°1.	71
Figura 6-47: Ratio K de Esfuerzos – Estado Inicial – Litología N°2.	71
Figura 6-48: Ratio K de Esfuerzos – 10 Bateas Abiertas – Litología N°1.	72
Figura 6-49: Ratio K de Esfuerzos – 10 Bateas Abiertas – Litología N°2.	72
Figura 6-50: Ratio K de Esfuerzos – 20 Bateas Abiertas – Litología N°1.	72
Figura 6-51: Ratio K de Esfuerzos – 20 Bateas Abiertas – Litología N°2.	72
Figura 6-52: Ratio K de Esfuerzos – 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.	72
Figura 6-53: Ratio K de Esfuerzos – 30 Bateas Abiertas – Litología N°2.	72
Figura 6-54: Ratio K de Esfuerzos – 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.	73
Figura 6-55: Ratio K de Esfuerzos – 40 Bateas Abiertas – Litología N°2.	73
Figura 6-56: Ratio K de Esfuerzos – 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.	73
Figura 6-57: Ratio K de Esfuerzos – 50 Bateas Abiertas – Litología N°2.	73

Figura 6-58: Ratio K de Esfuerzos – 60 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	73
Figura 6-59: Ratio K de Esfuerzos – 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	73
Figura 6-60: Ratio K de Esfuerzos – 70 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	74
Figura 6-61: Ratio K de Esfuerzos – 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	74
Figura 6-62: Ratio K de Esfuerzos – 80 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	74
Figura 6-63: Ratio K de Esfuerzos – 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	74
Figura 6-64: Ratio K de Esfuerzos – 88 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	74
Figura 6-65: Ratio K de Esfuerzos – 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	74
Figura 6-66: Sloss. Estado Inicial – Litología N°1.....	78
Figura 6-67: Sloss. Estado Inicial – Litología N°2.....	78
Figura 6-68: Sloss. 10 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	78
Figura 6-69: Sloss. 10 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	78
Figura 6-70: Sloss. 20 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	79
Figura 6-71: Sloss. 20 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	79
Figura 6-72: Sloss. 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	79
Figura 6-73: Sloss. 30 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	79
Figura 6-74: Sloss. 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	79
Figura 6-75: Sloss. 40 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	79
Figura 6-76: Sloss. 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	80
Figura 6-77: Sloss. 50 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	80
Figura 6-78: Sloss. 60 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	80
Figura 6-79: Sloss. 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	80
Figura 6-80: Sloss. 70 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	80
Figura 6-81: Sloss. 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	80
Figura 6-82: Sloss. 80 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	81
Figura 6-83: Sloss. 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	81
Figura 6-84: Sloss. 88 Bateas Abiertas – Litología N°1.....	81
Figura 6-85: Sloss. 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.....	81

Índice de Tablas

Tabla 2-1: Resumen de Información en Faenas de Cobre Donde se Realizó Transición OP-UG.	21
Tabla 3-1: Preselección de Métodos de Explotación en Función de la Forma del Yacimiento y Calidad de Roca de Caja y Mineral (Encina, 2024).....	30
Tabla 5-1: Dimensiones Modelo a Escala Mina.	44
Tabla 5-2: Dimensiones Puntos de Extracción.	46
Tabla 5-3: Parámetros Geomecánicos de los Casos de Estudio (Delonca et al., 2021).....	48
Tabla 5-4: Propiedades Modelo Constitutivo Hoek&Brown Para Cada Caso de Estudio.	50
Tabla 5-5: Propiedades Modelo Constitutivo IMASS Para Cada Caso de Estudio.....	51

Índice de Gráficos

Gráfico 6-1: Variación de Esfuerzo Peak de Compresión en Dirección Vertical (ZZ).....	61
Gráfico 6-2: Variación de Esfuerzo Peak de Tracción en Dirección Vertical (ZZ).....	62
Gráfico 6-3: Variación de Esfuerzo Peak de Compresión en Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY).....	68
Gráfico 6-4: Variación de Esfuerzo Peak de Tracción en Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY).	69
Gráfico 6-5: Desplazamientos Máximos Generados por Cada Batea (Aislada).....	76

1. Introducción

1.1. Planteamiento del problema

En la industria del cobre se han desarrollado transiciones desde minería a rajo abierto hacia minería subterránea, principalmente hacia métodos de hundimiento, esto con el propósito de extraer recursos ubicados a profundidades que resultan cada vez menos favorables para ser explotadas desde superficie (Moss et al., 2024), o bien en aquellos casos donde la vida útil de las minas a cielo abierto se encuentra próxima a su fin (Eberhardt et al., 2007). Esta transición trae consigo diversos desafíos técnicos y operacionales, como ocurre en el caso de Chuquicamata Subterránea, donde se han identificado aspectos críticos asociados al desarrollo de operaciones simultáneas entre el rajo abierto y los macrobloques subterráneos, la transición entre *lifts*, el *ramp up* de producción, la secuenciación de macrobloques, la dilución temprana y tardía, posibles fallas de talud y riesgos operacionales mayores (Flores y Catalán, 2019).

Desde el punto de vista geomecánico, la transición rajo abierto - mina subterránea constituye un problema complejo, debido a que la presencia de un rajo existente modifica el estado tensional del macizo rocoso, generando zonas de relajación y concentración de esfuerzos que pueden inducir colgaduras, las cuales ocurren por el efecto de los esfuerzos horizontales que no permite que el material granular fluya (Laubscher, 2000).

En consecuencia, las excavaciones subterráneas desarrolladas bajo el rajo no se emplazan en un macizo completamente inalterado, sino en un sistema previamente condicionado por la geometría superficial existente. Bajo esta condición, la apertura progresiva de puntos de extracción puede inducir una nueva redistribución de esfuerzos, desplazamientos, deformaciones, plastificación y evolución del daño en el macizo rocoso.

La magnitud y extensión de esta respuesta dependerá directamente de la calidad del macizo rocoso, ya que esta condiciona sus propiedades resistentes y deformacionales. En particular, la calidad geotécnica del macizo influye en su resistencia y en su módulo de deformación (Hoek et al., 2002), parámetros fundamentales para evaluar su capacidad de sostener esfuerzos inducidos por excavaciones subterráneas. Un macizo de buena calidad podría presentar una respuesta más localizada y estable, mientras que un macizo de menor calidad podría desarrollar mayores deformaciones, zonas plásticas más extensas y una evolución más crítica del daño. Por ello, resulta necesario evaluar

de manera controlada cómo varía la respuesta geomecánica del sistema rajo abierto–mina subterránea bajo distintos escenarios de calidad del macizo rocoso.

En este contexto, la modelación numérica tridimensional constituye una herramienta adecuada para analizar la interacción entre la geometría del rajo existente, el campo de esfuerzos y la apertura progresiva de excavaciones subterráneas. En particular, *FLAC3D* permite representar la geometría tridimensional del problema y simular la apertura progresiva de puntos de extracción, mientras que el modelo constitutivo *IMASS* permite incorporar una representación del daño, degradación y comportamiento post *peak* del macizo rocoso (Itasca Consulting Group, 2024). Por lo tanto, el problema de investigación se centra en determinar cómo la calidad del macizo rocoso influye en la redistribución de esfuerzos, desplazamientos y evolución del daño durante la apertura progresiva de puntos de extracción bajo un rajo abierto existente. Esta evaluación permitirá identificar tendencias de comportamiento y sectores críticos del macizo rocoso, contribuyendo a la comprensión geomecánica de escenarios de transición desde minería a cielo abierto hacia minería subterránea.

1.2. Pregunta de investigación e hipótesis de trabajo

El presente trabajo responderá a la siguiente pregunta de investigación:

¿Cómo influye la calidad del macizo rocoso y sus propiedades en la respuesta geomecánica inducida por la apertura progresiva de puntos de extracción bajo un rajo abierto existente?

Por otro lado, es posible establecer una hipótesis de trabajo o investigación, la cual consiste en que la disminución de la calidad del macizo rocoso y su resistencia generará una mayor extensión de zonas dañadas, es decir, el daño se propaga en mayor medida, y en consecuencia provocará mayor cantidad de desplazamientos y una redistribución de esfuerzos más crítica durante la transición desde rajo abierto hacia minería subterránea.

1.3. Objetivos y alcances

La presente memoria de título buscará cumplir los siguientes objetivos y alcances.

1.3.1 Objetivo general

Evaluar la influencia de la calidad del macizo rocoso en la respuesta geomecánica durante la explotación subterránea bajo un rajo existente, mediante modelación numérica en *FLAC3D* utilizando modelo constitutivo *IMASS*.

1.3.2 Objetivos específicos

- Caracterizar los cambios en el estado de esfuerzos y desplazamientos en el macizo rocoso asociados a la apertura progresiva de puntos de extracción (*drawpoints*) bajo un rajo abierto existente.
- Evaluar la influencia de la calidad de roca en la magnitud y distribución de la respuesta geomecánica del sistema mina rajo abierto - subterránea.
- Analizar la evolución de daño en el macizo rocoso durante la apertura progresiva de puntos de extracción (*drawpoints*) bajo el rajo.

1.3.3 Alcances

La presente memoria de título se limitará al análisis geomecánico de un sistema simplificado rajo abierto – subterránea considerando una condición de rajo ya existente y la apertura progresiva de excavaciones subterráneas bajo este. No se busca reproducir la historia completa de explotación del rajo ni representar en detalle una mina real específica, sino evaluar la redistribución de esfuerzos, desplazamientos y evolución del daño bajo distintos escenarios de calidad de macizo rocoso a escala mina.

2. Estado del Arte

2.1. Contexto general

Durante los últimos años, al profundizarse las operaciones a cielo abierto el costo por tonelada de mineral extraído se acrecienta a raíz de la gran cantidad de material estéril que se debe remover para aumentar la profundidad del rajo (Sanzana y Tenorio, 2016), esto aparte del aumento del costo de transporte generado por las grandes distancias que deben recorrer las unidades CAEX para llegar desde las frentes de trabajo hacia su destino. Lo anterior contribuye a alcanzar el límite económico del *pit*, por lo que para aumentar la vida útil de la mina se introduce el concepto de transición hacia métodos subterráneos a partir del *open pit* (Ross y Stewart, 2020).

La selección del método de explotación subterránea se determina, en primera instancia, por la estructura del cuerpo mineralizado, ya sea veta, manto o cuerpo masivo. En segundo lugar, depende de la competencia geomecánica tanto de la roca de caja como del mineral y, finalmente, de los costos operativos por tonelada de material extraído. Cabe destacar que generalmente al realizarse una transición de este tipo se está en presencia de yacimiento masivo, motivo por el cual fue previamente explotado por *open pit*. Es por esto que en gran parte de los casos se prefiere los métodos de hundimiento tales como *block caving*, *sublevel caving* u otros métodos como *open stoping*, *room and pillar*, *cut and fill*, entre otros dependiendo de las reservas disponibles.

2.2. Experiencias internacionales

En los últimos años, varias operaciones a nivel mundial tales como Palabora (Sudáfrica), Chuquicamata (Chile), Grasberg (Indonesia), entre otras, han implementado transiciones desde minería a cielo abierto hacia minería subterránea. Este cambio obedece a factores económicos y limitaciones en la extensión lateral del *pit* (Verma & Soni, 2024), aparte de exigencias medioambientales y sociales que limitan la expansión superficial. Esta transición implica la simultaneidad parcial de operaciones superficiales y subterráneas, generando una compleja redistribución de esfuerzos en el macizo rocoso, en donde estos esfuerzos pueden inducir fenómenos como colgaduras, colapsos, subsidencia e inestabilidad de taludes (Eberhardt et al., 2007), que condicionan el diseño y la planificación de la secuencia de explotación subterránea.

A partir de lo anterior, se presentan algunos de los casos más emblemáticos de yacimientos de cobre en los que se realizó la transición de *open pit* a explotación subterránea. Cabe destacar que también existen casos de este tipo aplicado a la extracción de diamante, como lo son Ekati, Diavik, Venetia, Finsch, entre otros, pero fundamentalmente se analizarán los correspondientes a yacimientos de cobre, dado que presentan condiciones geológicas, geotécnicas y operativas

muy distintas a las de yacimientos de diamantes, que suelen encontrarse en kimberlitas con geometrías verticales y rocas muy competentes. Estas diferencias determinan comportamientos del macizo rocoso, mecanismos de subsidencia y estrategias de transición radicalmente distintas.

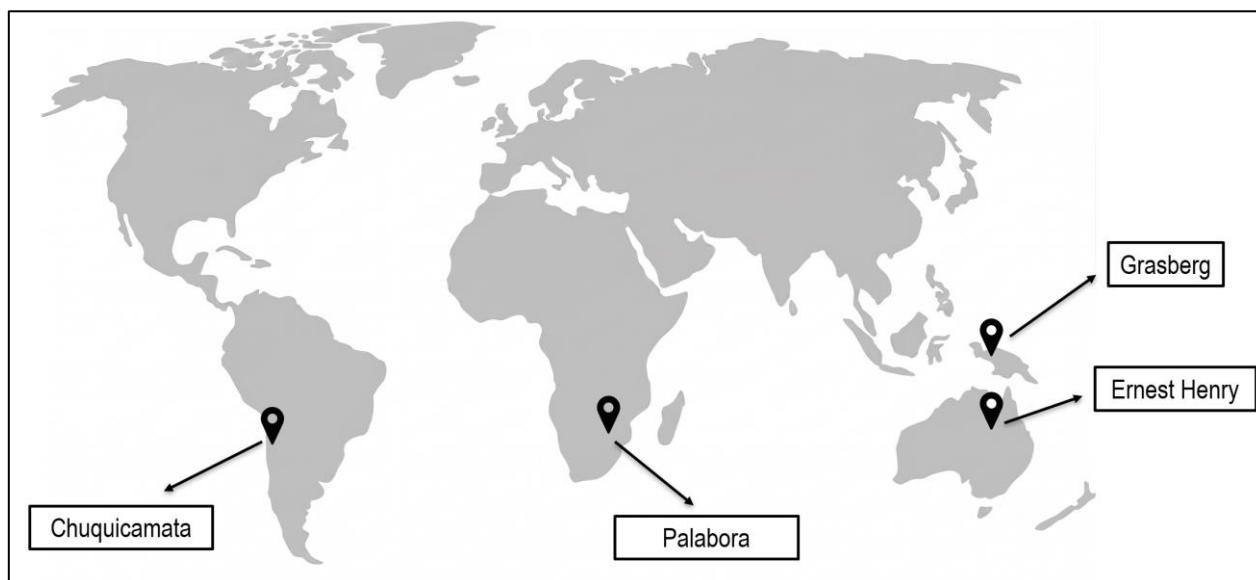


Figura 2-1: Ubicación Geográfica de Experiencias Internacionales en Transición OP-UG Minería de Cobre.

Tabla 2-1: Resumen de Información en Faenas de Cobre Donde se Realizó Transición OP-UG.

Mina	País	Mineral	Profundidad Pit	Método de explotación subterráneo	Eventos	GSI	UCS
Palabora	Sudáfrica	Cobre (Woo et al., 2012)	819 m (Glazer and Townsend, 2010)	Block Caving (Glazer and Townsend, 2010)	Falla pared del rajo (Ngidi and Boshoff, 2011) y fractura de pilar corona (Glazer and Townsend, 2010)	35 - 80 (Woo et al., 2012)	26 - 340 MPa (Woo et al., 2012)
Grasberg	Indonesia	Cobre y Oro (Wellman et al., 2008)	1100 m (Widijanto et al., 2017)	Block Caving (Widijanto et al., 2017)	Mudrush (Mining Technology, 2025) y riesgo de airblast (McPherson and Pearson, 1997)	50 - 60	64 - 141 MPa (Wellman et al., 2008)
Ernest Henry	Australia	Cobre y Oro (Max Ayliffe, 2000)	530 m (Campbell et al., 2013)	Sublevel Caving (Campbell et al., 2016)	Falla y colapso de pared del rajo (2008 y 2014) (Campbell et al., 2016)	75 (Campbell et al., 2013)	110 MPa (Campbell et al., 2013)
Chuquicamata	Chile	Cobre (Flores y Catalán, 2019)	1100 m (Flores y Catalán, 2019)	Block Caving Macrobloque (Flores y Catalán, 2019)	Colapsos en nivel de producción, colgaduras y airblast (Sociedad Chilena de Mecánica de Rocas, 2023)	25 - 85 (Sociedad Chilena de Mecánica de Rocas, 2023)	10 - 85 MPa (Olavarria et al., 2006)

Las minas Palabora, Chuquicamata, Grasberg y Ernest Henry presentan características similares en sus procesos de transición desde minería rajo abierto hacia explotación subterránea. En los 4 casos se trató de yacimientos de gran profundidad, con rajes que superaron los 500 metros, y que a su vez migraron hacia métodos de hundimiento como *sublevel caving* y *block caving*. Estas transiciones hacia la minería subterránea permitieron ampliar la vida útil de los yacimientos, pero trajeron consigo algunos riesgos o eventos geomecánicos significativos.

Es una realidad que al migrar hacia métodos subterráneos post explotación por *open pit*, se producirá interacción entre el rajo y las excavaciones subterráneas, lo que genera una

redistribución de esfuerzos en el macizo rocoso y pérdida de estabilidad o colapsos, que se pueden presentar tanto en el rajo como en el subsuelo.

Si bien Palabora ha sido pionera en transiciones a gran profundidad, ha presentado eventos importantes tales como la fractura del pilar corona en 2004 y la posterior falla y caída de la pared N-W del rajo en septiembre del mismo año (Ngidi and Boshoff, 2007). En el caso de la falla de la pared N-W del rajo se deslizaron aproximadamente 130 millones de toneladas de estéril hacia el fondo del *pit* (Glazer and Townsend, 2010). Se estima que lo anterior pudo ser provocado porque el pilar corona se encontraba fracturado y no fue capaz de absorber los esfuerzos, lo que resultó en la interacción del *caving* con el *pit* desestabilizando las paredes del rajo.



Figura 2-2: Mina Palabora Antes y Después de Falla en Pared del Rajo (Ngidi and Boshoff, 2007).

Por otro lado, Chuquicamata, mina de cobre ubicada en Chile, que después de más de 100 años operando a rajo abierto alcanzó su límite económico con un *pit* de aproximadamente 1.100 metros de profundidad. Actualmente, se está llevando a cabo la producción subterránea mediante *block caving* de macrobloques, lo que extenderá la vida útil del yacimiento en al menos 40 años (Flores y Catalán, 2019). Durante la producción subterránea se han registrado variados eventos o dificultades, algunos de los más importantes se presentaron durante 2020, como es el caso de la inestabilidad y colapso de los pilares en nivel de producción, colgaduras y *airblast* (Sociedad Chilena Mecánica de Rocas, 2023). Cabe destacar que estos eventos anteriores se produjeron principalmente por errores en diseño minero (Sociedad Chilena Mecánica de Rocas, 2023).

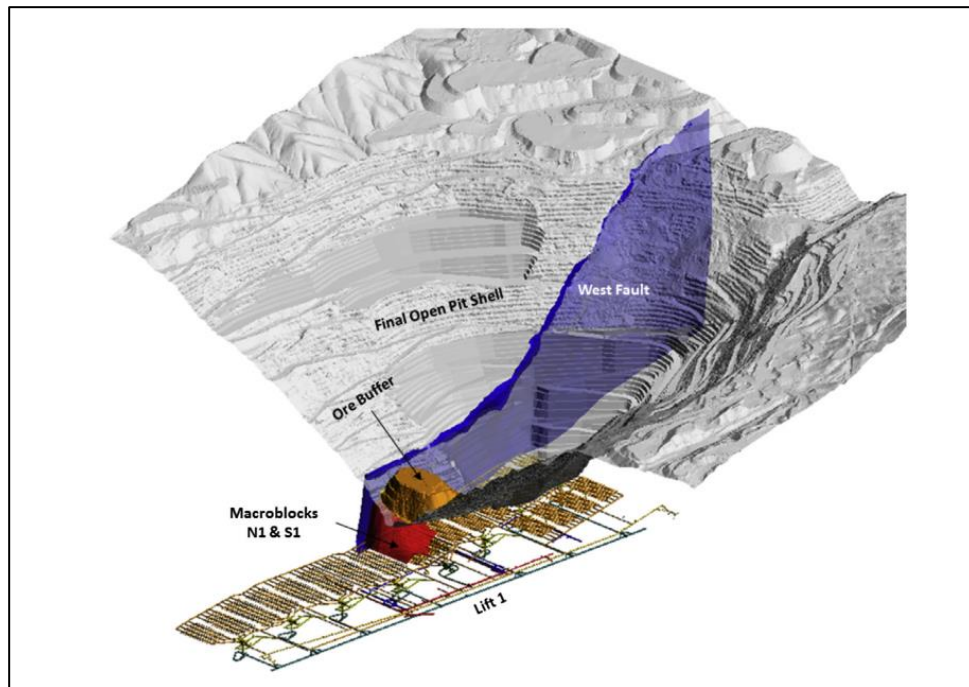


Figura 2-3: Representación Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS) (Flores y Catalán, 2019).

Por otro lado, durante la producción subterránea en Grasberg, esta se ha destacado por variados eventos ocurridos o riesgos presentes en la operación, tales como lo son los estallidos de roca, acumulación de agua en el fondo del rajo y riesgo de *mudrush*, *airblast*, y recientemente en septiembre de año 2025, ocurrió uno de los accidentes de mayor magnitud de los últimos años en la minería mundial, como lo fue un *mudrush* masivo, en donde según Freeport, alrededor de 800.000 toneladas de material húmedo ingresaron a la mina, afectando múltiples niveles, áreas de servicio elemental y costando la vida de 7 personas hasta octubre de 2025 (Mining Technology, 2025).



Figura 2-4: Vista Mina Grasberg.

Por último, Ernest Henry Mine, ubicada en Australia, es una faena que extrae cobre y oro principalmente en donde su operación a rajo abierto alcanzó un *pit* de 530 metros de profundidad. Posteriormente se tomó la decisión de operar a través de métodos subterráneos como *sublevel caving*. Durante sus años de operación a rajo, solamente se registró un evento de falla de talud ocurrida en 2008, mientras que post transición a UG ocurrió un colapso de la pared del rajo en el año 2014, provocando la caída de 2.5 millones de toneladas de material hacia el fondo del rajo (Campbell et al., 2016). Se estima que este colapso fue originado por una combinación factores como la influencia de la socavación subterránea que debilitó el talud, la infiltración de agua por lluvia a través de la falla 1, y por factores estructurales como la falla 1, Marhsall y fallas con buzamiento al oeste que provocaron un plano de debilidad dejando susceptible el terreno a deslizamientos (Campbell et al., 2016).

Es importante destacar que todos los eventos geomecánicos descritos en este apartado 2.2 y presentados en la Tabla 2-1 sucedieron después de realizar la transición desde *open pit* a *underground*, a excepción de la falla de talud en 2008 ocurrida la mina Ernest Henry. A raíz de lo anterior, se establece claramente la complejidad de estas operaciones y proyectos mineros que representan todo un reto para la ingeniería.

2.3. Aspectos críticos en transiciones

Por otro lado, a raíz de los eventos y desafíos observados en estas operaciones, durante los últimos años se han realizado estudios mediante modelamiento numérico basado en aspectos

críticos de este tipo de explotaciones tan singulares, como lo son el comportamiento del pilar corona, la estabilidad de taludes mientras se desarrolla el hundimiento y otras variables adicionales que se recomienda tener presente en escenarios donde se desarrolla la transición *open pit a underground*, tales como la información geotécnica, tipo de excavaciones, clima, monitoreo geotécnico y manejo operacional.

2.3.1 Pilar corona

Es de amplio conocimiento que el pilar corona (*crown pillar*) constituye uno de los elementos más críticos en la transición entre minería superficial y subterránea, esto porque está encargado de proteger la mina a cielo abierto de problemas de inestabilidad o falla. Además, por razones de seguridad, su función es proteger a la operación subterránea ubicada bajo el pilar corona frente a posibles flujos de roca, suelo o agua durante el proceso de transición. Según Salu et al. (2016), en su estudio de análisis de estabilidad del pilar corona desde el inicio el hundimiento, en Grasberg Block Cave, hasta la condición crítica del pilar mediante el uso de *Phase2*, se obtuvo que el factor de resistencia del pilar disminuye a medida que aumenta la altura del hundimiento. Para este caso específico el pilar corona alcanza una condición crítica de estabilidad cuando su espesor es de 20 metros y el hundimiento alcanza los 260 metros de altura desde el *undercut level*.

Por otro lado, Verma & Soni (2024) analizaron la transición de *open pit a underground* mediante el método *cut and fill* y caserones. En este estudio se destaca la importancia de que además de la geometría del cuerpo mineralizado, tienen gran influencia al momento de determinar el espesor óptimo del pilar corona parámetros como RMR, altura del caserón, geometría del rajo, presencia de discontinuidades, condiciones hidrogeológicas, esfuerzos in situ y los esfuerzos reorientados a partir del rajo junto con la secuencia de extracción subterránea que se llevará a cabo.

2.3.2 Estabilidad de taludes

La estabilidad de los taludes del rajo representa otro de los aspectos importantes en este tipo de proyectos que combinan minería a cielo abierto y subterránea. La falta de estabilidad puede conducir a deslizamientos de tierra o fallas masivas de las paredes del rajo. En función de lo anterior, han ocurrido varios de estos eventos, los que han sido objeto de estudio durante los últimos años; tal es el caso de la mina de metal Shilu, en donde Yuan et al. (2024) investigaron mediante simulaciones y modelos numéricos la estabilidad del macizo rocoso durante la transición de la minería a cielo abierto a la subterránea, donde obtuvieron que a medida que se logra mayor profundidad, se generan altas concentraciones de esfuerzo en zonas específicas, lo que aumenta el riesgo de inestabilidad. De manera adicional, la zona de hundimiento se desarrolla hacia el este, provocando desplazamientos y subsidencia del terreno. También se

observó que el talud oriental se hunde y colapsa parcialmente, generando deslizamientos de gran escala que coinciden con las condiciones reales observadas en la mina.

Por otro lado, como se mencionó anteriormente, uno de los casos famosos de falla de taludes y deslizamiento de material de forma masiva es el de Palabora, en donde a raíz de lo ocurrido Brummer et al. (2006) investigaron mediante modelamiento numérico el origen de la falla, obteniendo que la inestabilidad de los sectores del talud norte (lugar donde se produjo el deslizamiento) se debe principalmente por la interacción entre el conjunto de discontinuidades presentes y el avance del hundimiento subterráneo que reduce el soporte y genera desplazamientos progresivos. También destacaron que esta pared del rajo se encuentra en equilibrio limite, por lo que una infiltración de agua repentina en las discontinuidades puede a eventualmente acelerar la falla.

2.3.3 Consideraciones durante las transiciones OP-UG

En complemento a los estudios sobre pilar corona y estabilidad de taludes, existe una línea de investigación orientada a las consideraciones y dificultades globales que caracterizan este tipo de proyectos. Por ejemplo, Hamman et al (2020) señala que existe poca información respecto a los desafíos operacionales presentes en una mina de estas características, también menciona que los desafíos serán únicos según la secuencia de explotación y la interacción entre el rajo abierto y la operación subterránea. Para esto, analiza diversos escenarios a considerar, tales como la transición *open pit* a *underground*, la operación subterránea bajo un *pit* existente y por último el caso donde se lleva a cabo la producción tanto en el rajo como en la parte subterránea de la mina. También define que las consideraciones importantes a tener en cuenta durante la transición son la gestión del modelo geotécnico, gestión de excavaciones, gestión del agua, monitoreo geotécnico y gestión operacional. Finalmente concluye que para lograr una transición exitosa entre minería a rajo abierto y subterránea, es fundamental comprender las interacciones geotécnicas y operacionales entre ambas, y también establece que la industria necesita una guía unificada para manejar los riesgos geotécnicos asociados a la interacción entre rajo abierto y subterráneo, porque eso garantizará operaciones más seguras, rentables y sostenibles (Hamman et al., 2020).

Por otro lado, Majaule & Lefu (2024) señalan que en la mina de diamantes Karowe, al operar con el método subterráneo *longhole shrinkage* es vital mantener la estabilidad del pilar corona, taludes del rajo y estabilidad de las rampas. Mencionan que lo anterior se logra mediante el uso de técnicas avanzadas de modelamiento numérico y estrategias de monitoreo robustas que permitan evaluación continua frente a condiciones geotécnicas cambiantes en este tipo de operaciones.

Por último, recomiendan realizar análisis de sensibilidad para comprender el factor de seguridad frente a la falla de los taludes del rajo.

En síntesis, las investigaciones revisadas destacan la necesidad de integrar el conocimiento geotécnico, el modelamiento numérico y el monitoreo en la planificación de proyectos de transición. Sin embargo, aún se requiere complementar el modelo numérico con hidrología, sistemas de discontinuidades y avanzar en la comprensión cuantitativa de cómo la presencia del rajo modifica los esfuerzos en el macizo rocoso subterráneo. Dentro de estas brechas investigativas, también se destaca la limitada cantidad de estudios relacionados a la generación de colgaduras, fenómeno que puede presentarse durante la transición desde minería rajo abierto hacia subterránea. Por esta razón, será un aspecto relevante para analizar en la presente investigación.

2.4. Tendencias y proyectos futuros a nivel mundial

Como se destacó previamente, los estudios geotécnicos proporcionan una comprensión detallada de la estabilidad de los aspectos críticos de la transición, lo que resulta determinante al evaluar y planificar la factibilidad de un proyecto de este tipo, es por esto que, así como hay operaciones consolidadas con estas características duales (*OP&UG*), también hay diversos proyectos a futuro de esta índole a lo largo del mundo o que ya se encuentran en construcción. En Norte América se encuentran yacimientos de cobre-oro como lo son Bingham Canyon (Mining Data Online, s.f.)(NS Energy, 2019), Red Chris (Stewart et al., 2021) y Kerr-Sulphurets-Mitchell (NS Energy, 2020), que tienen pronosticado utilizar *Longhole/Sublevel Open Stopping* (Mining Data Online, s.f.) y *Block Caving* (Stewart et al., 2021) (NS Energy, 2020) en su fase post *pit*. Asimismo, en esta región también hay minería exclusiva de oro como lo son las faenas Canadian Malartic (Agnico Eagle Mines Limited, s.f.) y Detour Lake (Agnico Eagle Mines Limited, s.f.) que estiman utilizar *Sublevel open stopping* (Mining Careers Online, s.f.) y *Longhole Open Stopping* (Gleeson, 2024) al finalizar sus operaciones a rajo abierto.

Por otro lado, entre los proyectos que destacan en África se tiene a Tharisa (Parker, 2025), Mogalakwena (Alta van Dyk Environmental Consultants cc, 2023)(Anyango, 2025) y Jwaneng (NS Energy, 2021), esta última siendo un yacimiento de diamantes (NS Energy, 2021) mientras que las dos anteriores basan sus operaciones en la extracción de metales de grupo platino (Parker, 2025), (Alta van Dyk Environmental Consultants cc, 2023)(Anyango, 2025). Estas faenas africanas proyectan desarrollar principalmente métodos como *Room and Pillar* (Parker, 2025), *Longhole Open Stopping/Cut and Fill* (Alta van Dyk Environmental Consultants cc, 2023) y *Block Caving/Sublevel Caving* (NS Energy, 2021) respectivamente.

Por último, Savage River, una faena de hierro (Webb, 2024) ubicada en Australia, específicamente en la región de Tasmania, que al alcanzar su límite económico con su open *pit* proyecta utilizar métodos de hundimiento como *Block* y *Sublevel Caving* (Webb, 2024) para aumentar la vida útil de la mina. En conjunto, estos proyectos reflejan una tendencia creciente a nivel mundial hacia la integración de operaciones a rajo abierto y subterráneas como estrategia para extender la vida útil de los yacimientos.

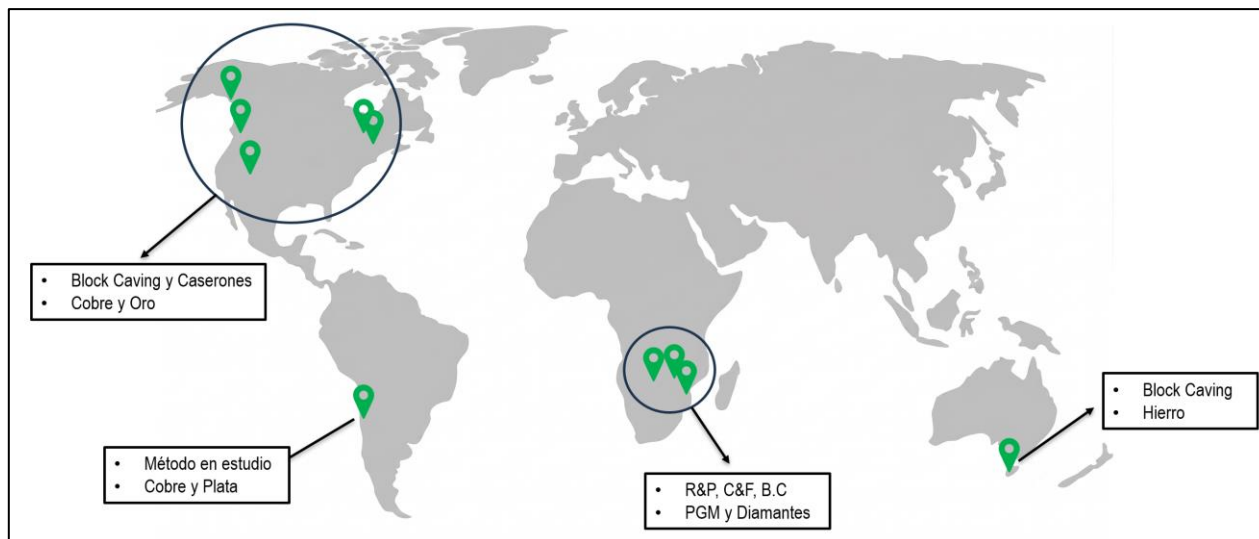


Figura 2-5: Representación Geográfica de Proyectos Futuros de Transición OP-UG, y su Correspondiente Método de Explotación y Recurso Explotable.

En definitiva, la literatura revisada evidencia que la transición desde minería a rajo abierto hacia minería subterránea representa un proceso complejo, condicionado por múltiples factores geotécnicos, operacionales y económicos. Si bien los avances en modelamiento numérico y monitoreo han permitido comprender mejor el comportamiento del macizo rocoso, aún existen vacíos significativos respecto a la cuantificación de los esfuerzos inducidos por la presencia del rajo sobre las labores subterráneas, redistribución de esfuerzos en el macizo, entre otros. En este contexto, el presente estudio busca aportar a esta línea de investigación mediante la evaluación detallada de los esfuerzos generados en distintos escenarios de propiedades geotécnicas asociadas a la calidad del macizo rocoso, con el fin de contribuir al diseño seguro y eficiente de futuras operaciones de transición.

3. Marco Teórico

3.1. Minería a rajo abierto

La minería a rajo abierto, o en su defecto minería de superficie o a cielo abierto, es una técnica minera que extrae minerales de una excavación abierta en el suelo. Es ampliamente utilizada cuando los depósitos minerales se encuentran cerca de la superficie terrestre (Anglo American, s.f.). Un rajo se compone principalmente por bancos, bermas, rampas, caminos y un talud, que corresponde al ángulo de inclinación de las paredes del rajo.

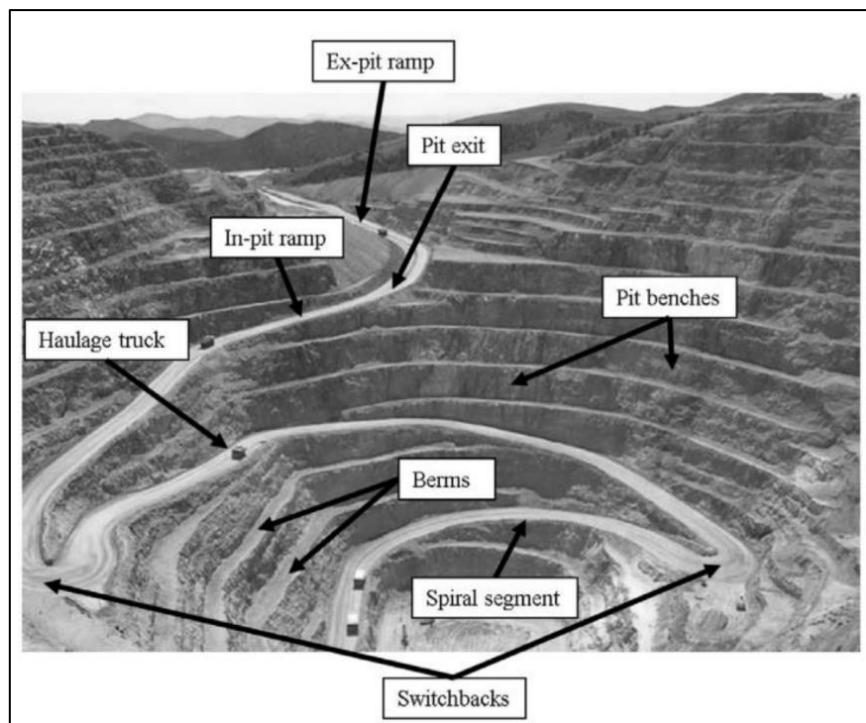


Figura 3-1: Componentes Más Importantes de Minería a Rajo Abierto (Manríquez, 2024)

Este método posee variados beneficios frente a otros, tales como la facilidad de implementación para producción masiva, permite extraer selectivamente grados o leyes de mineral, no existe restricción de tamaño de maquinarias, posee bajos costos de cierre, y, por último, se necesita un menor CAPEX y OPEX en comparación a otros métodos de explotación (Anglo American, s.f.)

3.2. Minería subterránea

Dentro de la minería subterránea existen variados métodos de explotación, los cuales son seleccionados en función del tipo de yacimiento, es decir si es masivo, tabular/veta o manto, pero también influye la calidad de la roca de caja y mineral. A continuación, se observa una tabla resumen con recomendación de que método de extracción subterránea utilizar en función del tipo de yacimiento y la calidad del macizo rocoso.

Tabla 3-1: Preselección de Métodos de Explotación en Función de la Forma del Yacimiento y Calidad de Roca de Caja y Mineral (Encina, 2024)

Potencia			Calidad Roca Caja			
			Competente		Incompetente	
			Pequeña	Amplia	Pequeña	Amplia
Calidad Roca Mineral	Buena / Competente	Veta	Caserones vacíos con galerías internas	Caserones vacíos con galerías internas y pilares permanentes.	Caserones vacíos con galerías internas y pilares recuperables	Hundimiento por subniveles
		Manto	Cámaras y pilares	Cámaras y pilares + relleno	Corte y relleno cementado en paños	Corte y relleno cementado en paños
		Clavo	Caserones vacíos con galerías internas	Caserones vacíos con galerías internas y pilares permanentes	Caserones vacíos con galerías internas y pilares recuperables	Hundimiento por subniveles
	Mala / Incompetente	Veta	Caserones vacíos con galerías externas	Caserones vacíos con galerías externas y pilares permanentes	Caserones vacíos con galerías internas y pilares recuperables	Hundimiento por socavación
		Manto	Cámaras y pilares	Cámaras y pilares + relleno	Corte y soporte con escudos	Corte y soporte con escudos
		Clavo	Caserones vacíos con galerías externas	Hundimiento por socavación	Caserones vacíos con galerías internas y pilares recuperables.	Hundimiento por socavación

Para el presente estudio será de utilidad conocer más específicamente el método *Block Caving*. Este corresponde a un método de explotación masivo y de alta productividad, en el cual el material se extrae mediante LHD desde puntos de extracción o *drawpoints* donde se encuentra material fragmentado. Este método posee una alta eficiencia y un bajo costo de operación dado que solo se realiza un proceso de preparación y socavación previa mediante tronadura y fracturamiento hidráulico, donde al debilitar la base el macizo rocoso este pierde soporte estructural y colapsa de manera controlada, propagándose así el hundimiento a través de toda la columna del macizo rocoso.

3.2.1 Colgaduras

Durante el desarrollo de la explotación mediante *block caving* o métodos de hundimiento en general, cabe la posibilidad de que se generen colgaduras. Lo anterior corresponde

a la formación de una estructura temporalmente estable de roca fragmentada, generada principalmente por el trabamiento del material que interrumpe su desplazamiento gravitacional hacia los puntos de extracción. Existen tres tipos principales (Troncoso Bórquez, 2006):

- **Colgadura por bloqueo:** atascamiento provocado por colpa de gran tamaño en altura (zanja muy chica con relación a los fragmentos).
- **Colgadura por arco mecánico:** interrupción de flujo originada por encadenamiento estable de varias colpas en altura (el tipo más frecuente).
- **Colgadura por arco cohesivo:** interrupción de flujo originada por apoyo de colpas en altura sobre una base de material fino compactado y generalmente húmedo también (mayor cohesión).

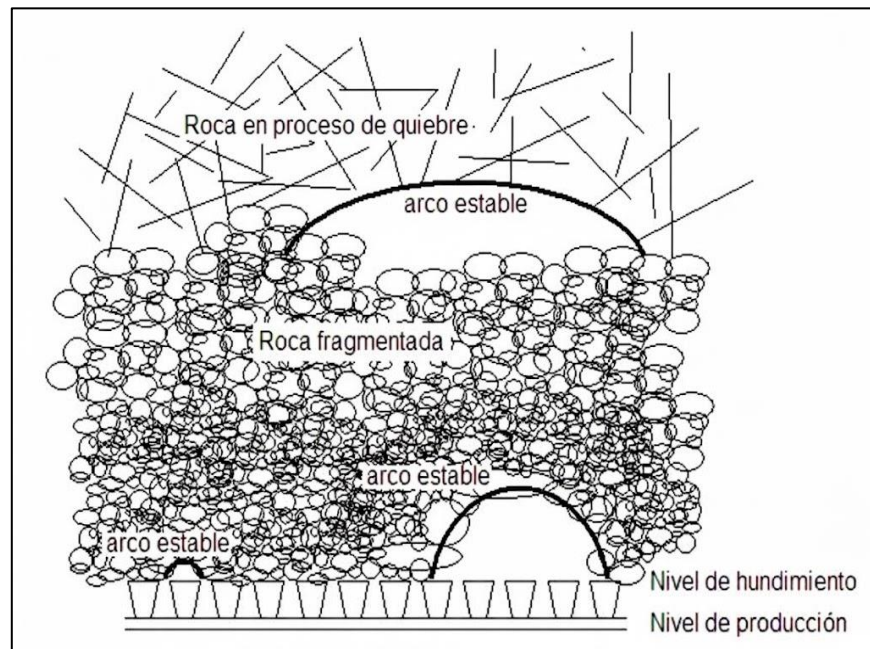


Figura 3-2: Colgaduras (Troncoso Bórquez, 2006).

3.3. Pilar Corona

En este caso de transición desde rajo abierto hacia métodos de explotación subterránea el pilar corona o también denominado *crown pillar* corresponde al pilar de roca o losa que se encuentra entre el fondo del rajo y el punto más alto de propagación del *caving*. Este pilar resulta muy importante en este tipo de operaciones, ya que es el responsable de transmitir los esfuerzos, sismicidad y evitar el ingreso de agua hacia la columna de roca fracturada, dado que puede provocar eventos no deseados como *mudrush*.

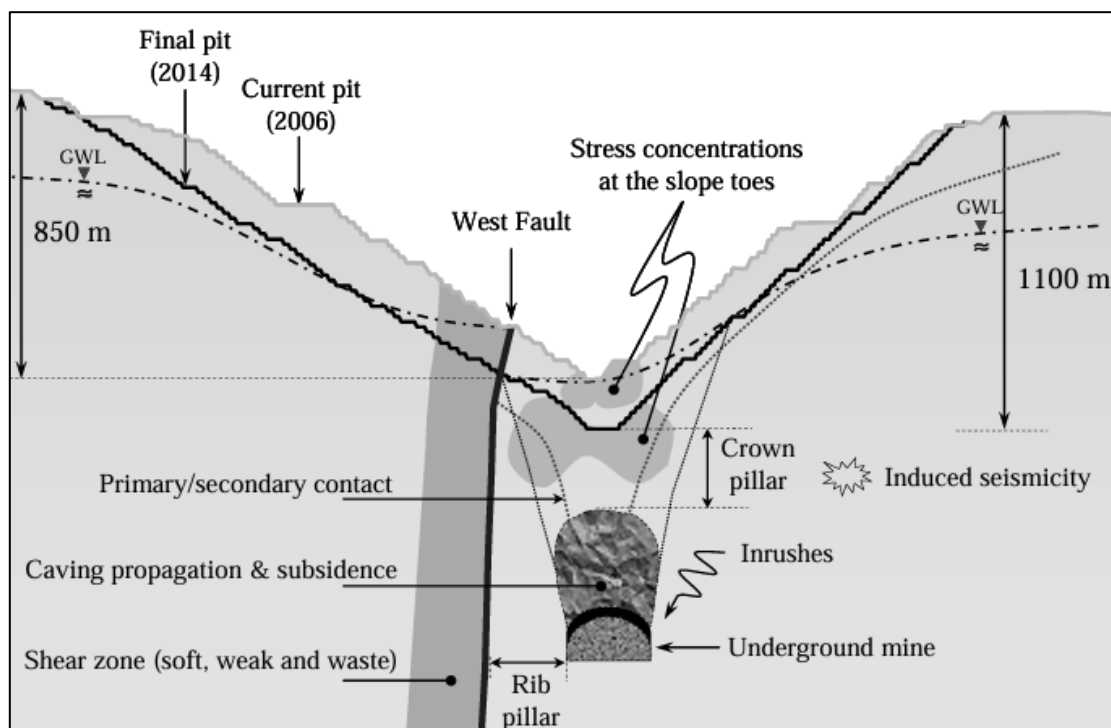


Figura 3-3: Representación de Una Transición con Indicación de Ubicación de Pilar Corona (Olavarria et al., 2006).

3.4. Macizo Rocoso

3.4.1 Concepto

Corresponde al conjunto de roca intacta y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, los cuales condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico (Alonso Rodríguez, 2007). La roca intacta corresponde a la roca sin presencia de discontinuidades, la cual posee densidad, deformabilidad y resistencia (Alonso Rodríguez, 2007). Por otro lado, la discontinuidad corresponde a cualquier plano de origen mecánico o sedimentario de un macizo rocoso, con una resistencia a la tracción nula o muy baja (Alonso Rodríguez, 2007).

3.4.2 Clasificación Macizo Rocoso

Existen variadas formas de clasificación de macizo rocoso, las cuales se asocian claramente a la calidad de roca que este presenta. A continuación, se mencionan los más importantes (Delonca, 2023):

- **RQD: Rock Quality Designation.** Corresponde al porcentaje de testigo intacto de más de dos veces el diámetro del testigo. Es la base del RMR y Q-Barton.
- **RMR: Rock Mass Rating.** Índice calidad de roca que incorpora 6 factores asignándole puntaje. Los factores que evalúa son: resistencia a compresión uniaxial, RQD,

espaciamiento entre discontinuidades, condición de las discontinuidades, agua subterránea y orientación de las discontinuidades.

- **MRMR:** *Mining Rock Mass Rating*. Ajuste el RMR para considerar esfuerzos in situ, esfuerzos inducidos y efectos de tronadura y alteración por exposición de la roca fresca al ambiente. Ha sufrido modificaciones realizadas inicialmente para representar condiciones en minas *Block Caving*.
- **Q-Barton:** *Rock Tunneling Quality Index*. Ampliamente utilizado en la construcción de túneles en obras civiles. Varía en escala logarítmica entre 0,001 y 1000. Para su estimación toma en cuenta el RQD, sistemas de discontinuidades, rugosidad de discontinuidades, alteración de discontinuidades, factor de reducción por presencia de agua y un SRF (*Strength Reduction Factor*).
- **GSI:** *Geological Strength Index*. Introducido por Hoek (1994) y modificado posteriormente, corresponde a un sistema para estimar la reducción de resistencia del macizo rocoso para diferentes condiciones geológicas. Depende directamente de la estructura del macizo rocoso (blicosidad y grado de trabazón), y de la superficie de las discontinuidades. El GSI opera en un rango entre 0 y 100, donde hay categorías definidas tales como: Roca muy mala (0 - 21), roca mala (21 - 40), roca regular (41 - 60), roca buena (61 - 80) y roca muy buena (81 - 100).

3.4.3 Criterio de Falla Hoek&Brown

Un criterio de falla corresponde a un modelo empírico usado en ingeniería para determinar cuándo un material alcanza su límite de resistencia y comienza a romperse. Asimismo, el criterio de Hoek&Brown define un criterio no lineal, el cual es válido para evaluar la resistencia del macizo rocoso en estado isótropo y condiciones triaxiales (Delonca, 2023). Este criterio se describe mediante la siguiente ecuación:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{Ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{Ci}} + s \right)^a \quad (\text{Ec. N°1})$$

Donde:

- σ_1 y σ_3 : Esfuerzos principales.
- σ_{Ci} : Resistencia a la compresión uniaxial para roca intacta.
- m_b, s y a : constantes a determinar y que dependen de la roca.

3.5. Esfuerzos

3.5.1 Esfuerzos in Situ

Los esfuerzos in situ corresponden al campo tensional natural de la corteza terrestre, el cual se compone por esfuerzos gravitacionales (carga sobre el terreno) y esfuerzos tectónicos provocados por el movimiento de las placas tectónicas.

- **Esfuerzo vertical (σ_v):** se define como la presión que ejerce el peso de la roca que se encuentra sobre un punto determinado del macizo rocoso. A mayor profundidad, mayor será este esfuerzo, ya que existe una mayor cantidad de material ejerciendo carga hacia abajo. Este esfuerzo se puede calcular de la siguiente manera:

$$\sigma_v = \rho \cdot g \cdot z \quad (\text{Ec. N}^\circ 2)$$

Donde:

- σ_v : Esfuerzo vertical (Pa).
- ρ : Densidad de roca (kg/m^3).
- g : gravedad (m/s^2)
- z : Profundidad (m).
- **Esfuerzo horizontal (σ_h):** corresponde a la presión que actúa lateralmente dentro del macizo rocoso. Este esfuerzo se relaciona con el peso de la roca, las condiciones geológicas del sector y la historia tectónica del terreno, por lo que puede variar según la profundidad y la orientación analizada.
- **Ratio K:** representa la relación entre el esfuerzo horizontal y el esfuerzo vertical dentro del macizo rocoso. Este valor permite estimar qué tan importantes son las cargas laterales respecto al peso de la roca sobre el punto analizado.

$$K = \frac{\sigma_h}{\sigma_v} \quad (\text{Ec. N}^\circ 3)$$

3.5.2 Esfuerzos inducidos

Corresponde al cambio en el estado de tensional que sufre el macizo rocoso como resultado de una alteración externa, donde en un contexto minero, los esfuerzos inducidos se dan principalmente por el desarrollo de excavaciones, ya sean subterráneas como túneles, galerías, piques y chimeneas, o bien en minería de superficie con la excavación del rajo.

3.6. Modelación Numérica

La modelación numérica corresponde a una metodología de análisis computacional que permite representar y evaluar el comportamiento mecánico de un macizo rocoso bajo determinadas condiciones de carga, geometría y excavación. Mediante la discretización del dominio en elementos o zonas de cálculo, es posible estimar la redistribución de esfuerzos, deformaciones, desplazamientos y zonas de daño asociadas a procesos mineros o geotécnicos. Esta herramienta permite analizar distintos escenarios de diseño y apoyar la toma de decisiones en función de la respuesta esperada del terreno.

3.6.1 FLAC3D

FLAC3D corresponde a un programa de modelación numérica para problemas geotécnicos y de mecánica de rocas que opera en tres dimensiones. A diferencia de los programas tradicionales de equilibrio límite en 2D, *FLAC3D* utiliza una formulación explícita de volúmenes finitos para simular el comportamiento de suelos, rocas y hormigón sometidos a esfuerzos, y para construir modelos detallados de túneles, minas, cavernas y otras estructuras subterráneas (Itasca Software, s.f.)

3.6.2 Modelo Constitutivo *IMASS*

El modelo constitutivo de Itasca *Model for Advanced Strain Softening (IMASS)* corresponde a un modelo constitutivo de ablandamiento por deformación desarrollado por Itasca Consulting, el cual busca evaluar la respuesta del macizo rocoso frente a la redistribución de esfuerzos inducidos por una excavación, taludes o procesos de hundimiento, resultando así en la representación de falla progresiva y la desintegración del macizo rocoso, desde una roca intacta, fracturada y/o vetiforme, hasta un material desagregado y esponjado (Ghazvinian, 2021).

Cabe destacar que este modelo constitutivo utiliza las unidades del sistema internacional (SI) para la longitud (m), densidad (kg/m^3), fuerza (N), esfuerzos (Pa) y gravedad (m/s^2) (Itasca Consulting Group, Inc., s.f.)

a) Modelo Strain Softening

IMASS es capaz de capturar el proceso en el cual el macizo rocoso alcanza su resistencia máxima, seguido de una reducción *post peak* de la resistencia hasta alguna condición residual a medida que aumenta la deformación. El proceso anterior suele denominarse *strain softening* o ablandamiento por deformación. A continuación, se muestra un modelo conceptual de la respuesta del macizo rocoso frente al hundimiento, donde el modelo *strain softening* permite representar el

comportamiento de la roca y su correlación con los distintos estados de respuesta del macizo (Itasca Chile SpA, s.f.)

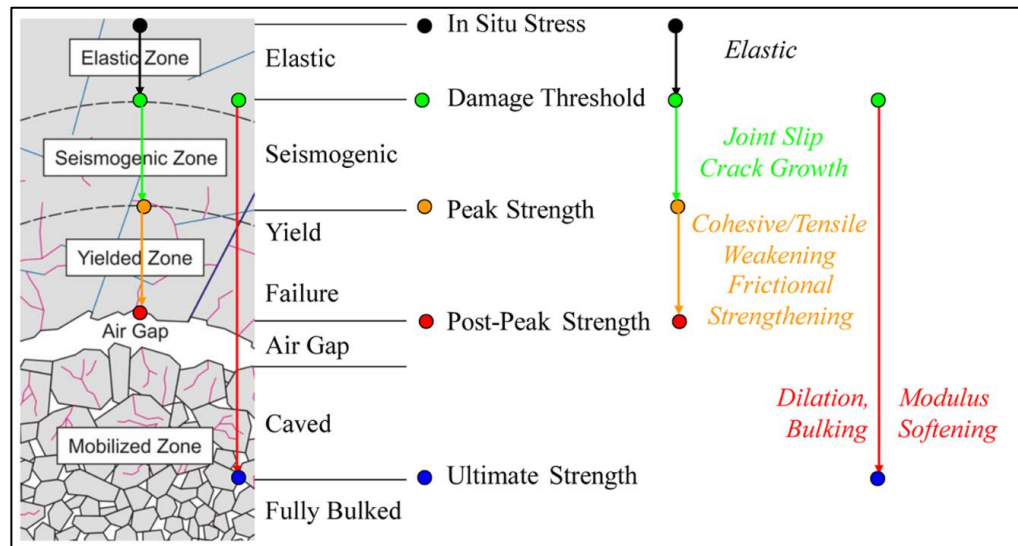


Figura 3-4: Asociación Grados de Fracturamiento del Macizo con Componentes de la Curva de Modelo Constitutivo IMASS (Itasca Consulting Group, Inc., s.f.).

Dentro del modelo constitutivo se describen cuatro factores críticos que controlan el comportamiento general del macizo rocoso durante el proceso de degradación de las propiedades del macizo rocoso.

- **Debilitamiento cohesivo y tensional:** Durante la deformación, el macizo rocoso pierde resistencia por fracturamiento y reducción de cohesión y tracción, aunque puede fortalecerse bajo confinamiento debido a la fricción y dilatación del material fracturado.
- **Comportamiento frágil *post-peak*:** controla la velocidad con que el macizo rocoso pierde resistencia después de alcanzar la resistencia *peak*, influyendo así en la rapidez con que los esfuerzos se redistribuyen durante la deformación.
- **Modulus Softening:** representa la pérdida de rigidez del macizo rocoso asociada al fracturamiento y esponjamiento, lo que reduce su capacidad de soportar esfuerzos alrededor de excavaciones y zonas de hundimiento.
- **Dilatación:** representa el aumento de volumen del macizo rocoso durante las deformaciones de corte, afectando así la resistencia bajo confinamiento. Este comportamiento forma parte del proceso *strain-softening*, donde la resistencia disminuye desde un valor *peak* hasta uno residual con el incremento de deformación, fenómeno que IMASS logra simular mediante el criterio de falla de Hoek&Brown.

Por otro lado, el modelo constitutivo se construye a partir de diferentes envolventes que lo componen y que describen las fases por las que pasa el macizo rocoso, estas se describen a continuación y pueden ser observadas en la Figura 3-5 y Figura 3-6:

- **Peak strenght envelope:** representa la resistencia máxima inicial del macizo rocoso. Una vez alcanzada la condición *peak*, comienza la acumulación de deformación plástica de corte y el material comienza a perder resistencia. Funciona mediante criterio de falla H&B modificado.
- **Post-peak envelope:** representa la condición en la cual ya el macizo superó su resistencia máxima y ha comenzado a degradarse. Se acumula deformación plástica de corte.
- **Ultimate strength envelope:** representa la resistencia residual del macizo rocoso. Aquí la resistencia se estabiliza en un valor bajo a partir de una degradación avanzada que ha sufrido. Se acumula deformación volumétrica.

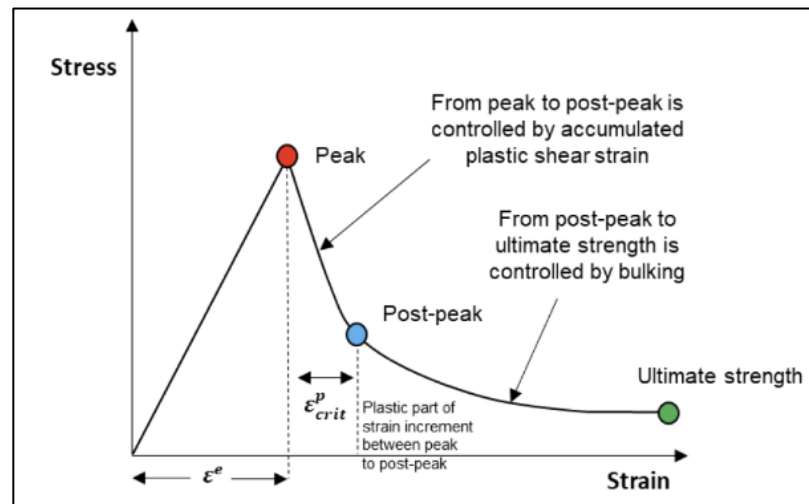


Figura 3-5: Esfuerzo en Función de la Deformación en Modelo Constitutivo IMASS (Ghazvinian et al., 2020).

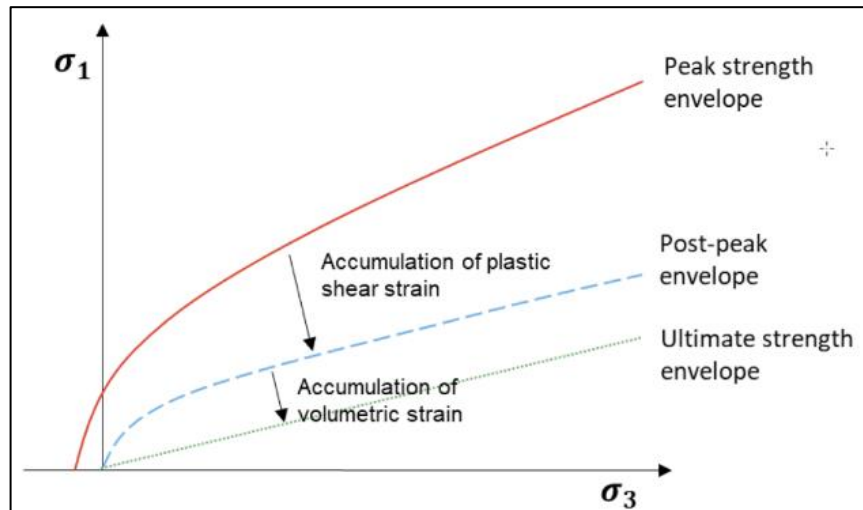


Figura 3-6: Curva de Esfuerzos Principales con sus Respectivas Envolventes en Modelo Constitutivo *IMASS* (Ghazvinian et al., 2020).

Durante la primera fase, que corresponde a la transición entre condición *peak* a *post-peak*, el daño es provocado por el fracturamiento de la roca intacta debido a los cambios de esfuerzo, lo cual solo genera pequeños incrementos en la porosidad y permeabilidad. La pérdida de resistencia se produce a partir de pequeñas deformaciones. La evaluación numérica del daño dependerá de la acumulación de deformación plástica de corte. Esta fase finaliza una vez que el macizo rocoso alcanza la deformación plástica de corte crítica y su resistencia se iguala con la resistencia *post peak* (Itasca Chile SpA, s.f.)

Por otro lado, durante la fase dos, es decir entre la condición *post-peak* y *ultimate strength*, la deformación es provocada por la redistribución de los bloques de roca, lo que provoca un aumento significativo de la porosidad (cercano al 40%) y de la permeabilidad. La pérdida de resistencia es provocada por procesos de grandes deformaciones. La evaluación numérica de la perturbación dependerá directamente de la deformación volumétrica. Esta fase finaliza una vez alcanzada la deformación volumétrica máxima, punto en el cual el macizo rocoso alcanza una resistencia en condición de *ultimate strength* por lo cual su resistencia no variará a pesar de que se produzcan deformaciones adicionales (Itasca Chile SpA, s.f.)

b) Sloss (índice de daño)

Desde Itasca Consulting Group, señalan que *sloss* corresponde a un indicador de daño en *IMASS* que es utilizado para evaluar el grado de ablandamiento o debilitamiento que ha experimentado el macizo rocoso a partir de alguna

perturbación en él. *Sloss* posee un dominio de valores entre -1 y 1, en el cual el -1 corresponde a material totalmente degradado, mientras que el 1 corresponde al macizo rocoso aún sin daño (intacto). Cabe destacar que el valor 0 intermedio también representa roca fracturada y sin cohesión, pero sus partes aún se encuentran comprimidas, lo cual significa que no se ha presentado deformación volumétrica (*bulking*). A continuación, es posible observar gráficamente las escalas de daño según el índice *sloss*.

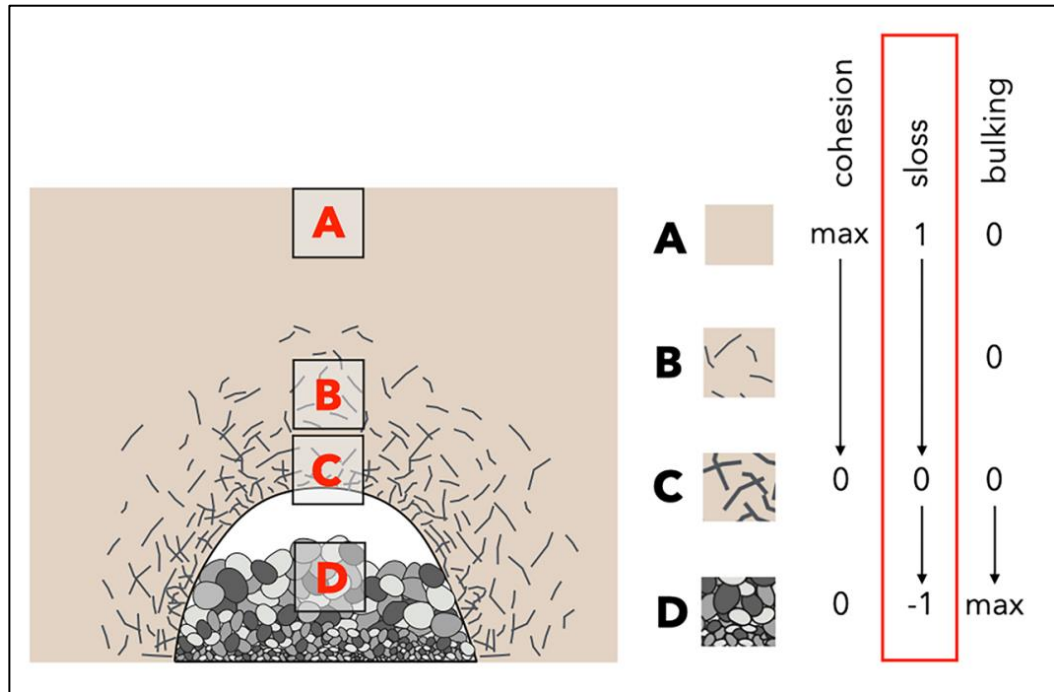


Figura 3-7: Representación Gráfica del Grado de Fracturamiento según *Sloss* (Ghazvinian et al. 2020).

Este indicador de daño *sloss* posee 2 formas de ser calculado, dependiendo entre que envolventes del modelo *strain softening* se encuentre.

- Entre envolventes *peak* y *post-peak* (en función de la deformación plástica de corte):

$$Sloss = 1 - \frac{\text{Plastic shear strain}}{\text{Critical plastic shear strain}} \quad (\text{Ec. N}^\circ 4)$$

- Entre envolvente *post-peak* y *ultimate strength* (en función de la deformación volumétrica):

$$Sloss = - \frac{\text{Volumetric strain}}{\text{Maximum allowable volumetric strain}} \quad (\text{Ec. N}^\circ 5)$$

A raíz de este índice de daño, será posible detectar zonas críticas dentro de la geometría modelada, lo que permitirá obtener conclusiones acerca del daño provocado en el macizo rocoso a partir de apertura de puntos de extracción (*drawpoints*) en *Block Caving*.

c) Inputs necesarios IMASS

Para el correcto funcionamiento de este modelo constitutivo se deberán asignar distintas variables de entrada, las cuales se utilizarán según corresponda (Itasca Consulting Group, Inc., s.f.):

- **Condición *Peak Strenght*:** variables utilizadas para realizar cálculos mediante criterio de falla de Hoek & Brown, tales como GSI, UCS, m_i . Cabe destacar que a partir de estos valores es posible calcular otras magnitudes tales como esfuerzos, m_b , s y a .
- ***Modulus*:** representa el módulo de Young en roca intacta. Permite calcular módulo de Poisson y módulo de Young aplicado a macizo rocoso.
- ***Strength weakening*:** corresponden a variables que provocan degradación progresiva de la resistencia del macizo rocoso, actuando como factores que reducen sus propiedades resistentes a medida que se desarrolla la deformación plástica. En este estudio, el análisis se centra específicamente en el multiplicador crítico, parámetro que modifica la deformación crítica de corte. El multiplicador crítico se utiliza como un parámetro de entrada que permite ajustar la deformación crítica, modificando así la forma en que el macizo rocoso pierde resistencia. De esta manera, es posible representar un comportamiento más frágil o más dúctil, dependiendo de los requerimientos del análisis.
- ***Dilation*:** Este conjunto de variables está asociado al cambio volumétrico del macizo rocoso durante el proceso de deformación y degradación de sus propiedades. En particular, la variable VSI, o *Volumetric Strain Increment*, representa un factor volumétrico que cuantifica el incremento de la deformación volumétrica del macizo, es decir, esta se vincula directamente con la transición entre la envolvente *Post-Peak* y la condición de *Ultimate Strength*, ya que refleja el proceso de dilatación y aumento de porosidad asociado a la degradación del macizo rocoso.

4. Metodología

El presente estudio se llevará a cabo principalmente en el software *FLAC3D 7.00*, utilizando en este el modelo constitutivo *IMASS* con el objetivo de conocer y evaluar el impacto de la calidad y resistencia del macizo rocoso al momento de realizar una extracción subterránea bajo un rajo previamente existente. Esta investigación inicia con una revisión bibliográfica orientada principalmente a recopilar antecedentes teóricos y técnicos relacionados con el problema de estudio y que logren dar sustento a parámetros utilizados para el modelo numérico o en su defecto el modelo base, el cual representará las características principales del sistema rajo – mina subterránea. Luego se define el modelo base y se establecen las condiciones iniciales y de borde, los cuales permitirán representar adecuadamente el comportamiento del modelo. Posterior a esto se define el mallado, la secuencia de excavación del rajo y de extracción subterránea y se llevan a cabo las simulaciones según los casos de estudios definidos previamente. Por último, al obtener los resultados de las simulaciones, estos serán analizados con el objetivo de evaluar el comportamiento del modelo numérico, obtener conclusiones, tendencias u otros. A continuación es posible observar lo descrito anteriormente de forma gráfica y con mayor detalle:

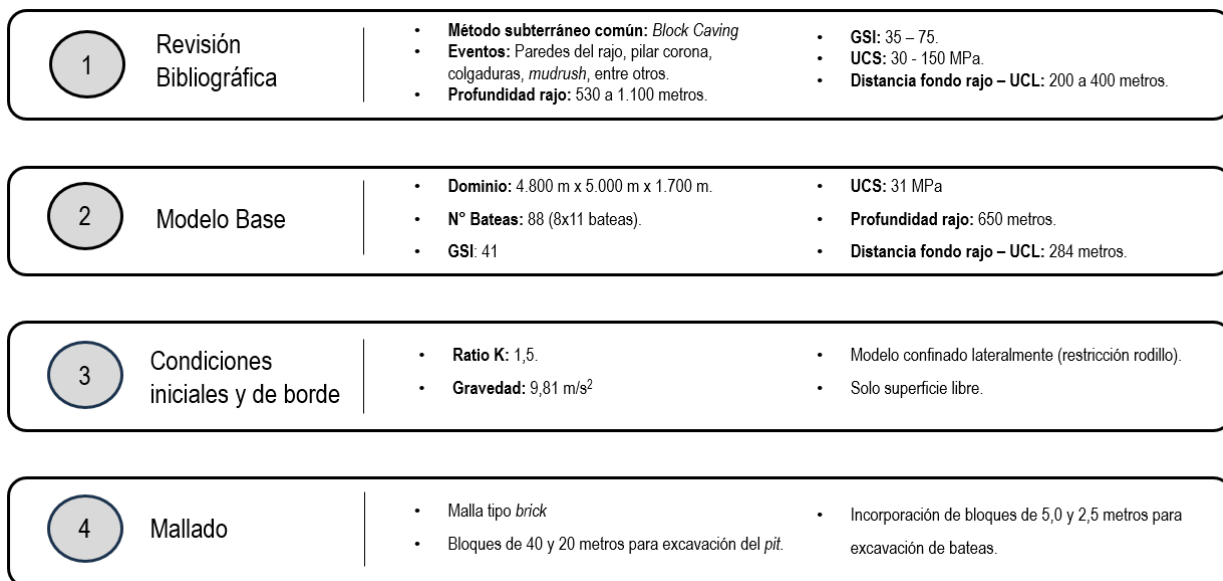


Figura 4-1: Diagrama de Flujo de Metodología Parte 1 de 2.

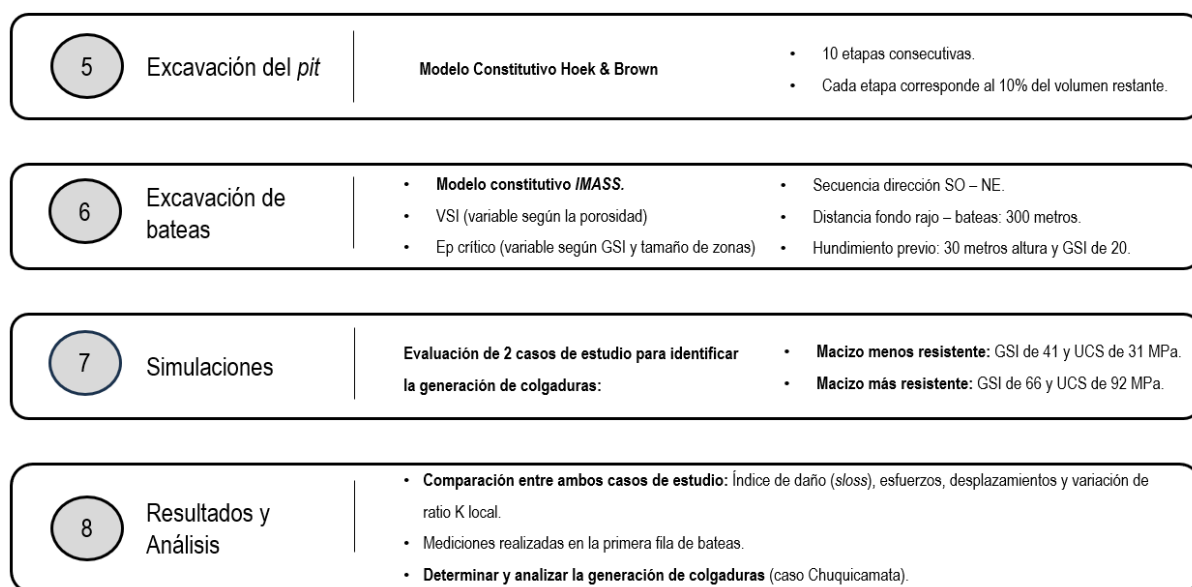


Figura 4-2: Diagrama de Flujo de Metodología Parte 2 de 2.

4.1. Modelo numérico

El modelo numérico desarrollado mediante el *software* *FLAC3D 7.00* buscará principalmente representar un sistema rajo abierto – mina subterránea a escala mina (real), donde en una primera instancia se excavará de forma progresiva un rajo de 650 metros de profundidad. Una vez finalizada esta excavación se procederá con la apertura progresiva de 88 puntos de extracción (bateas) en dirección NE, simulando así la explotación mediante el método *block caving* a partir de un rajo existente. Cabe destacar que el modelo numérico considera que la explotación subterránea se llevará a cabo una vez el rajo ya haya alcanzado su vida útil, es decir, al momento en el que se da inicio a la apertura de puntos de extracción subterráneos no existirán actividades productivas en el *pit*.

4.2. Casos de estudio

Para llevar a cabo esta investigación, se evaluarán dos casos de estudios principales, los cuales corresponden a litologías con propiedades contrastables para efectos del estudio. Por un lado, la litología N°1 tendrá un GSI de 41 y UCS de 31 MPa (macizo menos resistente), mientras que la litología N°2 tendrá un GSI de 66 y UCS de 92 MPa (macizo más resistente). En el apartado N°5.1.3: “Casos de estudio y modelo base” se encuentra en detalle los parámetros geomecánicos y/o geotécnicos asociados a cada una de las litologías.

Los dos casos presentados son visiblemente opuestos en términos de calidad de macizo rocoso y resistencia, donde la litología N°1 representa una resistencia y calidad baja de macizo, mientras que la litología N°2 figura como una roca de calidad y resistencia media alta. El propósito de este

contraste será analizar y evaluar cómo influye la calidad del macizo rocoso durante el desarrollo de una extracción subterránea.

4.3. Resultados del modelo

Los resultados del modelo numérico serán de dos tipos principalmente, en una primera parte se presentarán secuencias de imágenes que representan la variación de esfuerzos verticales y horizontales, al igual que para el ratio K y el índice de daño en el macizo rocoso ($s/loss$) a medida que se realiza la apertura secuencial de bateas. Por otra parte, también se presentarán gráficos y resultados analíticos de esfuerzos *peak* de compresión y tracción, en dirección horizontal y vertical, y desplazamientos. En su conjunto, estos resultados permitirán caracterizar, analizar y evaluar la influencia de la calidad del macizo rocoso en la respuesta geomecánica durante la explotación subterránea bajo un rajo existente.

4.4. Conclusión

A raíz de lo expuesto en el presente apartado N°4: “Metodología”, es posible establecer que el estudio combina una sólida base desde el punto de vista teórico y práctico, utilizando una gran herramienta como *FLAC3D 7.00* junto el modelo constitutivo *IMASS*, lo cual en su conjunto ayudará a estudiar la influencia de la calidad del macizo rocoso en la respuesta del macizo rocoso durante el desarrollo de una extracción subterránea (flujo gravitacional) bajo un rajo existente.

5. Elaboración e implementación del modelo numérico escala mina

Para la construcción de este modelo numérico a escala mina, se deberán considerar variables desde el punto de vista geométrico y geotécnico. Este modelo incluirá a grandes rasgos un rajo de 650 metros excavado de forma previa y 88 puntos de extracción, los cuales estarán distribuidos en una matriz de 8 x 11 bateas.

5.1. Parámetros de entrada

Para detallar la elaboración del modelo, se deben presentar las variables de entrada utilizadas. Principalmente, estas variables estarán referidas a dimensiones del modelo, puntos de extracción, propiedades del modelo base, casos de estudio, condiciones iniciales, condiciones de borde, mallado, excavación del *pit* y la secuencia de extracción subterránea.

5.1.1 Dimensiones modelo numérico

Al buscar representar el fenómeno de transición a escala mina (escala real), el modelo numérico deberá tener una gran extensión en los tres ejes, los cuales se definen en proporción al tamaño del *pit* para no causar pérdida de información por falta de tamaño ya sea en el alto, largo o ancho del modelo. En la Figura 5-1 es posible observar el dominio del modelo, mientras que en la Tabla 5-1 se especifican las longitudes en cada uno de los ejes.

Tabla 5-1: Dimensiones Modelo a Escala Mina.

Tipo de Dimensión	Longitud (m)
Largo	5.000
Ancho	4.800
Alto	1.700
Tamaño de Bloque	40

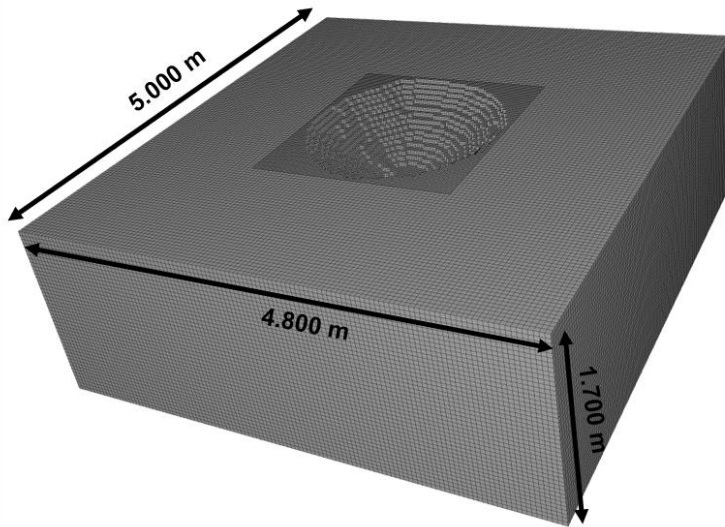


Figura 5-1: Dominio del Modelo Numérico.

Una vez establecido el dominio, se define el tamaño del rajo, el cual será un componente principal del sistema. Este tendrá una profundidad de 650 metros y alrededor de 1.950 metros de diámetro. Se escogieron estas dimensiones dado que, de esta forma es posible representar un rajo profundo y también permite abarcar una mayor cantidad de operaciones mineras a rajo abierto, puesto que las operaciones excesivamente profundas sobre 800 metros de profundidad son más escasas.

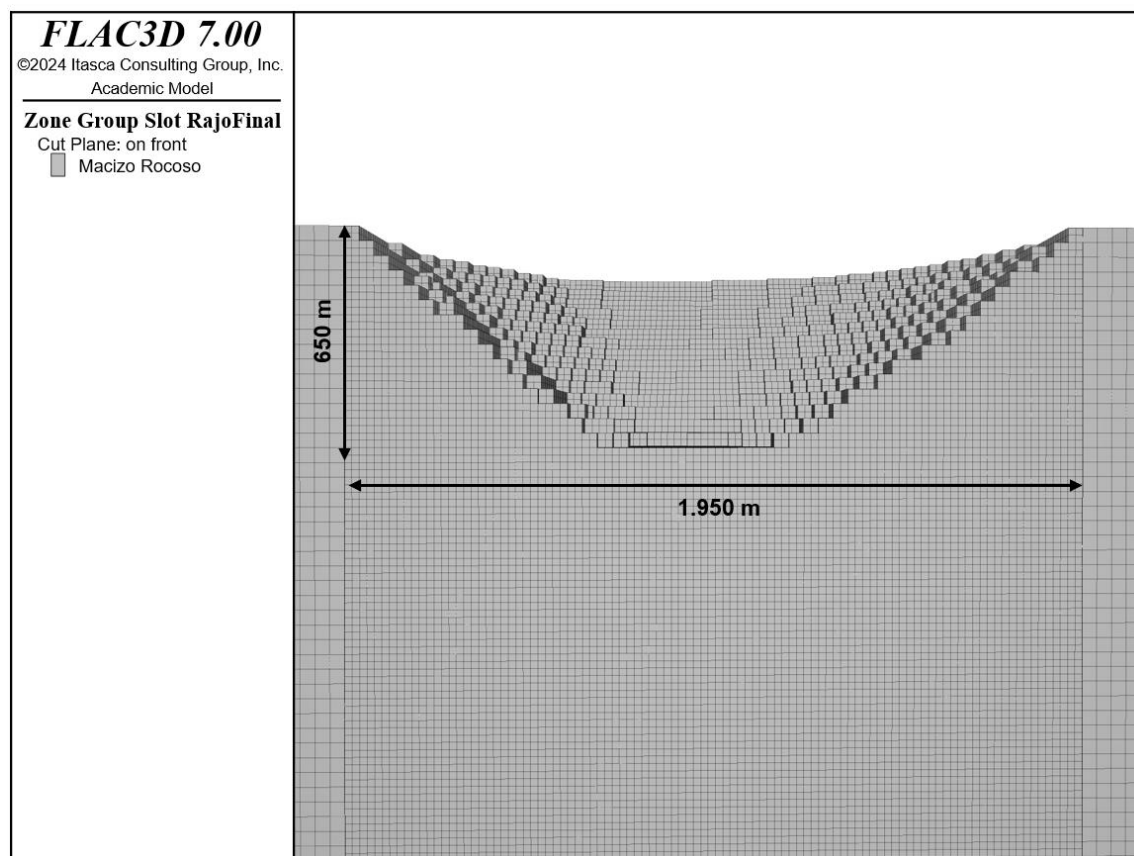


Figura 5-2: Dimensiones Rajo Abierto Presente en el Modelo.

5.1.2 Puntos de extracción

El otro componente principal del modelo serán los puntos de extracción subterráneos, los cuales estarán ubicados a 300 metros bajo fondo del rajo. Cada uno de estos puntos de extracción estarán representados por la geometría expuesta en la Figura 5-4 y las medidas presentadas en la Tabla 5-2. En su conjunto, se dispondrán de 88 de estos *drawpoints*, los cuales estarán distribuidos en una configuración matricial de 8 x 11 bateas bajo el rajo existente.

Tabla 5-2: Dimensiones Puntos de Extracción.

Dimensión	Magnitud
Altura (m)	16,0
Diámetro (m)	16,0
Base de Batea (m x m x m)	4,0 x 4,0 x 3,5
Angulo de Inclinación (°)	60,0

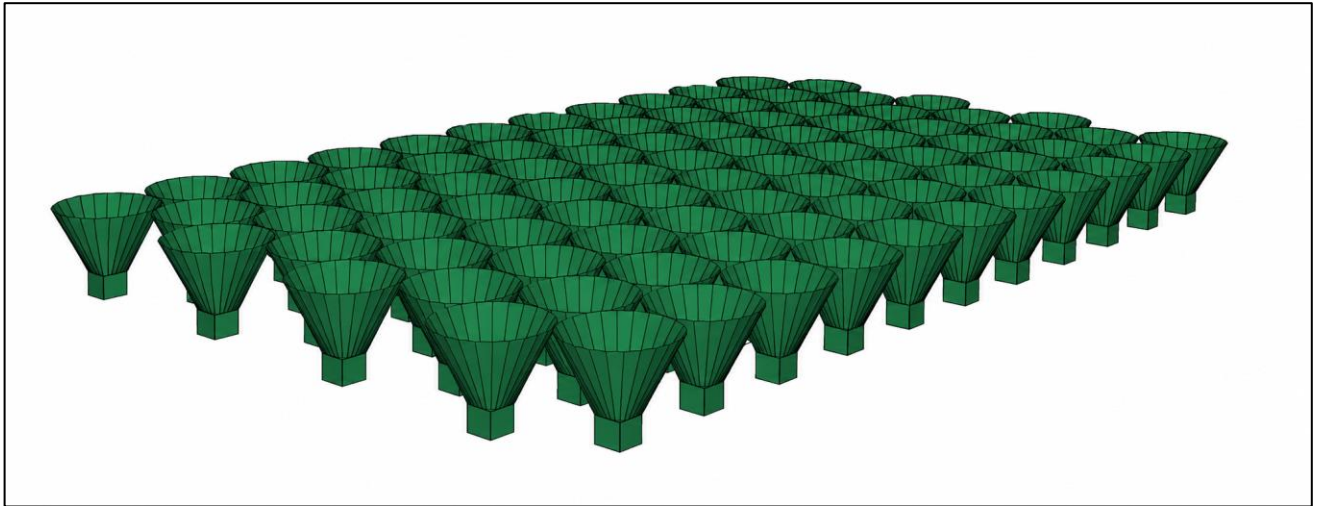


Figura 5-3: Disposición General Puntos de Extracción (Vista Isométrica).

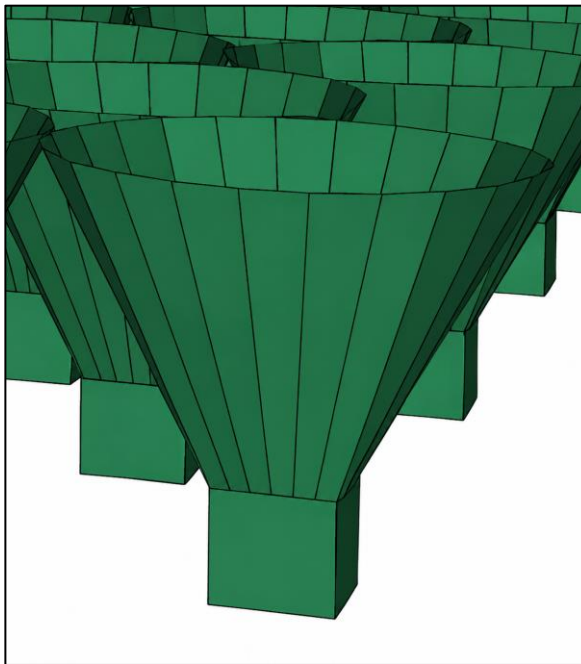


Figura 5-4: Zoom in a Punto de Extracción Subterráneo.

5.1.3 Casos de estudio y modelo base

Ya definido el dominio y geometría del modelo, se definen los dos casos de estudio que evaluarán dentro del presente estudio. El primer caso, utilizado también como modelo base, será el de una condición de macizo rocoso con calidad media baja (Litología N°1), mientras que el segundo caso corresponderá a una litología de calidad media alta (Litología N°2). A continuación, se presentan las propiedades asociadas a cada una de las litologías:

Tabla 5-3: Parámetros Geomecánicos de los Casos de Estudio (Delonca et al., 2021).

Parámetro	Litología 1 (Modelo Base)	Litología 2
Densidad (ton/m ³)	2,60	2,61
Módulo de Young (GPa)	30,00	37,00
Módulo de Poisson (ν)	0,22	0,21
UCS (MPa)	31,00	92,00
GSI	41,00	66,00
Constante roca intacta (m_i)	10,00	21,00

5.1.4 Condiciones de borde e iniciales

Las condiciones de borde fueron establecidas con el objetivo de restringir el desplazamiento normal en las caras laterales del dominio y fijando verticalmente la base. En las caras laterales perpendiculares al eje X se restringe únicamente la componente de velocidad en X, mientras que en las caras perpendiculares al eje Y se restringe únicamente la componente de velocidad en Y. De esta forma, las fronteras laterales no pueden desplazarse normal a su plano, pero mantienen libertad de movimiento tangencial y vertical. En la base del modelo se restringe la componente vertical de velocidad, impidiendo el movimiento en Z, mientras que la superficie superior se mantiene libre. En resumen, el modelo no se encuentra completamente fijo, sino que representa un dominio confinado lateralmente mediante condiciones tipo rodillo, permitiendo la deformación interna del macizo y la redistribución de esfuerzos inducida por la excavación.

Por otra parte, se establece una gravedad en dirección vertical de $9,81 \text{ m/s}^2$ por lo que el peso propio del macizo fue incorporado como una carga gravitacional distribuida. Posteriormente, se inicializó el estado de esfuerzos mediante una razón entre esfuerzos horizontales y verticales (Ratio K) de 1,5. Este valor implica que los esfuerzos horizontales iniciales son 1,5 veces el esfuerzo vertical estimado por peso propio. En términos geomecánicos, esta condición representa un macizo con un nivel de confinamiento horizontal superior al vertical, lo cual puede ser representativo de condiciones tectónicas o de alto confinamiento lateral.

El estado inicial del modelo se obtiene, por lo tanto, a partir de la combinación de tres elementos principales: el peso propio generado por la gravedad, la razón de esfuerzos ($K=1,5$) y las restricciones aplicadas en los bordes del dominio, además de las propiedades del modelo base expuestas en la Tabla 5-3.

5.1.5 Mallado

La discretización del dominio se realizó mediante una malla tridimensional estructurada tipo *brick*, la cual posee tamaños de bloques máximo de 40 metros (zona gris), pero con densificación de otras zonas, como la zona de color turquesa que posee tamaño de bloque máximo de 20 m y la zona azul y morada que poseen valores de bloques de 5,0 y 2,5 metros respectivamente. Al utilizar estos distintos niveles de refinamiento, es decir, elementos de mayor tamaño en zonas alejadas y aumentar progresivamente el nivel de detalle hacia el sector de interés (bateas), ayuda considerablemente a reducir el costo computacional y simula de forma aproximada una configuración tipo *octree* al subdividir localmente la malla en elementos de menor tamaño en las zonas de interés de forma gradual. A continuación, es posible observar una imagen con las zonas mencionadas anteriormente:

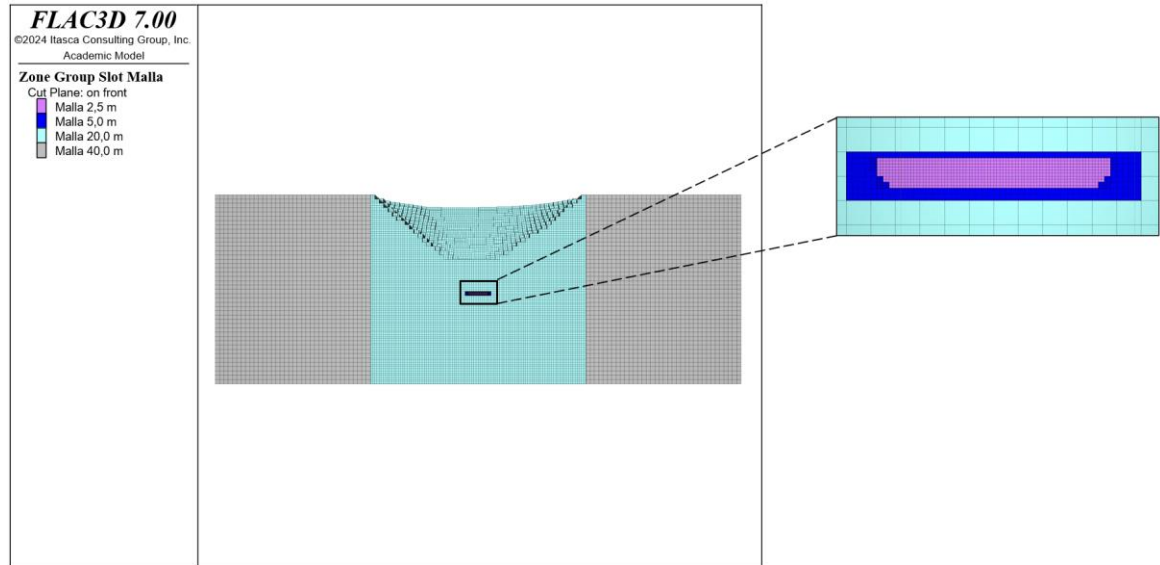


Figura 5-5: Zonas de Densificación de Malla Tipo *Brick*.

5.1.6 Excavación pit

Con el objetivo de no provocar un shock numérico en el modelo, se excava el *pit* en 10 etapas sucesivas (Figura 5-6), donde cada etapa es simétrica en su altura, esto dado que representa un 10% de la altura total del volumen por excavar. Esta discretización mediante etapas permite representar la excavación progresiva del rajo en profundidad, evitando remover todo el volumen de una sola vez. La excavación por etapas es relevante desde el punto de vista numérico, ya que disminuye cambios bruscos en el equilibrio del modelo y permite que el macizo redistribuya esfuerzos progresivamente después de cada fase de remoción.

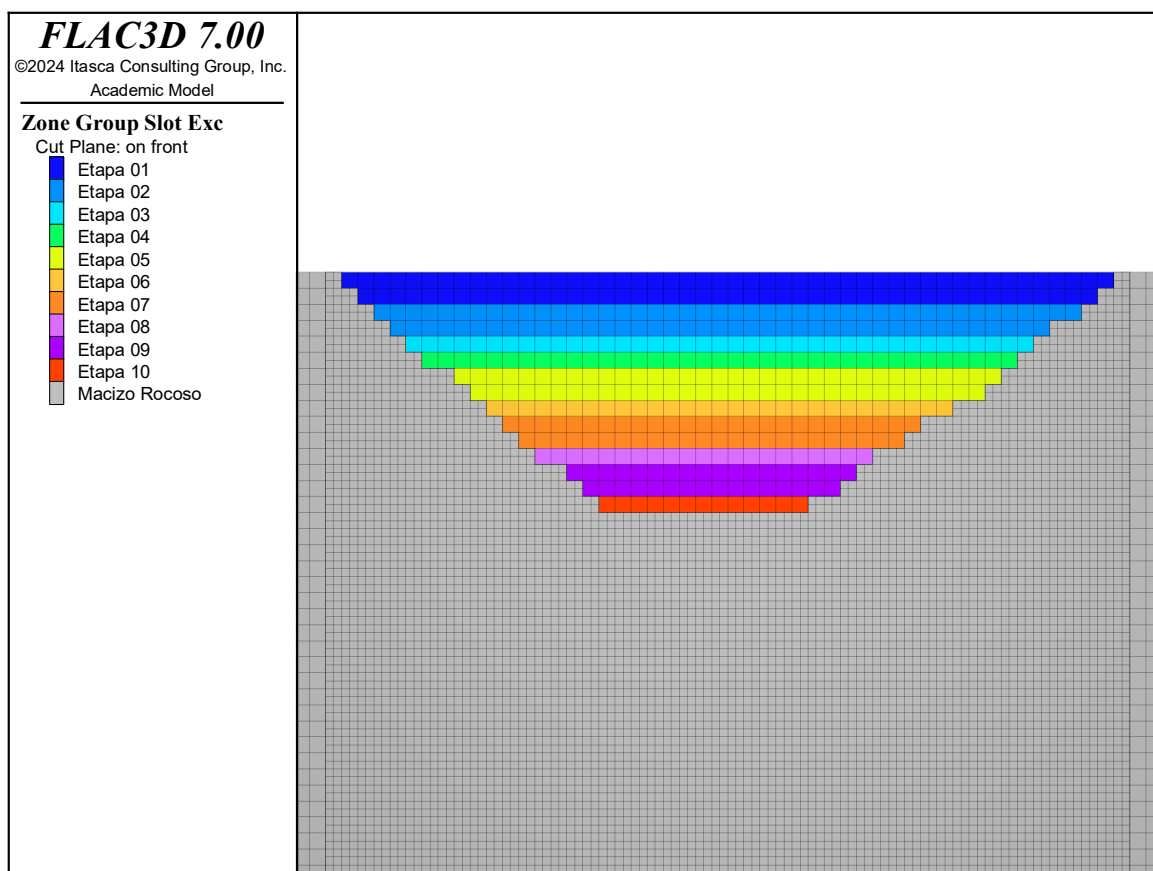


Figura 5-6: Etapas Secuenciales de Excavación del Pit.

Para llevar a cabo la excavación de estas etapas se utilizará el modelo constitutivo de Hoek&Brown. A continuación, se presentan las propiedades utilizadas como *input* para ambos casos de estudio, las cuales tienen directa relación con la información expuesta en la Tabla 5-3.

Tabla 5-4: Propiedades Modelo Constitutivo Hoek&Brown Para Cada Caso de Estudio.

Parámetro	Litología 1 (Modelo Base)	Litología 2
GSI	41,00	66,00
UCS (MPa)	31,00	92,00
Módulo Volumétrico (GPa)	17,86	21,26
Módulo de Corte (GPa)	12,29	15,29
m_b	1,216	6,235
s	0,001422	0,002287
a	0,51062	0,50183
Ángulo de Dilatancia (°)	5,00	5,00

5.1.7 Secuencia de extracción subterránea

Una vez finalizada la excavación del *pit*, se deberá llevar a cabo la excavación de los 88 puntos de extracción subterráneos, los cuales se encuentran ubicados a 300 metros bajo el fondo del rajo, tal como se observa en la Figura 5-7.

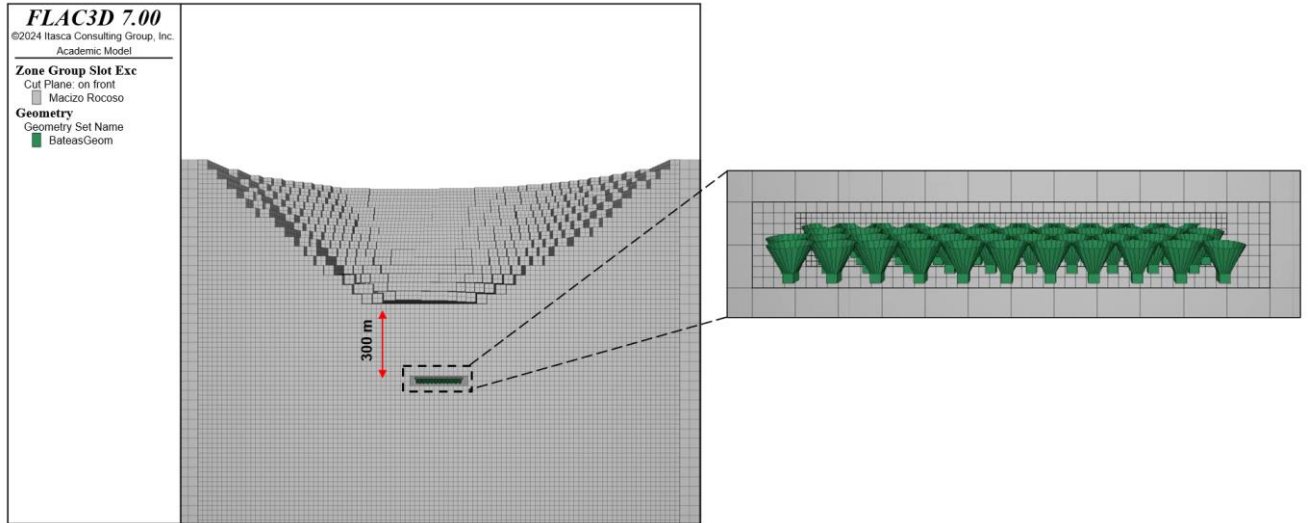


Figura 5-7: Ubicación Puntos de Extracción Subterráneos.

Al momento de realizar la apertura de las bateas se utilizará el modelo constitutivo *IMASS*, el cual es capaz de representar de forma realista como se deforma y se fractura el macizo rocoso por la redistribución de esfuerzos provocado por excavaciones. Si bien en este caso se utilizarán las propiedades expuestas en la Tabla 5-3, también se considerarán otras adicionales que se determinan en función de las anteriores, tales como VSI, deformación plástica de corte crítica (ϵ_p crítico) y multiplicador crítico.

Tabla 5-5: Propiedades Modelo Constitutivo *IMASS* Para Cada Caso de Estudio.

Parámetro	Litología 1 (Modelo Base)	Litología 2
VSI	0,28	0,27
Multiplicador Crítico	0,60	0,60
Deformación Plástica de Corte Crítica (ϵ_p crítico)	Variable según GSI y tamaño de bloque	

Previo a la excavación del primer punto de extracción, se define una zona fracturada o de hundimiento previo de 30 metros de altura para inducir con mayor facilidad la fractura del material. Esta altura de socavación tendrá las mismas propiedades de roca intacta según el caso de estudio evaluado, pero con la diferencia de que para representar material fracturado se le asignará un GSI de 20, lo cual refiere a una calidad de roca

mala, disgregada y altamente fracturada. Al estar presente esta zona fracturada será más fácil inducir la propagación del *caving* a medida que se excaven los puntos de extracción.

Por otra parte, la secuencia de excavación de las bateas será en dirección SO-NE, es decir se propagará desde la zona inferior izquierda hacia la zona superior derecha, replicando en cierta medida la forma de explotación planificada para la mina Red Chris (Canadá), lugar donde los macrobloques serán explotados desde una esquina inferior hasta su opuesta superior, tal como ocurre en el MB3 (Stewart et al., 2021). A continuación, es posible observar gráficamente la secuencia de explotación subterránea.

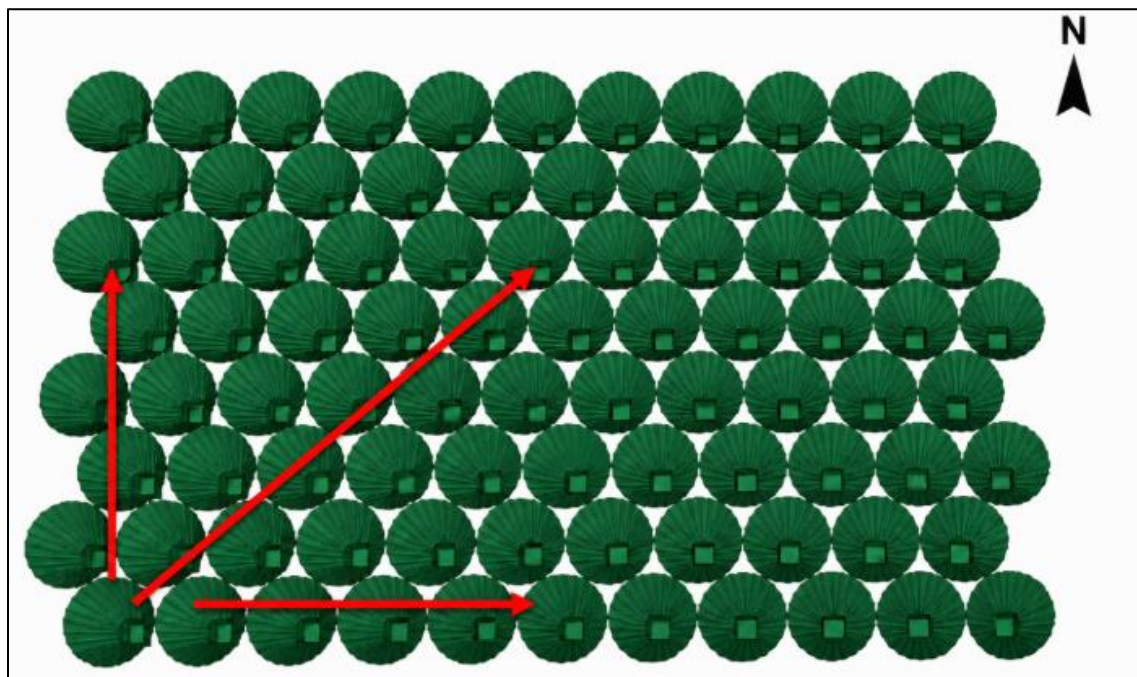


Figura 5-8: Secuencia de Excavación de Puntos de Extracción Subterráneos (Vista Planta).

5.2. Implementación del modelo

Una vez clarificados todos los parámetros de entrada utilizados, es posible describir detalladamente como interactúan todos estos en su conjunto al implementar el modelo numérico. La ejecución de este último se lleva a cabo de la siguiente forma:

1. **Generación y discretización del dominio:** Se genera el dominio del modelo numérico mediante malla tipo *brick* con bloques máximo de 40 metros en zonas alejadas y de 20 metros en el sector central.
2. **Asignación del modelo constitutivo inicial:** se asigna el modelo constitutivo de Hoek&Brown al macizo rocoso, junto con las propiedades de roca correspondientes.

3. **Aplicación de condiciones iniciales y de borde:** Se incorpora la gravedad, el estado tensional inicial (Ratio $K=1,5$) y restricciones de desplazamiento lateral y en la base del modelo.
4. **Equilibrio inicial del modelo:** en una primera instancia se equilibra mecánicamente el macizo rocoso antes de realizar la excavación secuencial del *pit*, utilizando un criterio de convergencia de $1,0 \times 10^{-5}$. Esta cifra corresponde a el cociente entre las fuerzas desbalanceadas presentes en el modelo y las fuerzas totales que actúan sobre este.
5. **Excavación secuencial del rajo:** El rajo se excava progresivamente en 10 etapas verticales, lógicamente desde arriba hacia abajo.
6. **Equilibrio de cada etapa excavada:** Después de excavar cada una de las etapas que componen el rajo, el modelo buscará el equilibrio hasta converger a la cifra de $1,0 \times 10^{-5}$ antes de pasar a la siguiente etapa.
7. **Refinamiento local de malla en zona de bateas:** a partir del estado post rajo, se densifica la malla en torno a las bateas con bloques de 5,0 y 2,5 metros. Posterior al refinamiento se reequilibra el modelo hasta converger a la cifra de $1,0 \times 10^{-5}$.
8. **Asignación de modelo constitutivo IMASS:** Se asigna el modelo constitutivo IMASS a todo el macizo rocoso, incorporando nuevos parámetros como VSI, multiplicador crítico y deformación plástica de corte crítica, aparte de características propias de cada litología evaluada.
9. **Definición mecánica de bateas:** se forman 88 grupos independientes dentro de la malla, donde a cada uno se le asignará una cantidad determinada de zonas. Lo anterior permitirá excavar mecánicamente cada una de las bateas.
10. **Equilibrio inicial con IMASS asignado:** una vez asignado el modelo constitutivo, se buscará el equilibrio del modelo numérico hasta converger a la cifra de $1,0 \times 10^{-5}$.
11. **Incorporación de zona de hundimiento previo:** se define la zona que estará fracturada previamente, la cual tendrá una altura de 30 metros sobre las bateas. Esto representará material fracturado mediante propiedades degradadas. Posterior a esta incorporación, se equilibra el macizo hasta converger a $1,0 \times 10^{-5}$.
12. **Excavación secuencial de bateas:** se excavan las 88 bateas siguiendo la secuencia diagonal definida con dirección NE utilizando un proceso de relajación progresiva (*relax excavate*) para evitar la eliminación instantánea de las zonas que componen cada batea.
13. **Equilibrio posterior a cada batea excavada:** luego de cada apertura, se realizan 20.000 ciclos o iteraciones obligatorias para llevar a cabo la excavación, y de esta forma redistribuir las cargas o fuerzas internas del modelo correctamente. Posterior a estos ciclos, se busca el equilibrio del macizo hasta converger a $1,0 \times 10^{-5}$.

14. Totalidad de bateas excavadas: la ejecución del modelo numérico llega a su fin en el momento que se excavan las 88 bateas existentes, lo cual se traduce en alrededor de 2,5 semanas de tiempo de cómputo.

La representación gráfica de lo expuesto en el paso a paso anterior se presenta en el Anexo N°7: Diagrama de Flujo Implementación de Modelo Numérico, el cual permite apreciar de manera esquemática y secuencial el procedimiento que se llevó a cabo.

5.3. Alcances y limitaciones del modelo

El modelo desarrollado no busca reproducir la historia completa de explotación del rajo ni representar en detalle una mina real específica, sino que pretende evidenciar lo que ocurre al abrir puntos de extracción subterráneos bajo un rajo existente. Si bien este modelo numérico responde adecuadamente a los objetivos planteados en un inicio, presenta una limitación principal, la cual corresponde a la simplificación de la variabilidad estructural del macizo rocoso, es decir, existe ausencia de fallas y discontinuidades. Otra limitación importante es la carencia de un modelo hidrogeológico acoplado, por lo cual no se considera el efecto del agua subterránea sobre la respuesta del macizo (presión de poros, reducción de resistencia, entre otros). En resumen, estas dos limitaciones provocan que los resultados no sean 100% alineados a lo que realmente sucede en un macizo rocoso, pero sirve para conocer sus estados, tendencias y otros.

6. Resultados, análisis y discusión

A continuación, se exponen los principales hallazgos derivados del modelo numérico detallado en el capítulo N°5: “Elaboración e implementación del modelo numérico escala mina”. Asimismo, se desarrollará un debido análisis que consistirá en comparar constantemente los resultados para ambas litologías estudiadas. A modo de cierre, se establecerá una discusión de los resultados obtenidos.

6.1. Resultados y análisis

Los resultados se dividirán 2 aristas principales. Por una parte, se presentarán los resultados asociados a esfuerzos y desplazamientos, mientras que, por otro lado, se analizarán los resultados relacionados con el índice de daño del macizo rocoso, obtenido mediante la herramienta *s/loss*.

Esfuerzos y desplazamientos

Tal y como se mencionó en la secuencia de trabajo propuesta en el documento, el punto de quiebre del modelo será el momento en el que se inicia la apertura progresiva de bateas según la secuencia presentada en la Figura 5-8. Al iniciar la extracción, el macizo rocoso experimentará una nueva redistribución de esfuerzos, recordando que previo a la explotación subterránea se realizó la excavación progresiva de un *pit* de 650 metros de profundidad. A modo de observar gráficamente lo mencionado, en las siguientes figuras se presenta la variación y redistribución del campo tensional promedio en el modelo base (litología N°1), lo cual contempla esfuerzos provocados por la excavación previa del rajo y la apertura secuencial de los *drawpoints*.

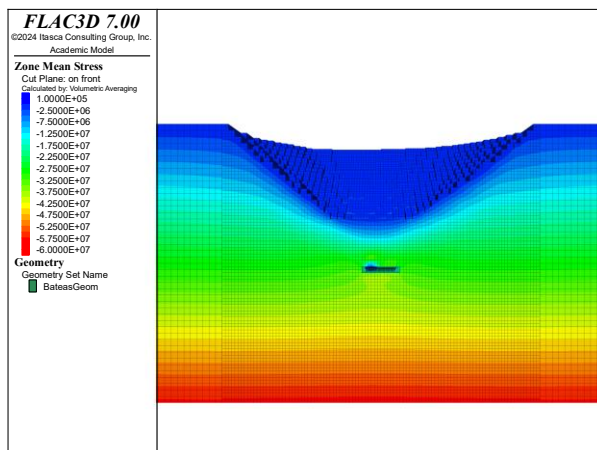


Figura 6-1: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 10 Bateas Abiertas.

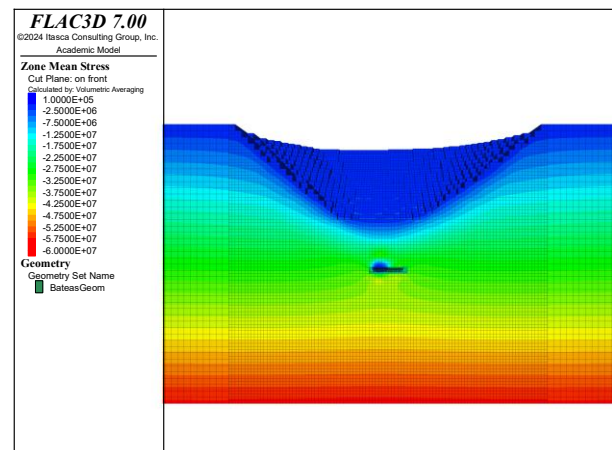


Figura 6-2: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 20 Bateas Abiertas.

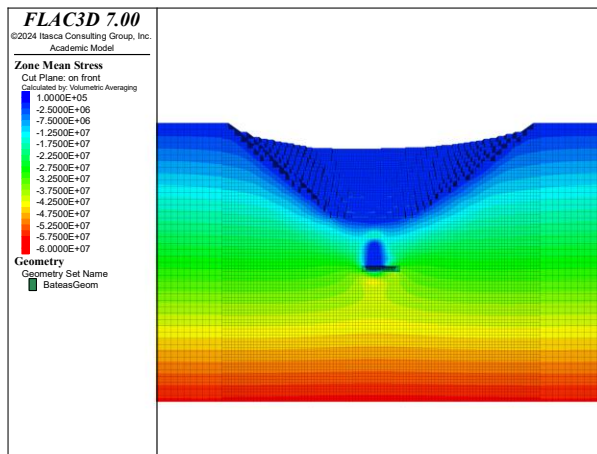


Figura 6-3: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 30 Bateas Abiertas.

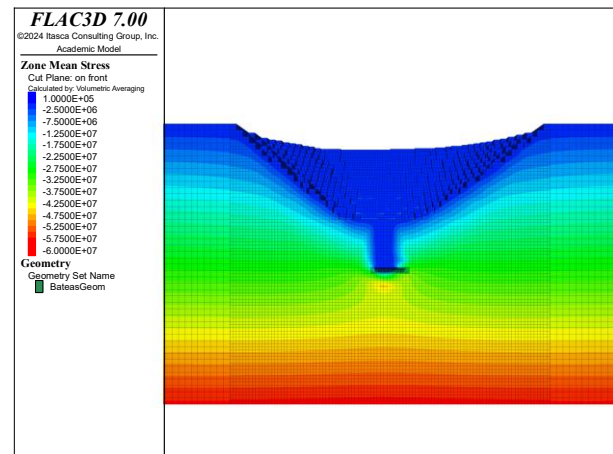


Figura 6-4: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 40 Bateas Abiertas.

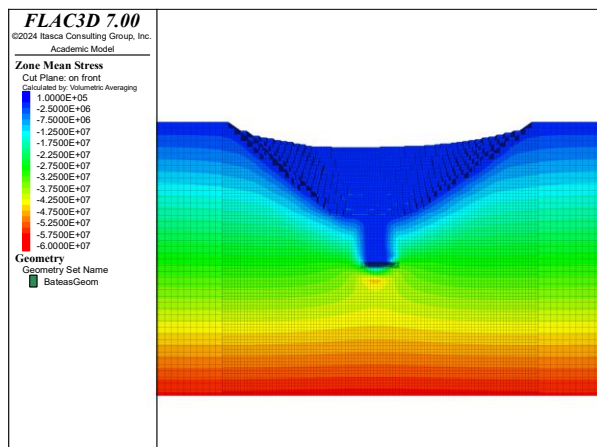


Figura 6-5: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 50 Bateas Abiertas.

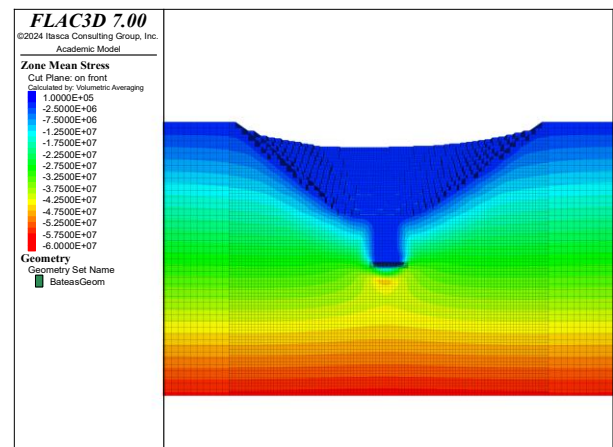


Figura 6-6: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 60 Bateas Abiertas.

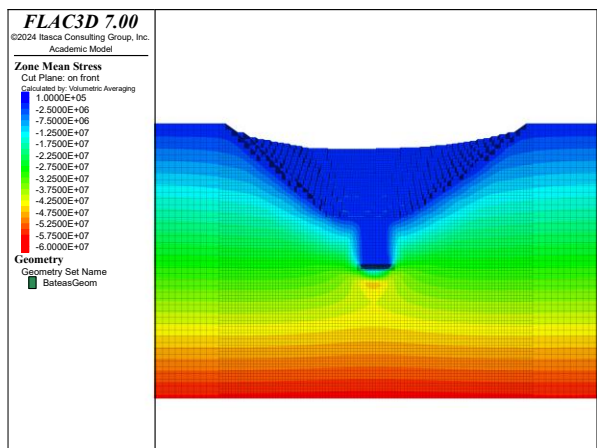


Figura 6-7: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 70 Bateas Abiertas.

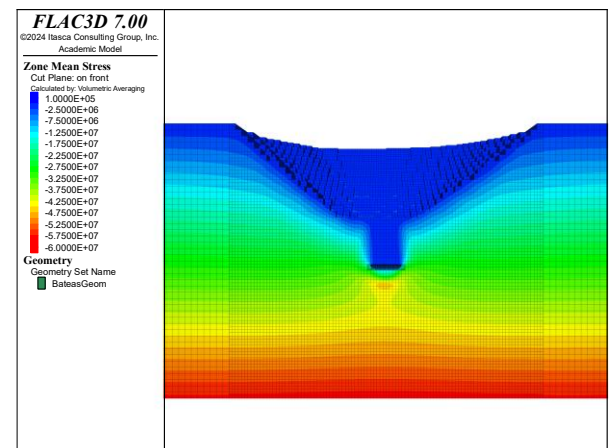


Figura 6-8: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 80 Bateas Abiertas.

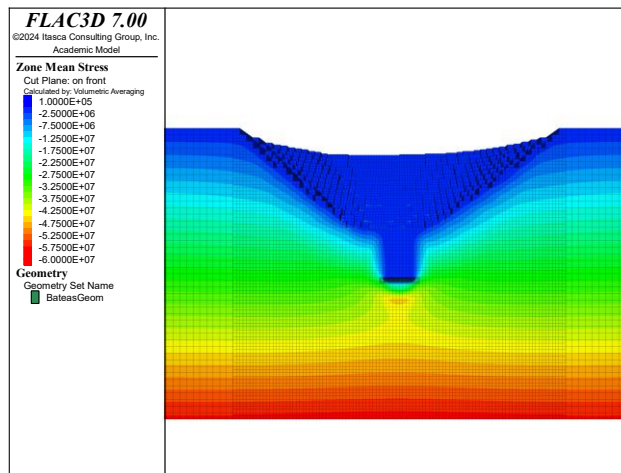


Figura 6-9: Esfuerzos Promedio en Caso Base – 88 Bateas Abiertas.

Al conocer el comportamiento promedio de los esfuerzos totales acumulados en el macizo rocoso, será posible profundizar el análisis en las tensiones provocadas exclusivamente por la apertura progresiva de los puntos de extracción subterráneos. Para esto, se llevará a cabo una comparación gráfica y analítica entre la litología N°1 y N°2, donde en una primera parte se presentará la evolución del campo de esfuerzo en la dirección vertical, es decir en el eje ZZ. A la izquierda se presentan los resultados correspondientes a la Litología N°1 (menos resistente), mientras que a la derecha se muestran los obtenidos para la Litología N°2 (más resistente). Cabe destacar que, para el primer caso, en el “Anexo N°1: Detalle Evolución Esfuerzos Verticales – Litología N°1” se presenta detalladamente la parte de la secuencia en la que se observa la mayor variación, correspondiente al intervalo entre la batea N°25 y la batea N°47. De igual manera, para el segundo caso evaluado, el “Anexo N°2: Detalle Evolución Esfuerzos Verticales – Litología N°2” presenta la secuencia comprendida entre la batea N°65 y la batea N°88.

Litología N°1

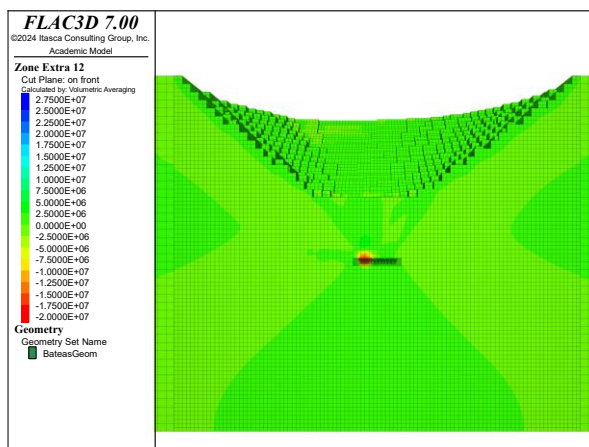


Figura 6-10: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 10 Bateas Abiertas – Litología N°1.

Litología N°2

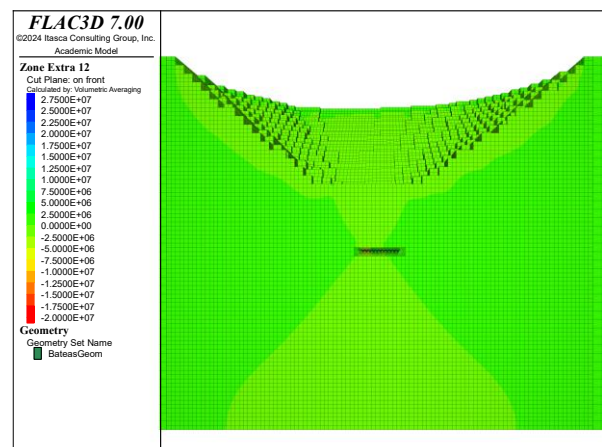


Figura 6-11: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 10 Bateas Abiertas – Litología N°2.

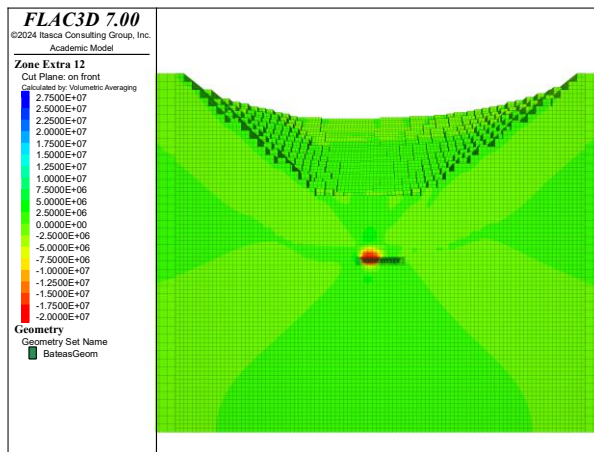


Figura 6-12: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 20 Bateas Abiertas – Litología N°1.

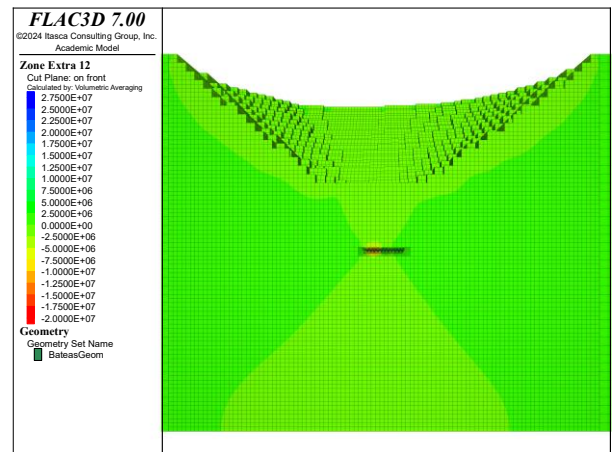


Figura 6-13: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 20 Bateas Abiertas – Litología N°2.

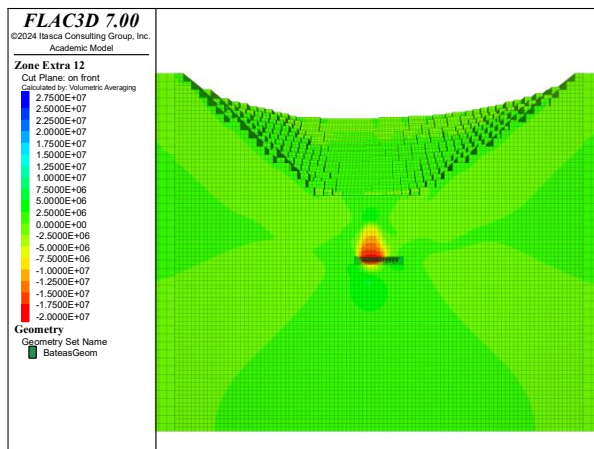


Figura 6-14: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.

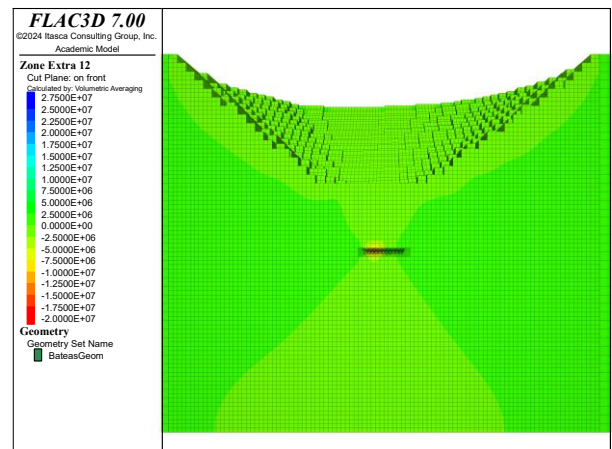


Figura 6-15: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°2.

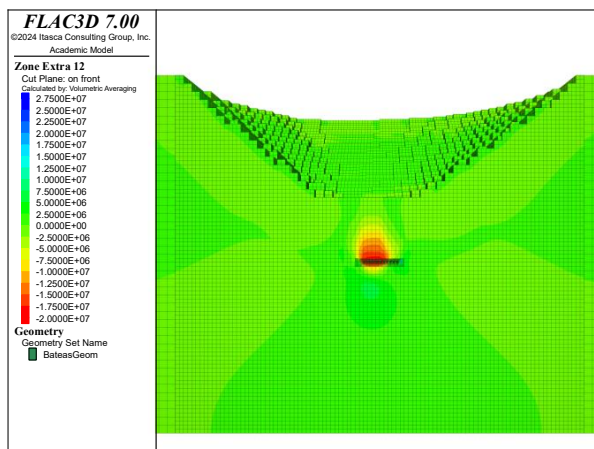


Figura 6-16: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.

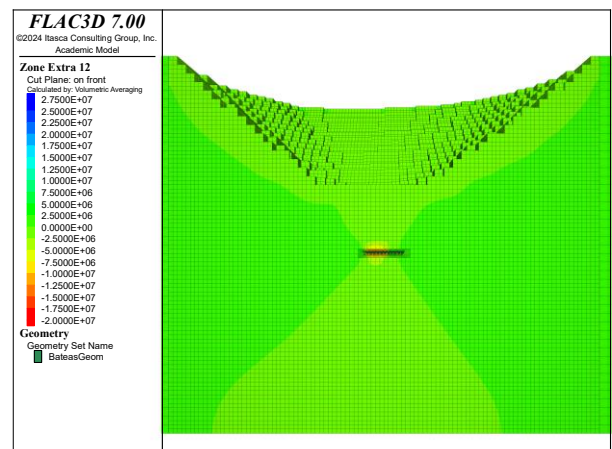


Figura 6-17: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°2.

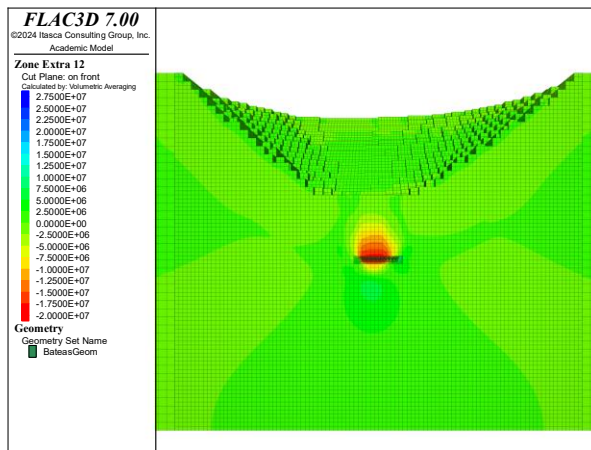


Figura 6-18: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.

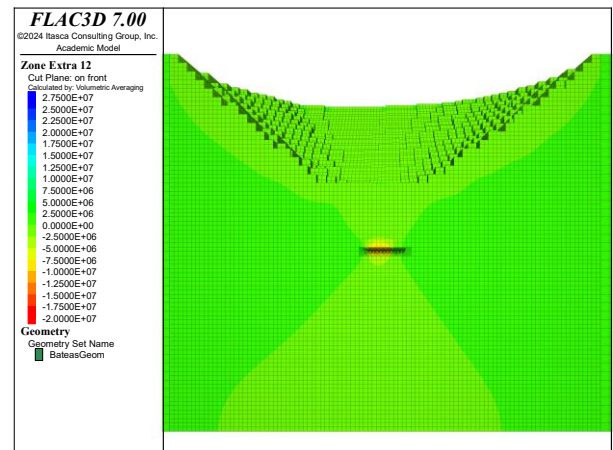


Figura 6-19: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°2.

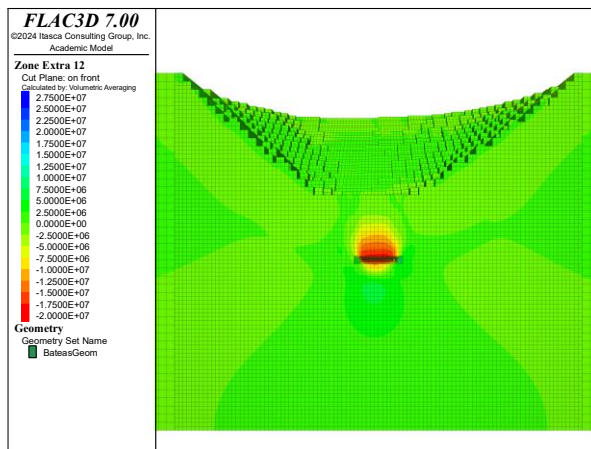


Figura 6-20: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 60 Bateas Abiertas – Litología N°1.

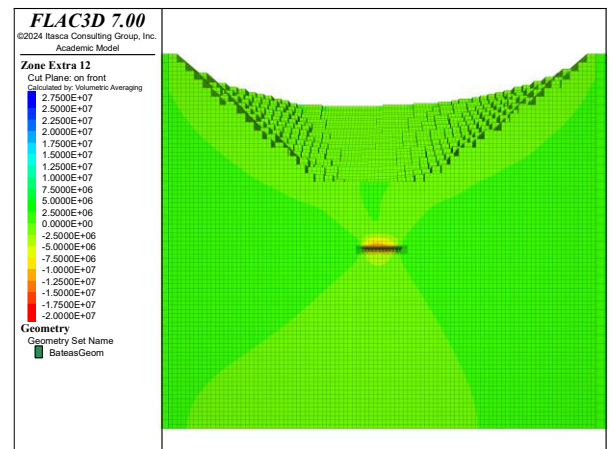


Figura 6-21: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.

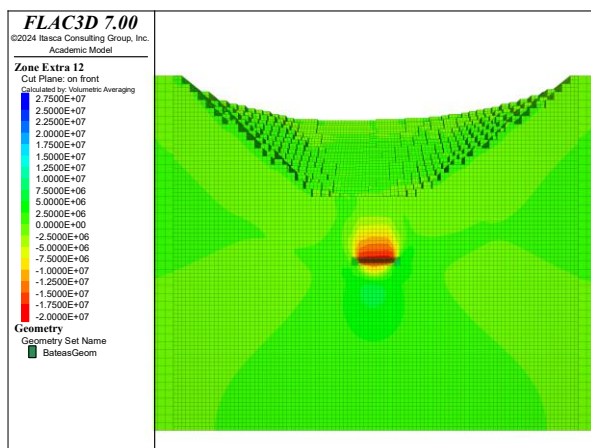


Figura 6-22: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°1.

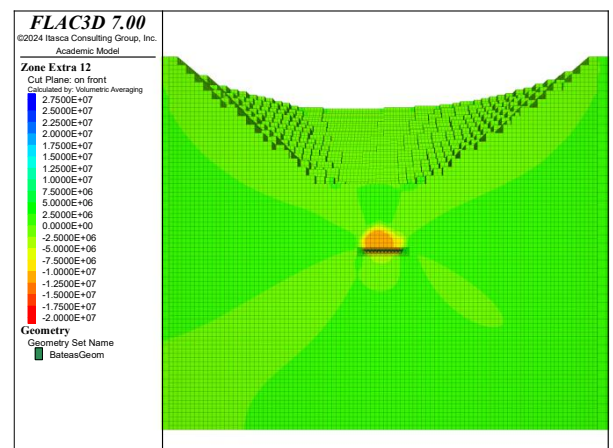


Figura 6-23: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.

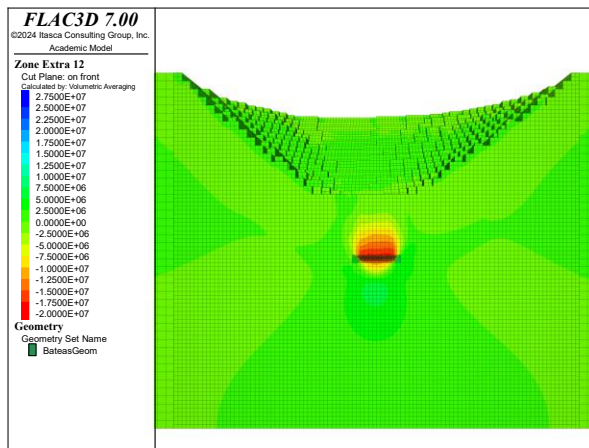


Figura 6-24: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°1.

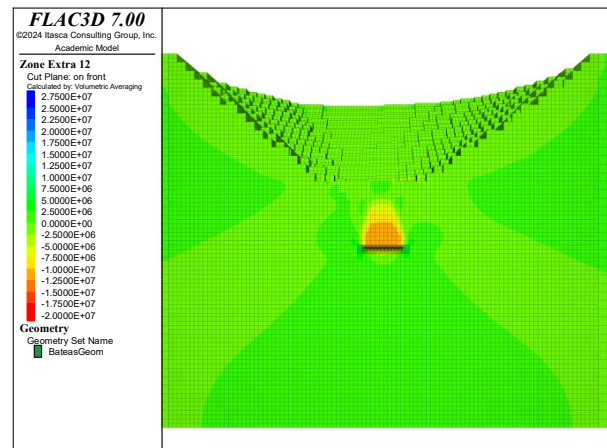


Figura 6-25: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.

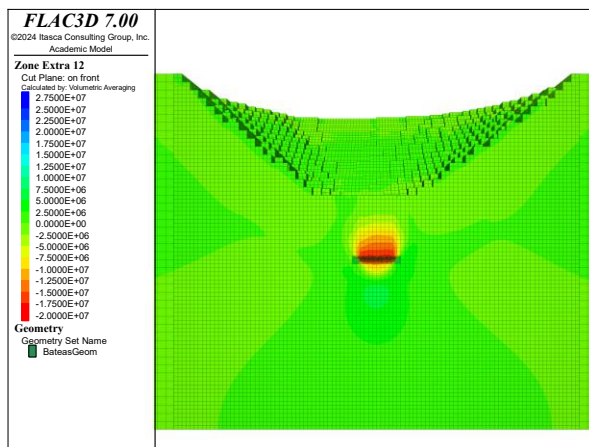


Figura 6-26: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°1.

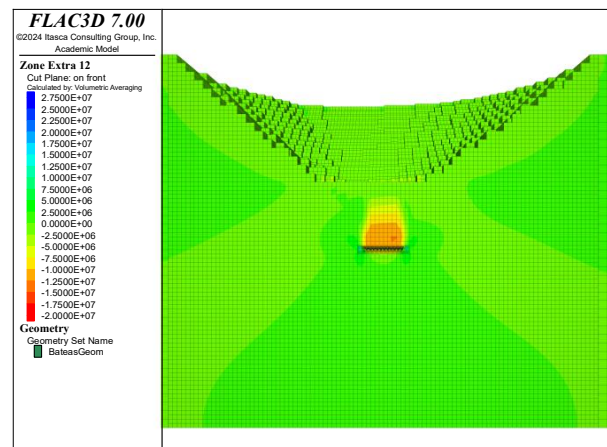


Figura 6-27: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.

Al comparar la evolución de los esfuerzos verticales (ZZ) para ambas litologías es posible observar que en términos generales la litología N°1 presenta una respuesta más temprana y concentrada de los esfuerzos, mientras que la litología N°2 desarrolla una respuesta inicialmente más localizada, pero que logra una mayor propagación y/o extensión hacia las etapas finales de excavación.

Durante las primeras etapas, es decir, entre las 10 y 30 bateas abiertas, la litología N°1 comienza rápidamente a generar una concentración de esfuerzos en torno al sector excavado, logrando apreciar una zona compresiva localizada en el entorno y sobre la ubicación de las bateas. Por otro lado, la litología N°2 no presenta grandes variaciones a medida que se desarrollan las excavaciones y se observan únicamente leves esfuerzos en el entorno cercano de las bateas.

En el rango de las 40 y 60 bateas abiertas se observa una diferencia tensional aún mayor. La litología N°1 se destaca por un aumento de la concentración de esfuerzos compresivos sobre las excavaciones. La litología N°2 por su parte mantiene una distribución localizada y de baja intensidad, concentrándose principalmente alrededor del nivel de las bateas.

Hacia las etapas finales, entre la batea N°70 y N°88, ambos casos evaluados comienzan a diferenciarse, no solo en magnitud, sino también en la distribución. La litología N°1 mantiene una concentración intensa y distribución localizada en torno a las zonas de excavación, manteniendo el patrón proveniente desde etapas anteriores. La litología N°2 por su parte comienza a generar una zona de redistribución de mayor extensión vertical y lateral, especialmente sobre las bateas, evidenciando así una mayor concentración de esfuerzos.

En resumen, esta comparación realizada en base a la secuencia presentada desde la Figura 6-10 hasta la Figura 6-27 muestra comportamientos claramente diferenciados, donde la litología N°1 concentra mayores variaciones de esfuerzos verticales de forma más temprana e intensa, caso contrario el de la litología N°2, donde se presenta una respuesta tardía y de menor magnitud. En base a lo anterior, es posible determinar que la calidad del macizo rocoso modifica la intensidad, forma y velocidad de propagación de la redistribución de esfuerzos.

A modo de profundizar en mayor medida el estudio de los esfuerzos, se presentan a continuación graficas que reflejan la variación de los esfuerzos *peak* de compresión y tracción en la dirección vertical (ZZ) a medida que se desarrolla la apertura secuencial de los puntos de extracción.

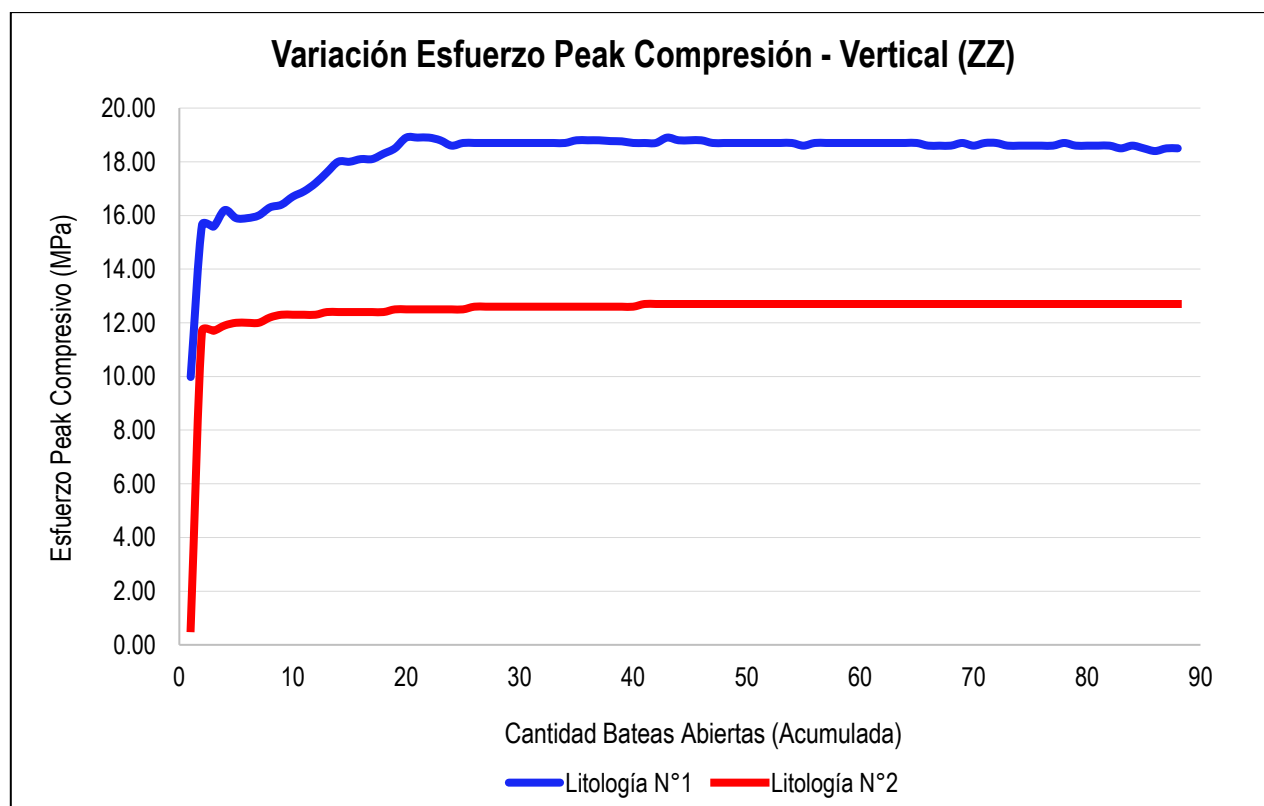


Gráfico 6-1: Variación de Esfuerzo Peak de Compresión en Dirección Vertical (ZZ).

En función de la gráfica anterior es posible observar un rápido incremento inicial de la magnitud de los esfuerzos compresivos durante las primeras aperturas de bateas y una posterior tendencia a la estabilización a medida que se desarrolla la extracción.

Si bien el comportamiento de las curvas es similar, estas poseen diferencias claras. La litología N°1 muestra una redistribución más progresiva de los esfuerzos, con un aumento sostenido de la compresión hasta aproximadamente la apertura de la batea N°20, para luego alcanzar la estabilidad en torno a los 19,00 MPa. La litología N°2 posee un periodo de variabilidad hasta la apertura de la batea N°25 aproximadamente, pero luego alcanza una estabilización aproximada en torno a los 13,00 MPa.

Por otro lado, la principal diferencia entre ambas curvas radica en que la litología N°1 mantiene esfuerzos compresivos de mayor magnitud durante toda la secuencia. Además, al alcanzar la estabilización de las curvas, se aprecia que para la litología N°1 la redistribución no es total, caso contrario a la litología N°2, donde prácticamente el esfuerzo *peak* compresivo logra estabilizarse totalmente. También desde la gráfica se desprende que la calidad del macizo rocoso posee directa relación con la magnitud del esfuerzo *peak* compresivo.

Posterior al análisis de los esfuerzos máximos de compresión en la dirección vertical, se deberán analizar también los esfuerzos máximos de tracción. A continuación, se observa una gráfica que presenta la variabilidad de este último a medida que se abren los puntos de extracción.

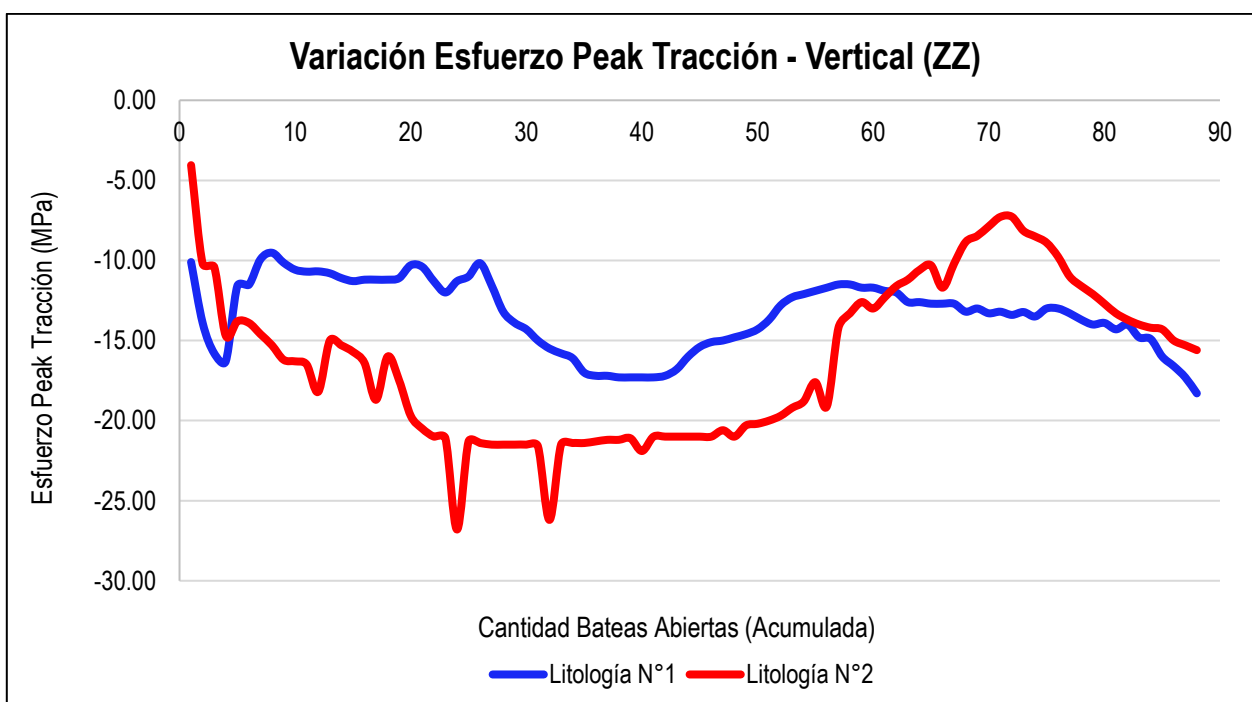


Gráfico 6-2: Variación de Esfuerzo Peak de Tracción en Dirección Vertical (ZZ).

En este caso, los esfuerzos máximos de tracción presentan un comportamiento muy variable y sensible al avance de la excavación subterránea. La litología N°1 muestra fluctuaciones importantes inicialmente, seguidas por un aumento progresivo hasta alcanzar una zona de máximos aproximadamente en las bateas intermedias. Luego, los esfuerzos disminuyen y alcanzan un nuevo mínimo alrededor de la batea N°55 para finalmente aumentar nuevamente hacia las últimas etapas de excavación. La litología N°2 por su parte, presenta variaciones mucho mayores, donde en las etapas iniciales los esfuerzos aumentan progresivamente y alcanzan valores *peaks* claramente definidos entre la batea N°15 y N°35. Posteriormente, los esfuerzos sufren una caída importante hasta la batea N°70, punto desde el que se produce un aumento progresivo sostenido hasta la batea N°88.

Dentro del comportamiento general de esta gráfica, se destaca que se produce un cambio en el predominio de las litologías según la cantidad de bateas abiertas que se presenten, lo cual se traduce en que la calidad del macizo rocoso provoca sobre la tracción una variación que estará determinada según la secuencia de excavación subterránea, generando así una distribución dinámica en esta dirección.

Por otro lado, en función del Gráfico 6-1 y Gráfico 6-2, que reflejan el análisis de los esfuerzos máximos de tracción y compresión en la dirección vertical (ZZ) para la litología N°1 y N°2, es posible determinar los siguientes resultados de carácter analíticos y cuantitativos, los cuales permitirán evaluar la incidencia que tiene la calidad del macizo rocoso por sobre los esfuerzos en la dirección ZZ:

- La litología N°1 presenta mayores esfuerzos compresivos en las 88 etapas analizadas, con una magnitud promedio de 18,23 MPa, frente a los 12,43 MPa de la litología N°2. Lo anterior corresponde a una diferencia de un 31,80%.
- El máximo esfuerzo compresivo es de 18,90 MPa en la litología N°1 y 12,70 MPa en la litología N°2, existiendo una diferencia de 6,20 MPa o en su defecto un 32,80%.
- A medida que se va generando la apertura secuencial de las bateas, los esfuerzos compresivos tienden a estabilizarse en niveles distintos para cada litología, en el orden de 18,70 MPa para la litología N°1 y 12,70 MPa para la litología N°2.
- La litología N°2 presenta mayores esfuerzos máximos de tracción en promedio, alcanzando 16,21 MPa frente a 13,39 MPa de la litología N°1. Lo anterior se traduce en una diferencia de un 21,10% aproximadamente.
- El máximo esfuerzo de tracción contemplando ambos casos se presenta en la litología N°2, con 26,80 MPa en la apertura de la batea N°24, mientras que la litología N°1 alcanza

un máximo de 18,30 MPa en la apertura de la batea N°88, siendo este último inferior por un 31,70%.

- La litología N°2 presenta una mayor variabilidad de esfuerzos de tracción, donde los valores fluctúan entre $\pm 30,10\%$, mientras que en la litología N°1 esta variación es de $\pm 16,70\%$ respecto de la media.

En términos generales, el estudio de los esfuerzos en dirección vertical muestra que la litología N°1 presenta una respuesta geomecánica que se caracteriza por mayores concentraciones compresivas, mientras que la litología N°2 desarrolla mayores y más variables concentraciones de tracción durante gran parte de la secuencia. En función de lo anterior, es posible establecer que para los esfuerzos máximos de tracción y compresión presentes en la dirección vertical (ZZ), la diferencia en la calidad de la roca no produce únicamente un cambio en la magnitud de los esfuerzos, sino que también afecta directamente a la redistribución de esfuerzos verticales generado por la apertura secuencial de las bateas.

Por otra parte, si bien la redistribución de esfuerzos en la dirección vertical es crítica durante la implementación de métodos de explotación subterránea por hundimiento, también es importante analizar el comportamiento de los esfuerzos horizontales, esto por las consecuencias operacionales y de seguridad que acarrea, como lo es el caso de las colgaduras, causadas por alto grado de confinamiento horizontal respecto del vertical. Estas tensiones laterales se determinan a partir del promedio aritmético de los esfuerzos presentes en la dirección XX e YY en un mismo punto. A continuación, se presenta la variación de los esfuerzos para cada litología evaluada:

Litología N°1

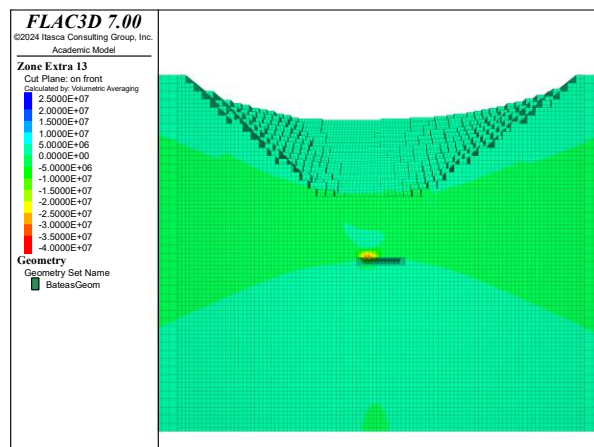


Figura 6-28: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 10 Bateas Abiertas – Litología N°1.

Litología N°2

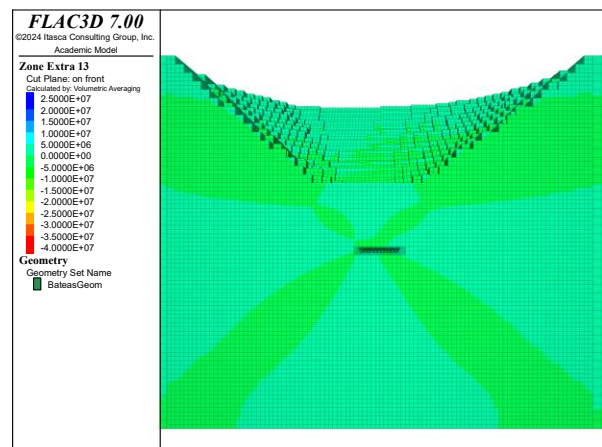


Figura 6-29: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 10 Bateas Abiertas – Litología N°2.

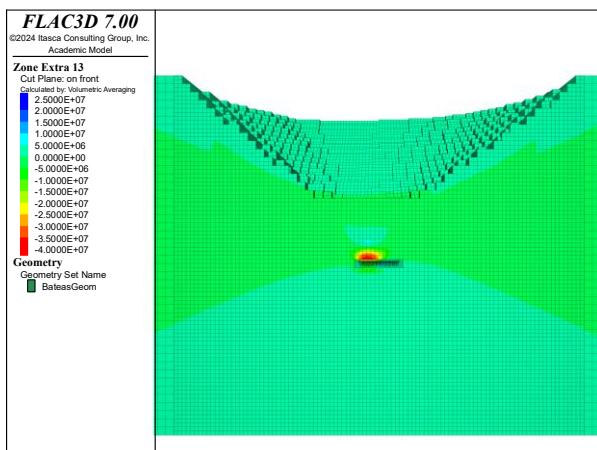


Figura 6-30: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 20 Bateas Abiertas – Litología N°1.

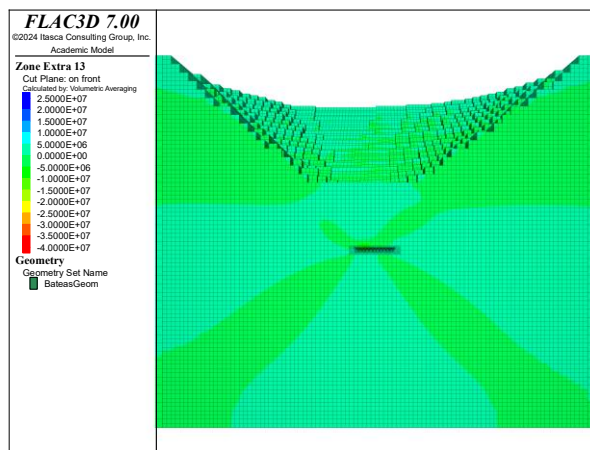


Figura 6-31: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 20 Bateas Abiertas – Litología N°2.

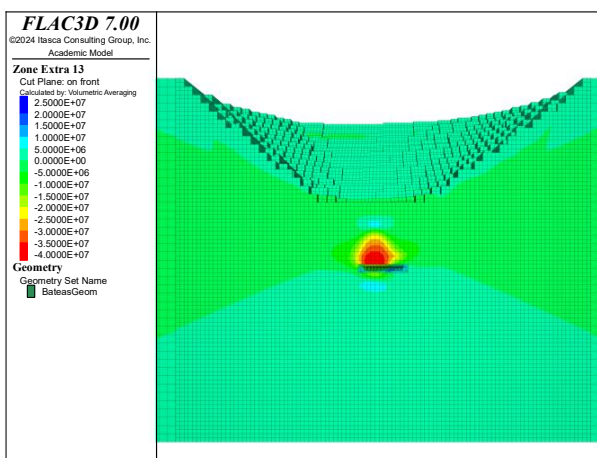


Figura 6-32: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.

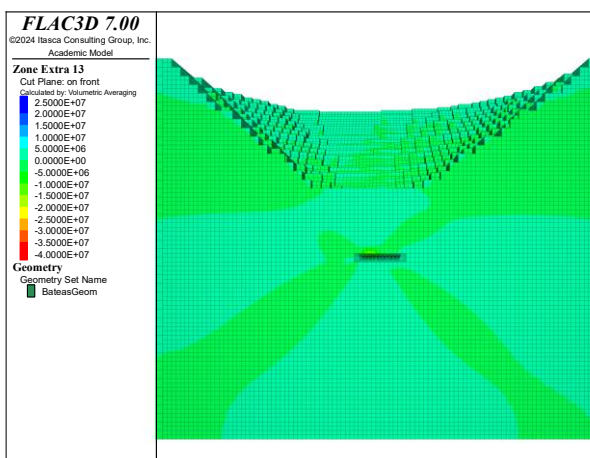


Figura 6-33: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°2.

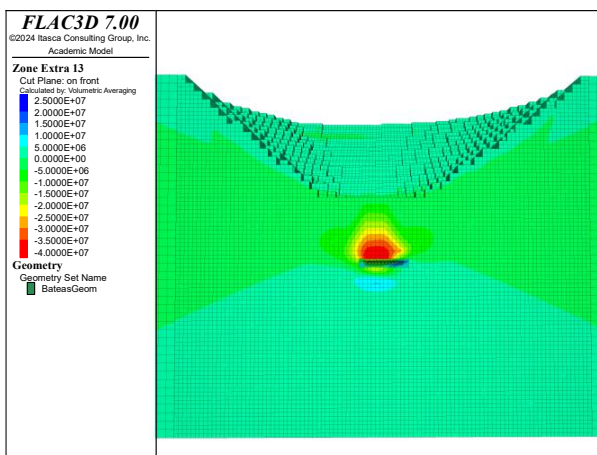


Figura 6-34: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.

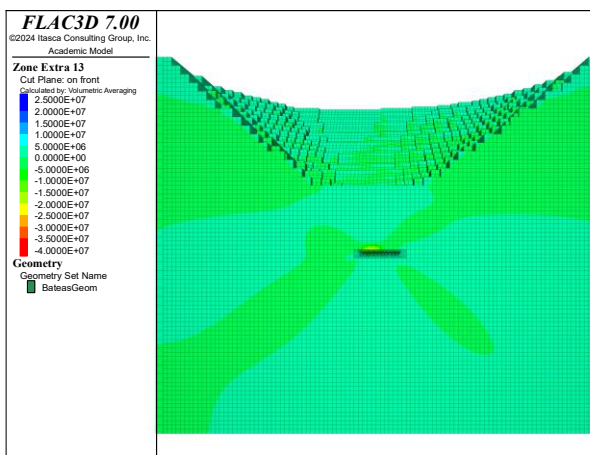


Figura 6-35: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°2.

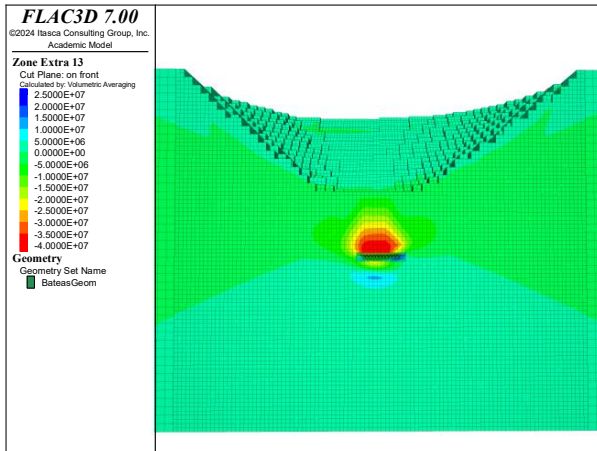


Figura 6-36: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.

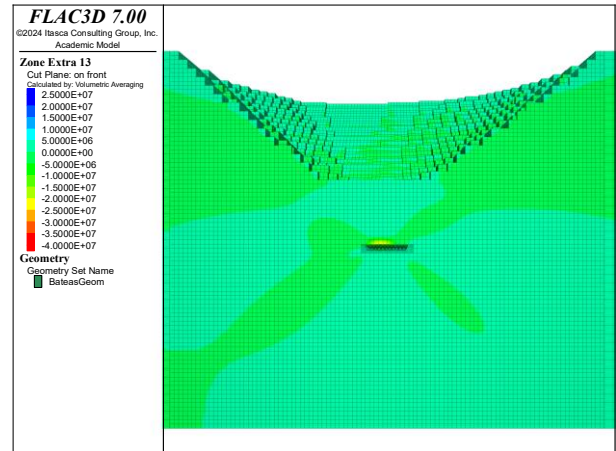


Figura 6-37: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°2.

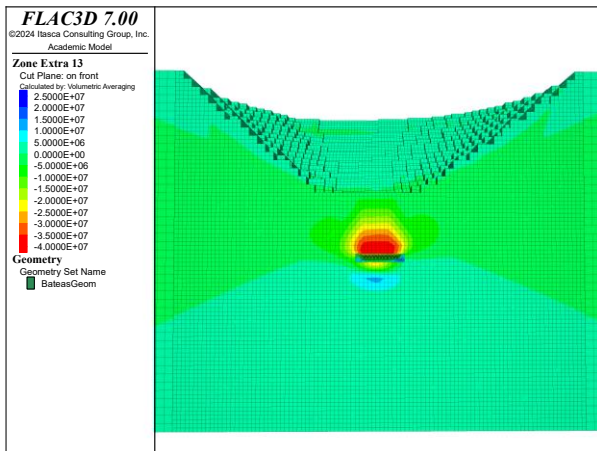


Figura 6-38: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 60 Bateas Abiertas – Litología N°1.

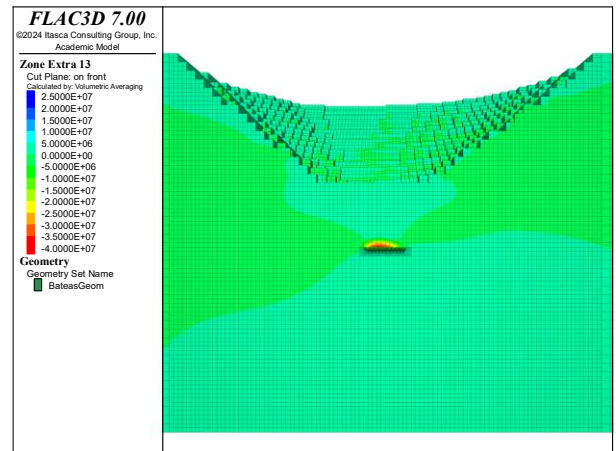


Figura 6-39: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.

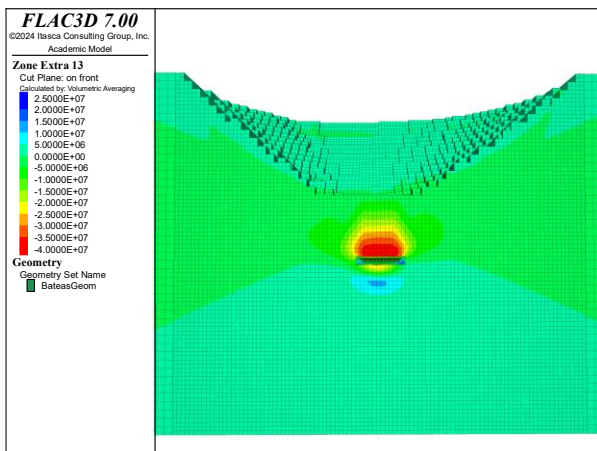


Figura 6-40: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°1.

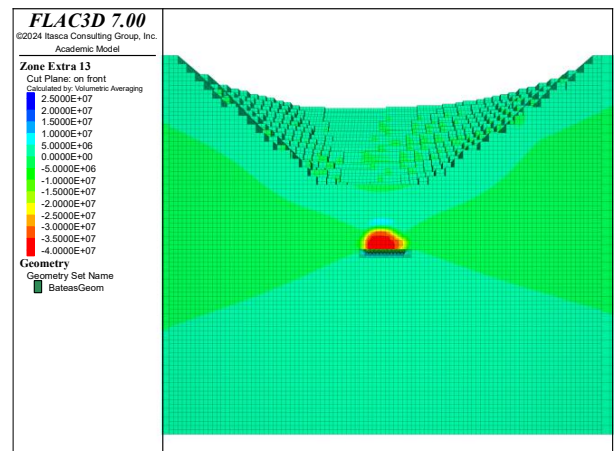


Figura 6-41: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.

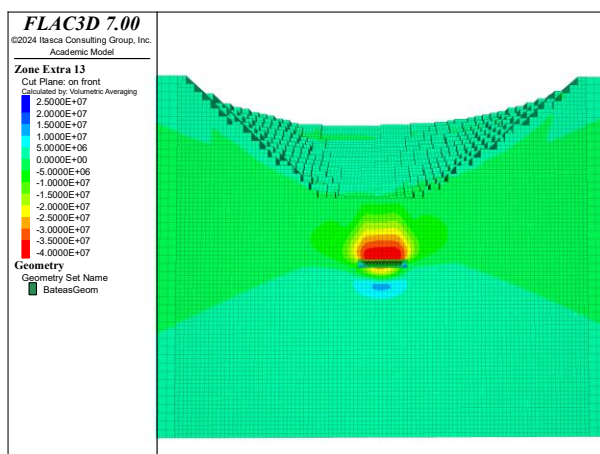


Figura 6-42: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°1.

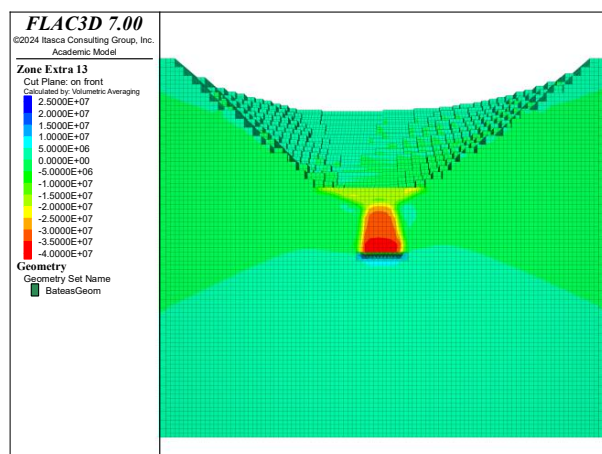


Figura 6-43: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.

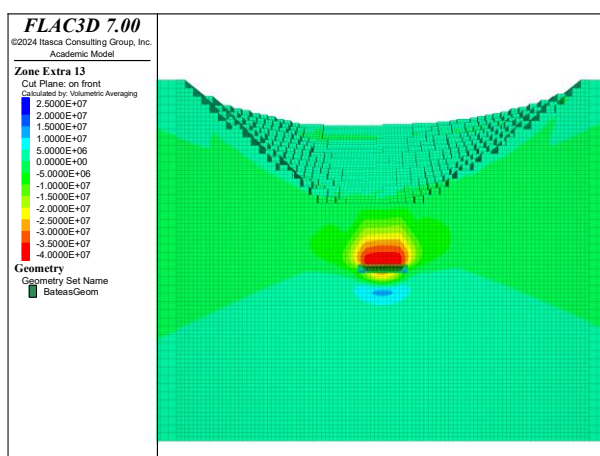


Figura 6-44: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°1.

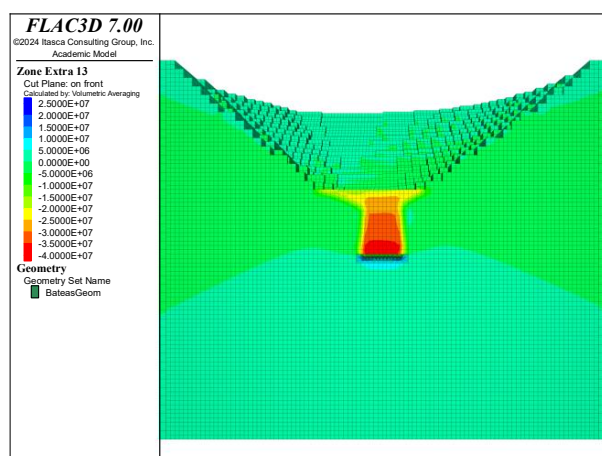


Figura 6-45: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.

Para observar con mayor detalle las etapas de la secuencia donde se produce la mayor variación de esfuerzos horizontales en cada caso, ver el “Anexo N°3: Detalle Evolución Esfuerzos Horizontales – Litología N°1” y “Anexo N°4: Detalle Evolución Esfuerzos Horizontales – Litología N°2”.

Al analizar la secuencia de esfuerzos horizontales presentada anteriormente, es posible observar una evolución muy diferente entre ambas litologías. En las primeras etapas, entre 10 y 30 bateas abiertas, la litología N°1 desarrolla de forma temprana una concentración de esfuerzos compresivos en torno a las bateas, mientras que la litología N°2 mantiene durante estas etapas una concentración de esfuerzos notoriamente más baja respecto del otro caso evaluado. En el intervalo de las 40 y 60 bateas abiertas, la diferencia se mantiene y la litología N°1 se establece con una zona de esfuerzos concentrada sobre las excavaciones, siguiendo así el patrón de etapas previas. La litología N°2 continúa mostrando una redistribución horizontal de menor intensidad y extensión respecto de la litología N°1.

A partir de aproximadamente las 70 bateas abiertas, se presenta un quiebre en el analisis, puesto que comienza a observarse una propagación importante en la litología N°2. La concentración de esfuerzos compresivos aumenta progresivamente y entre las 80 y 88 bateas abiertas se desarrolla una intensa propagación de esfuerzos que en las etapas finales alcanza el fondo del rajo.

En resumen, a partir de la secuencia presentada desde la Figura 6-28 hasta la Figura 6-45, es posible observar dos respuestas diferentes del macizo rocoso. En primer lugar, la litología N°1 concentra los esfuerzos horizontales de forma temprana, intensa y localizada, mientras que la litología N°2 presenta una respuesta inicialmente de baja magnitud, pero a medida que alcanza las etapas finales se observa una importante propagación de altos esfuerzos hacia el fondo del rajo. Por lo tanto, es posible establecer a priori, que la calidad del macizo rocoso no solo modifica la magnitud de los esfuerzos horizontales, sino que también el momento de su aparición y la forma espacial en que se redistribuyen los esfuerzos durante las excavaciones subterráneas.

Al igual que para el caso anterior, donde se estudiaron los esfuerzos verticales, para profundizar en mayor medida el estudio de los esfuerzos, se presentan a continuación graficas que reflejan la variación de los esfuerzos *peak* de compresión y tracción en la dirección horizontal (promedio de XX e YY) a medida que se desarrolla la apertura secuencial de los puntos de extracción.

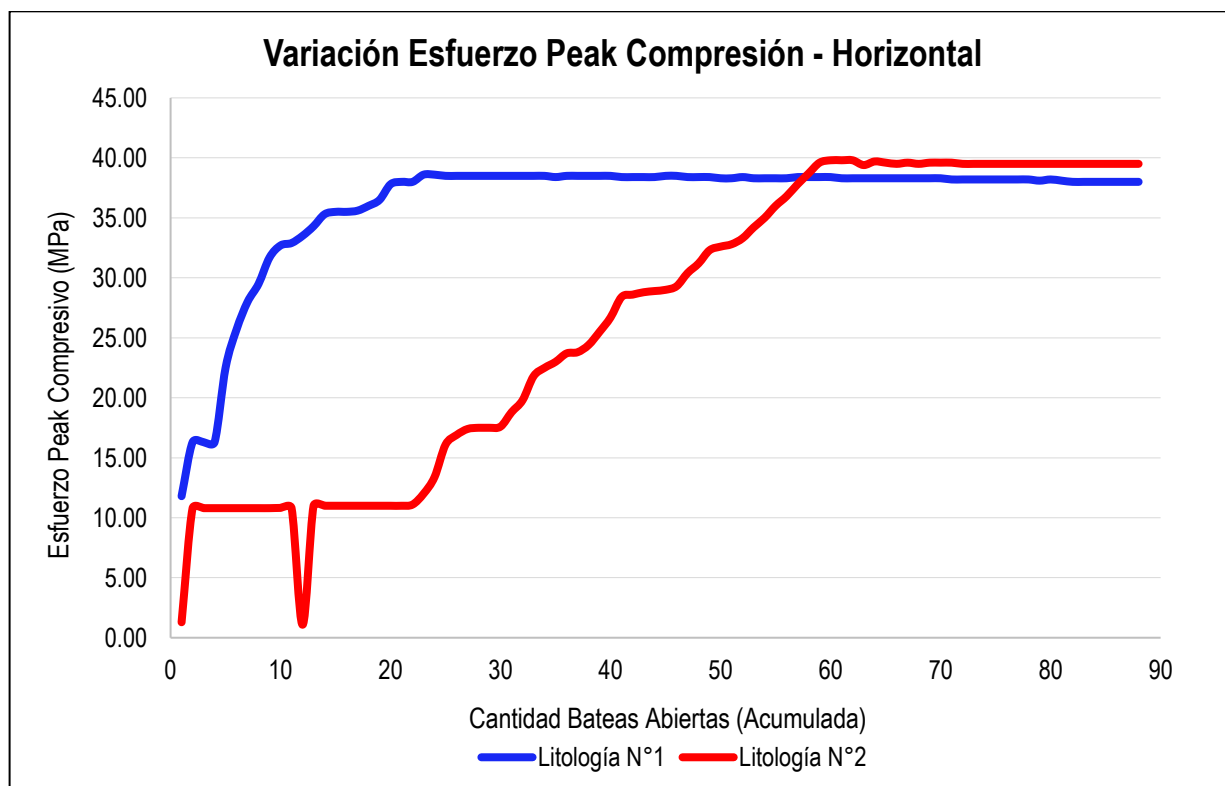


Gráfico 6-3: Variación de Esfuerzo Peak de Compresión en Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY).

A partir del gráfico anterior, es posible determinar que los esfuerzos máximos de compresión presentan diferencias claras entre ambas litologías. En primer lugar, la litología N°1 muestra un rápido aumento de la magnitud de los esfuerzos hasta la etapa 25 aproximadamente, alcanzando luego la estabilidad del esfuerzo de compresión máximo en torno a los 37,00 MPa. Por otro lado, la litología N°2 presenta en un inicio esfuerzos considerablemente menores hasta la batea N°20 aproximadamente, la cual fue el punto de inicio para un aumento sostenido hasta la batea N°60. Desde la batea N°60 hasta la N°88 se observa un comportamiento regular del esfuerzo máximo compresivo alcanzado en torno a los 39,00 MPa, el cual es mayor que el obtenido para la litología N°1. A partir de estos comportamientos presentados se evidencia que la influencia de la litología sobre los esfuerzos horizontales es variable respecto del grado de avance de la excavación subterránea.

Posterior al análisis de los esfuerzos máximos de compresión en la dirección horizontal, se deberán analizar también los esfuerzos máximos de tracción. A continuación, se presenta una gráfica que presenta la variabilidad de este último a medida que se abren los puntos de extracción.

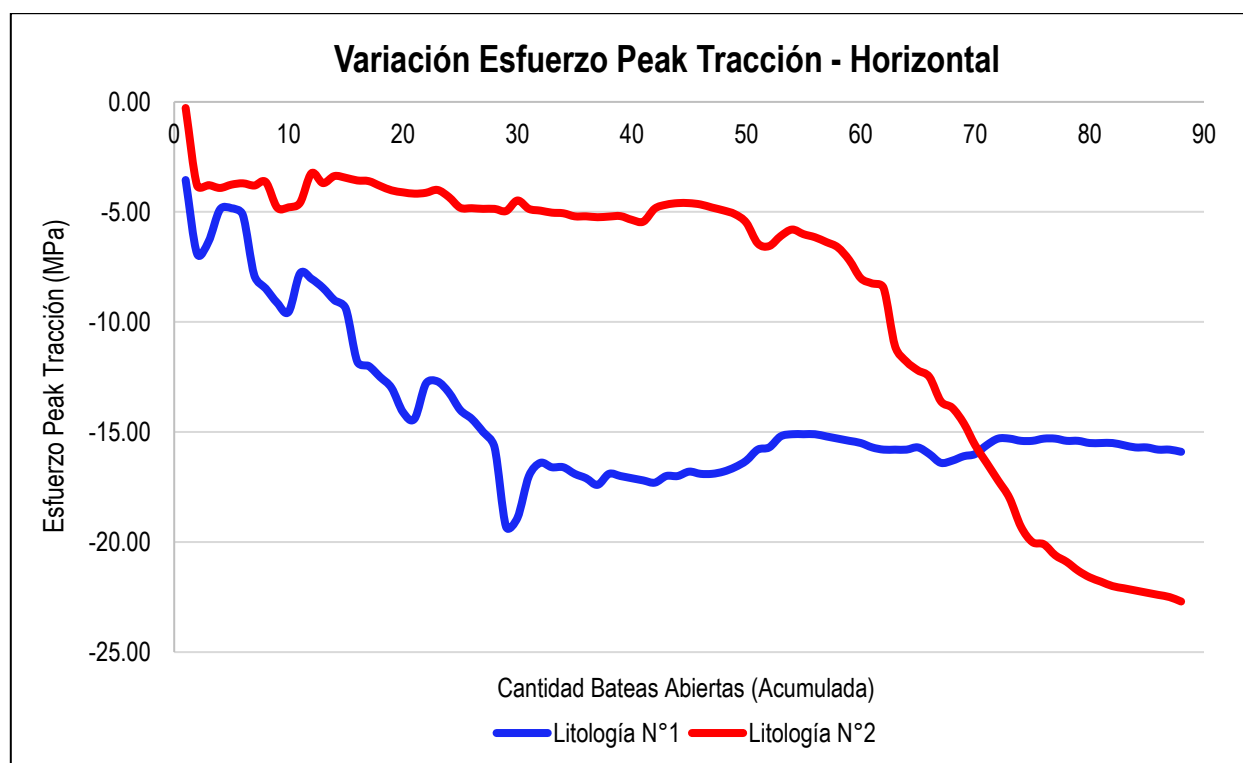


Gráfico 6-4: Variación de Esfuerzo Peak de Tracción en Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY).

En este caso, los esfuerzos máximos de tracción en dirección horizontal muestran una evolución diferente entre sí. La litología N°1 presenta un aumento importante de la magnitud de los esfuerzos hasta alrededor de la etapa N°30, donde posteriormente oscila entre los -17,00 MPa y -15,00 MPa hasta completar la secuencia de excavación. Por otro lado, la litología N°2 presenta

un aumento gradual hasta aproximadamente la batea N°60, punto desde el cual se produce un crecimiento acelerado de las magnitudes alcanzando máximos en torno a los de -22,00 MPa. En resumen, la litología N°1 controla las mayores concentraciones de esfuerzos máximos de tracción durante las etapas iniciales e intermedias, mientras que la litología N°2 desarrolla una condición incremental hacia las etapas finales, mostrando así una sensibilidad importante al aumento del número de bateas abiertas a partir de la N°60.

A partir del Gráfico 6-3 y Gráfico 6-4, que reflejan el análisis de los esfuerzos máximos de compresión y tracción en la dirección horizontal (XX e YY) para la litología N°1 y N°2, es posible determinar los siguientes resultados de carácter analíticos y cuantitativos, los cuales permitirán evaluar la incidencia que tiene la calidad del macizo rocoso por sobre los esfuerzos en la dirección horizontal:

- La litología N°1 presenta una mayor magnitud de esfuerzos de compresión promedio con 36,24 MPa, frente a los 26,70 MPa de la litología N°2, lo cual se traduce en una diferencia de un 26,30%.
- Hasta la apertura de la batea N°57, la litología N°1 presenta mayores magnitudes de esfuerzo de compresión, pero desde la batea N°58 en adelante la litología N°2 supera a la litología N°1.
- Complementario al punto anterior, la media hasta la apertura de la batea N°57 es de 35,18 MPa en la litología N°1 y 19,72 MPa para la litología N°2, siendo esta última alrededor de un 50% menor. Desde la batea N°58 en adelante la situación se invierte y la media de la litología N°1 pasa a ser de 38,20 MPa, mientras que la de la litología N°2 aumenta hasta los 39,53 MPa.
- El máximo esfuerzo de compresión horizontal alcanza los 38,60 MPa en la litología N°1 y los 39,80 MPa en la litología N°2.
- La litología N°1 presenta mayores esfuerzos máximos de tracción con un promedio de 14,24 MPa, frente a los 8,87 MPa de la litología N°2, lo cual representa una diferencia de 37,80%.
- Hasta el momento en el que se abre la batea N°70, la litología N°1 presenta mayores esfuerzos de tracción en todas las etapas (casi el 80% del total), pero desde la batea N°71 en adelante la litología N°2 pasa a presentar valores superiores.
- En conjunto con el punto anterior, hasta la apertura de la batea N°70 la tracción media es de 13,91 MPa en la litología N°1 y 5,81 MPa en la litología N°2, siendo esta última alrededor de un 58,20 % menor. Desde la apertura de la batea N°71 en adelante, la

litología N°2 alcanza la media de 20,74 MPa frente a 15,52 MPa de la litología N°1, resultando en aproximadamente un 33,60% superior.

- El máximo esfuerzo de tracción horizontal de la litología N°1 corresponde a 19,30 MPa en la batea N°29, mientras que la litología N°2 alcanza un máximo de 22,70 MPa en la batea N°88.

En términos generales, los resultados anteriores respecto de los esfuerzos horizontales muestran que la diferencia de calidad de la roca y el avance de la excavación son factores que van de la mano, puesto que en este caso la litología N°1 concentra mayores esfuerzos hasta etapas intermedias, mientras que la litología N°2 experimenta un aumento progresivo y supera las magnitudes observadas en la otra litología.

Posterior al estudio de los esfuerzos verticales y horizontales en ambas litologías, es posible profundizar la investigación mediante el análisis del ratio K de esfuerzos, el cual cobra gran importancia al realizar un análisis geomecánico. Este coeficiente relaciona las dos componentes estudiadas anteriormente de la siguiente forma:

$$K = \frac{\sigma_h}{\sigma_v} = \frac{\frac{\sigma_{xx} + \sigma_{yy}}{2}}{\sigma_{zz}} \quad (\text{Ec. N°6})$$

A continuación, es posible observar cómo varía la razón de esfuerzos en función de la secuencia de apertura de las bateas, lo cual permitirá evaluar y determinar gráficamente las generación de colgaduras durante la operación.

Litología N°1

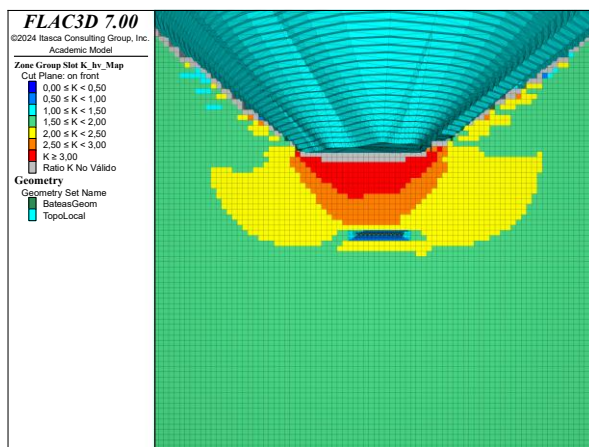


Figura 6-46: Ratio K de Esfuerzos – Estado Inicial – Litología N°1.

Litología N°2

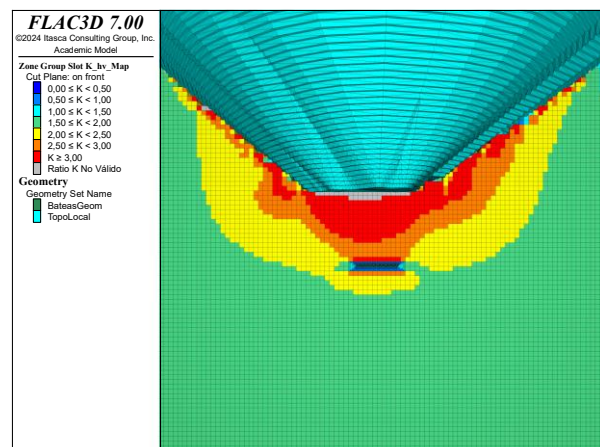


Figura 6-47: Ratio K de Esfuerzos – Estado Inicial – Litología N°2.

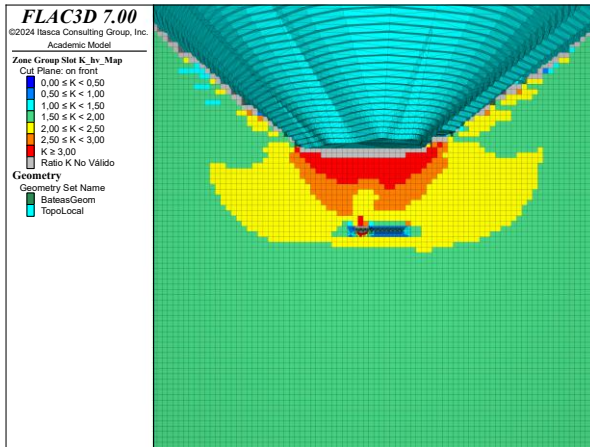


Figura 6-48: Ratio K de Esfuerzos – 10 Bateas Abiertas – Litología N°1.

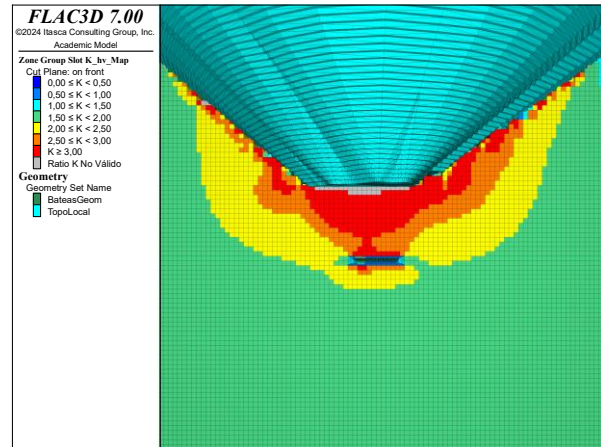


Figura 6-49: Ratio K de Esfuerzos – 10 Bateas Abiertas – Litología N°2.

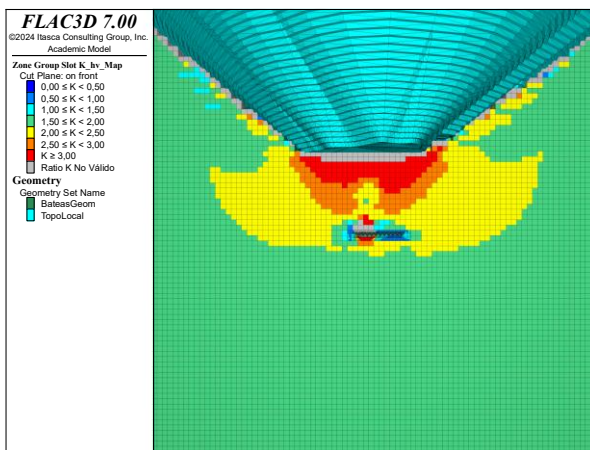


Figura 6-50: Ratio K de Esfuerzos – 20 Bateas Abiertas – Litología N°1.

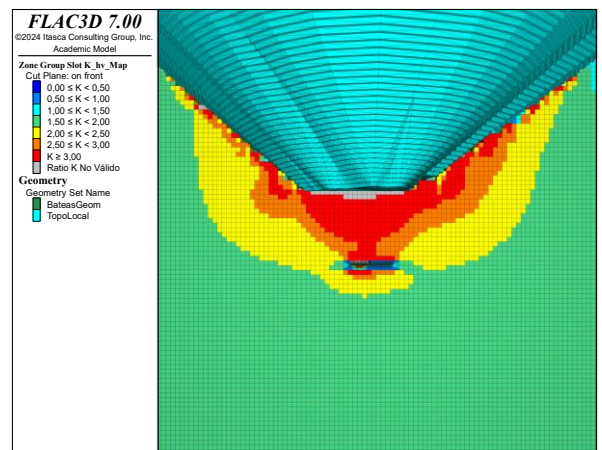


Figura 6-51: Ratio K de Esfuerzos – 20 Bateas Abiertas – Litología N°2

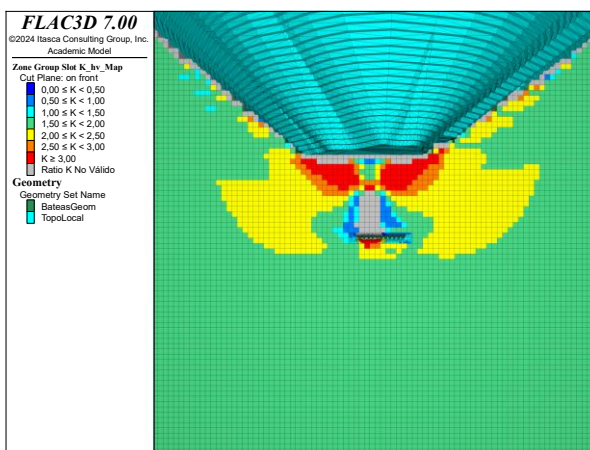


Figura 6-52: Ratio K de Esfuerzos – 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.

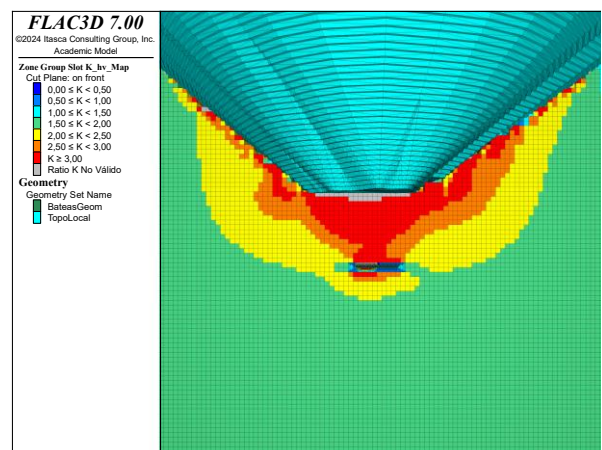


Figura 6-53: Ratio K de Esfuerzos – 30 Bateas Abiertas – Litología N°2

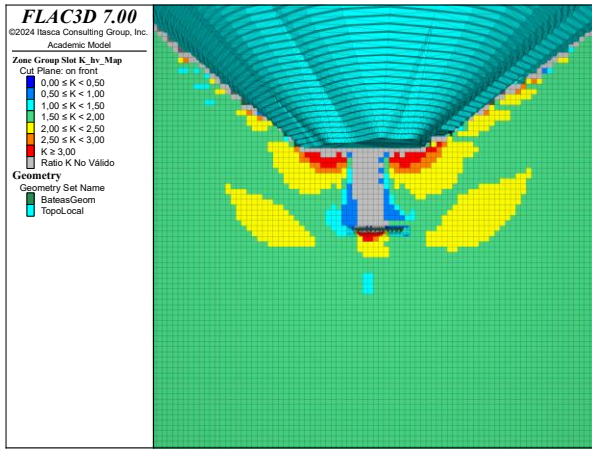


Figura 6-54: Ratio K de Esfuerzos – 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.

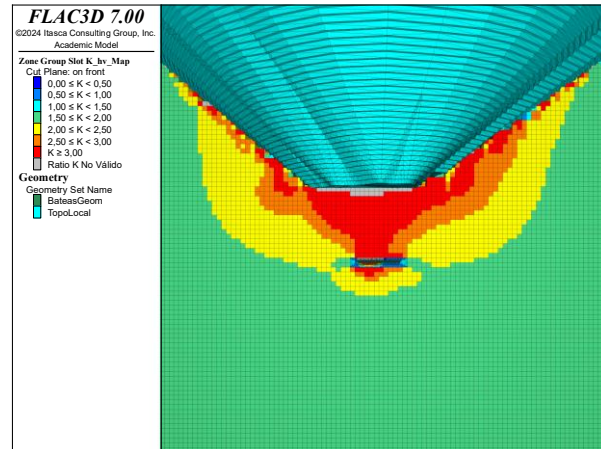


Figura 6-55: Ratio K de Esfuerzos – 40 Bateas Abiertas – Litología N°2.

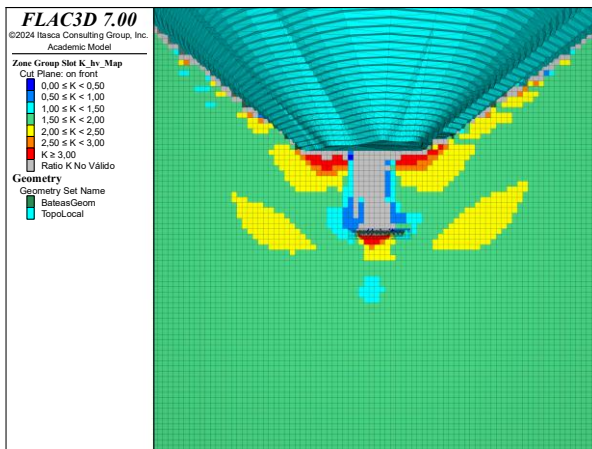


Figura 6-56: Ratio K de Esfuerzos – 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.

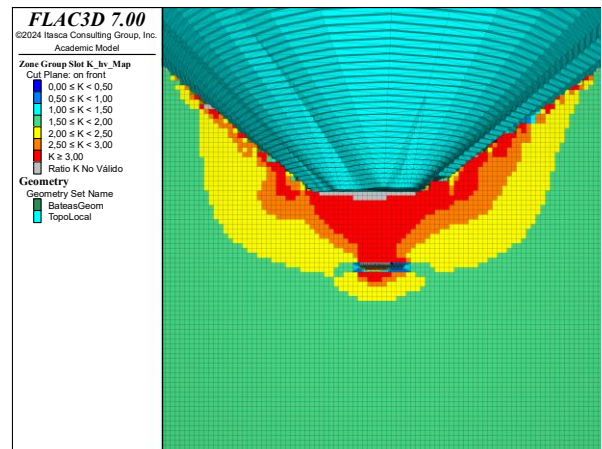


Figura 6-57: Ratio K de Esfuerzos – 50 Bateas Abiertas – Litología N°2.

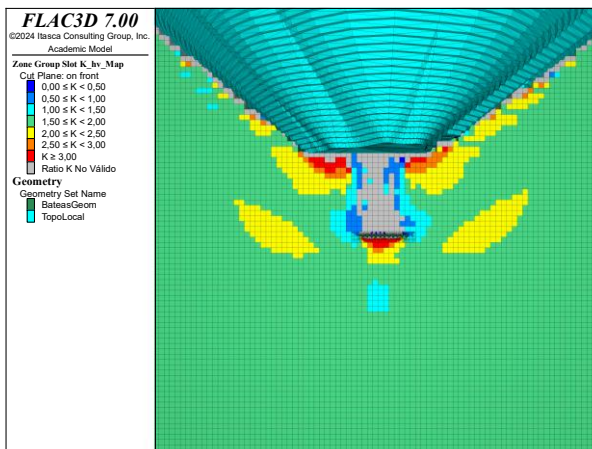


Figura 6-58: Ratio K de Esfuerzos – 60 Bateas Abiertas – Litología N°1.

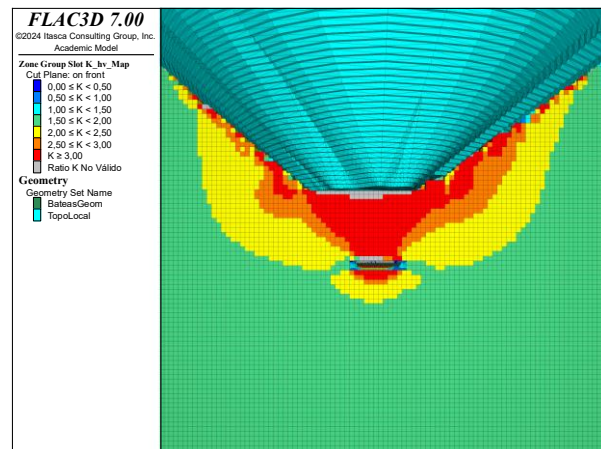


Figura 6-59: Ratio K de Esfuerzos – 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.

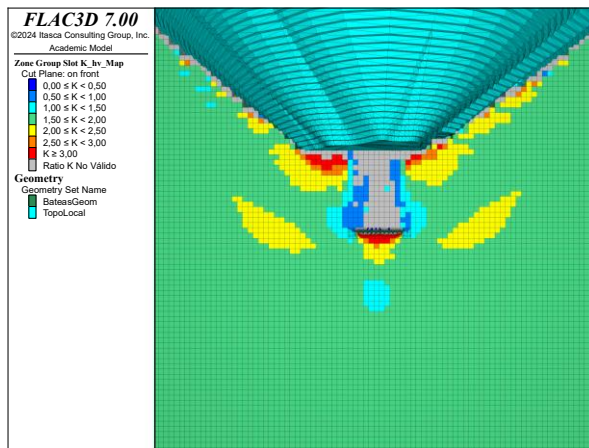


Figura 6-60: Ratio K de Esfuerzos – 70 Bateas Abiertas – Litología N°1.

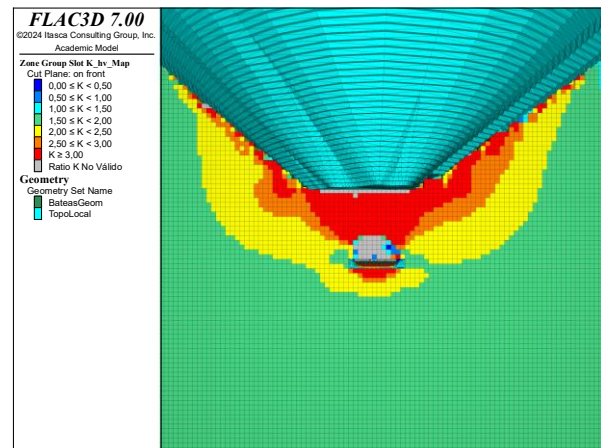


Figura 6-61: Ratio K de Esfuerzos – 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.

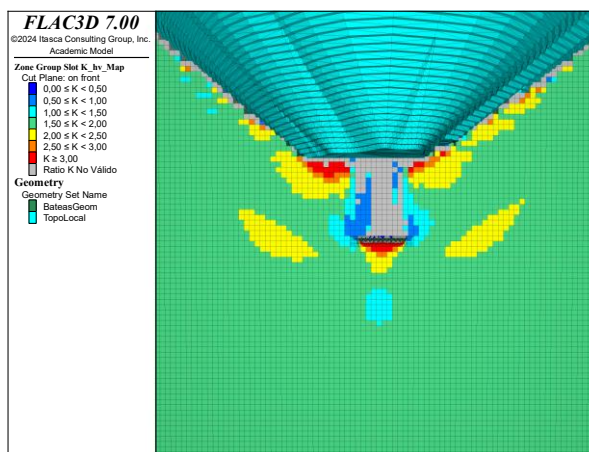


Figura 6-62: Ratio K de Esfuerzos – 80 Bateas Abiertas – Litología N°1.

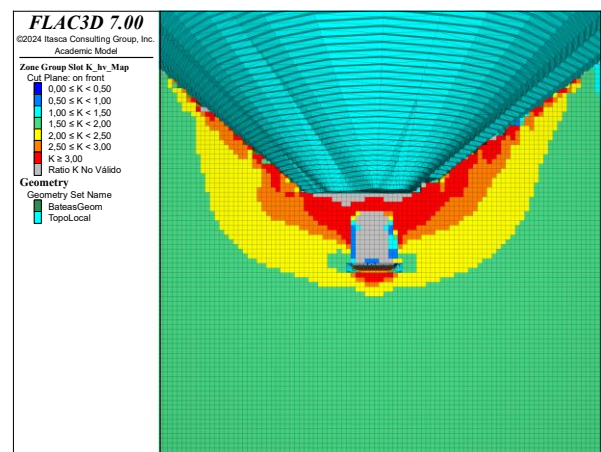


Figura 6-63: Ratio K de Esfuerzos – 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.

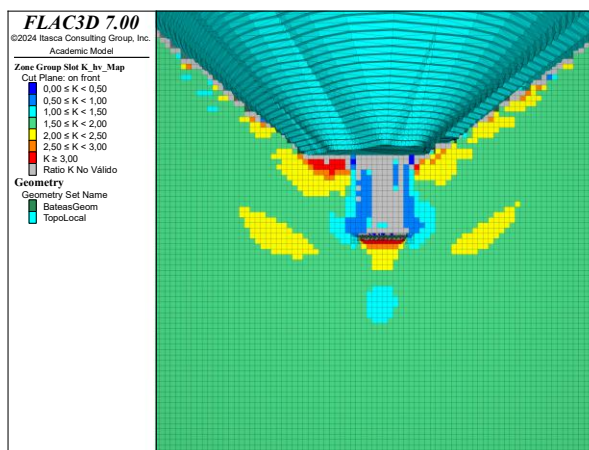


Figura 6-64: Ratio K de Esfuerzos – 88 Bateas Abiertas – Litología N°1.

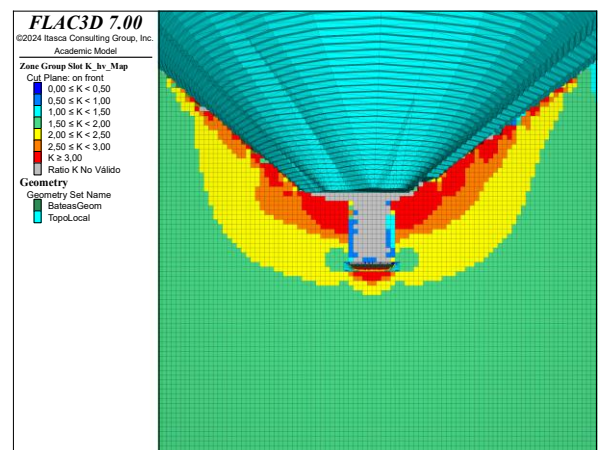


Figura 6-65: Ratio K de Esfuerzos – 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.

El evaluar visualmente la secuencia expuesta anteriormente, tanto para la litología N°1 como para la litología N°2, es posible observar fenómenos interesantes a medida que se desarrolla la apertura secuencial de las bateas.

Para la litología N°1, se presenta bajo el fondo del rajo una zona de valores elevados de K ($K \geq 3,0$), rodeado por sectores naranja y amarillo, los cuales poseen valores de K en el intervalo de 2,5 a 3,0 y de 2,0 a 2,5 respectivamente. Lo anterior permite establecer que existe un predominio de los esfuerzos horizontales bajo el rajo, mientras que hacia sectores más alejados domina el color verde, lo cual corresponde a un valor de k entre 1,5 y 2,0 en promedio.

Con la apertura de las primeras 10 bateas, la distribución comienza a variar en torno a las bateas. A medida que la secuencia alcanza las 20 a 30 bateas abiertas, aparece un cambio evidente, el cual consiste en que desde el sector de las excavaciones comienza a desarrollarse una zona central de menores valores de K (menor a 1,5), representado por colores azules y celestes. Esta zona progresa verticalmente hacia el fondo del rajo, al igual que las zonas grises, las cuales representan principalmente zonas excavadas o donde el ratio K no adquiere un valor físico coherente.

Entre 40 y 60 bateas abiertas, la redistribución mencionada anteriormente se consolida. La zona central pasa a estar dominada por valores bajos de K, incluyendo valores menores a 1,0, mientras que los valores elevados de K mayores a 2,0 se desplazan hacia los costados de la geometría. En particular, las zonas rojas, que representan un K mayor o igual a 3,0 dejan de formar una región central continua y se concentran en sectores próximos al piso del rajo y sus paredes inferiores. Finalmente, entre las 70 y 88 bateas abiertas, el patrón muestra menores cambios y tiende a estabilizarse. Se mantiene una columna central de bajos valores de K entre las bateas y el fondo del rajo, mientras que las zonas con altos valores de K continúan desplazándose hacia los contornos.

En resumen, para la litología N°1 se observa una reducción y variación importante del ratio K en la zona central, pasando desde una predominancia de los esfuerzos horizontales hacia una disminución de estos respecto de los esfuerzos verticales, facilitando así la propagación el *caving*.

Por otro lado, la litología N°2 parte desde una condición inicial diferente, ya que la zona de valores altos de K es más extensa. Bajo el fondo del rajo se observa una amplia región roja con valores de K sobre 3,0, junto con zonas colindantes con valores de K entre 3,0 y 2,0 (naranjas y amarillas). Durante las 10, 20, 30 y 40 bateas abiertas, la distribución del K se mantiene estable, pero la zona roja se hace continua desde el fondo del rajo hacia la ubicación de las bateas. Entre las 50 y 60 bateas abiertas, se sigue conservando un alto valor de K bajo el rajo, observándose pequeñas alteraciones de este valor en torno a las bateas, por lo cual se establece que, hasta esta altura, existe un predominio importante de los esfuerzos horizontales, lo cual puede generar problemas durante la propagación del hundimiento, tales como colgaduras.

A partir de aproximadamente 70 bateas abiertas, comienza a observarse un cambio, donde aparecen sectores azules y celestes alrededor de las bateas, lo cual refleja valores de K menores a 1,50, los cuales aumentan progresivamente hasta el fin de la secuencia. También aparecen las zonas grises que hacen referencia a zonas excavadas. En las etapas finales se presenta una zona central de K reducido que progresa hacia el rajo, interrumpiendo la región roja.

Por último, la otra parte de esta arista de estudio corresponde a los desplazamientos producidos al momento de realizar la apertura de los *drawpoints*. En este caso, se analiza de forma particular cada punto de extracción, con el objetivo de conocer e identificar en que momentos de la extracción se presentan mayores desplazamientos. Cabe destacar que para este análisis se utilizará la magnitud del desplazamiento, es decir, el valor que representarán todos los desplazamientos generados en las 3 dimensiones (X, Y, Z). A partir de lo anterior, se presenta el siguiente gráfico, donde es posible determinar que la magnitud de los desplazamientos máximos no es estable, por lo cual se deberá tener especial consideración al momento de la apertura de algunas de las bateas por los grandes desplazamientos presentados.

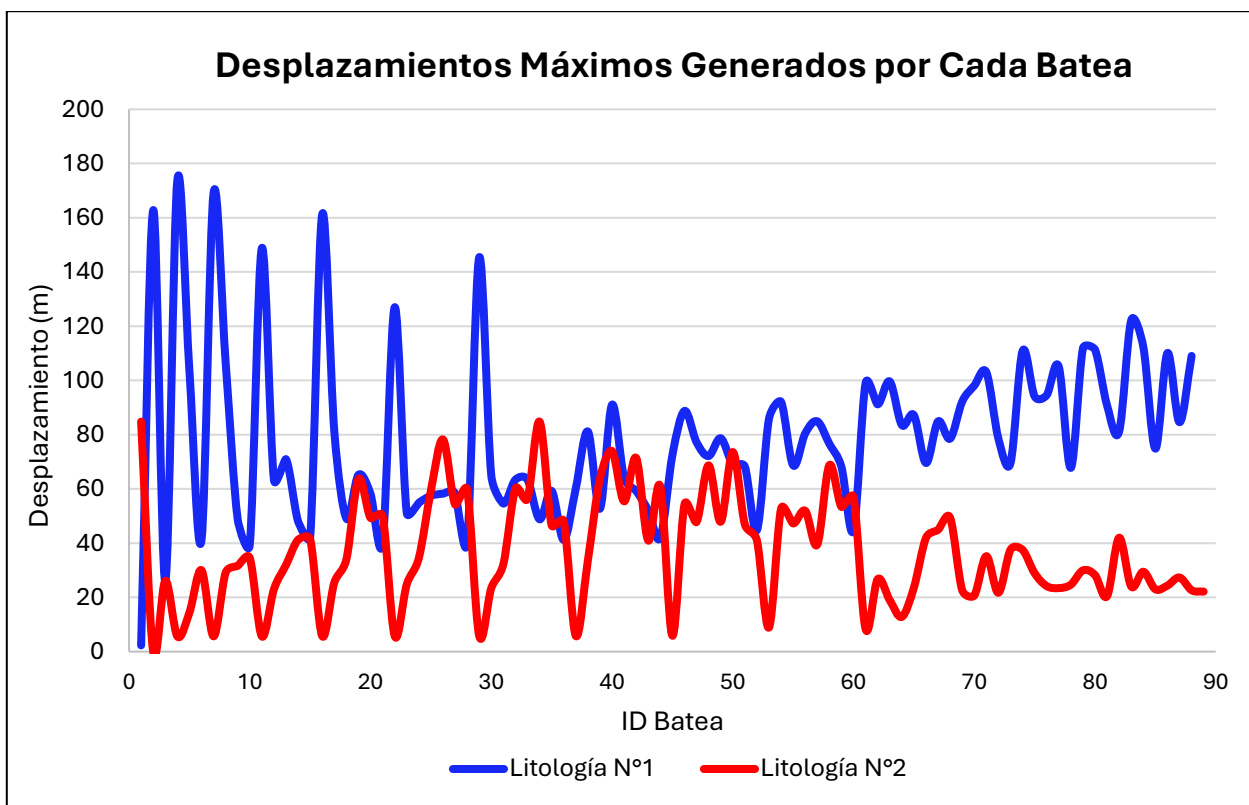


Gráfico 6-5: Desplazamientos Máximos Generados por Cada Batea (Aislada).

Tal como se mencionó, el gráfico anterior presenta la evolución de la magnitud del desplazamiento máximo generado individualmente por la apertura de cada batea para ambas litologías. Al tratarse de una magnitud, considera las tres direcciones espaciales para estimar el valor.

Para ambas litologías se presentan fluctuaciones importantes entre etapas consecutivas, con incrementos y disminuciones puntuales dependiendo de la batea excavada, por lo cual la magnitud del desplazamiento máximo no depende únicamente del avance acumulado de la secuencia, sino también de la posición en la que se encuentra cada excavación y la redistribución de las deformaciones generadas por su apertura. En el caso de la litología N°1 se observa un comportamiento mucho más variable y en promedio de mayor magnitud respecto de la litología N°2.

En resumen, la litología N°1 tiende a desarrollar mayores desplazamientos máximos que la litología N°2. La grafica también permite evidenciar una respuesta localizada y que dependerá de cada etapa de excavación, siendo la calidad del macizo rocoso relevante en la magnitud de los desplazamientos máximos.

A partir de lo observado en el Gráfico 6-5, también es posible establecer un analisis cuantitativo que permita evaluar la influencia de la calidad del macizo rocoso en la magnitud de los desplazamientos producidos por la apertura secuencial de bateas:

- La litología N°1 presenta mayores desplazamientos máximos en términos globales, con un promedio de 79,33 metros frente a los 36,25 metros de la litología N°2, lo cual implica que la litología N°1 desarrolla desplazamientos aproximadamente 2,2 veces más grandes.
- El máximo desplazamiento lo posee la litología N°1 con 173,89 en la batea N°4, mientras que la litología N°2 alcanza un máximo de 84,81 metros en la batea N°33, siendo este último un 51,2% menor.
- Al realizar la comparación etapa por etapa, la litología N°1 presenta mayores desplazamientos en 79 de las 88 aperturas de bateas realizadas, lo que equivale a un 89,80% de la secuencia.
- La mayor diferencia entre ambas litologías se registra en la batea N°4, donde la litología N°1 alcanza su máximo de 173,89 metros, frente a los 14,40 de la litología N°2, con una diferencia de 159,49 metros.
- La litología N°1 supera valores sobre 100 metros en 18 ocasiones, mientras que la litología N°2 no logra en ningún momento esa cifra.

En términos generales, los resultados permiten evidenciar que la litología N°1 desarrolla desplazamientos significativamente mayores durante casi toda la secuencia de excavación, lo que deja al descubierto la importancia e influencia que posee la calidad del macizo rocoso sobre la magnitud de la deformación generada por la apertura secuencial de las bateas.

Índice de daño en el macizo rocoso (*sloss*)

A partir del modelo numérico elaborado y a la implementación del modelo constitutivo *IMASS*, será posible conocer el índice de daño (*sloss*) asociado a las excavaciones subterráneas, donde vale la pena recordar que el valor “1” corresponderá al macizo sin fracturas, el “0” estará asociado a roca fracturada y con cohesión 0, y, por último, el “-1” se establece como el índice de fragmentación máxima de la roca (Figura 3-7). Considerando lo anterior, a continuación, se presentan los resultados obtenidos para la litología N°1 y N°2:

Litología N°1

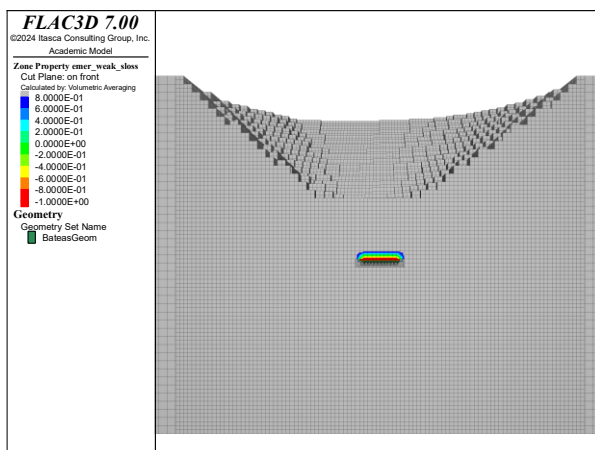


Figura 6-66: *Sloss*. Estado Inicial – Litología N°1.

Litología N°2

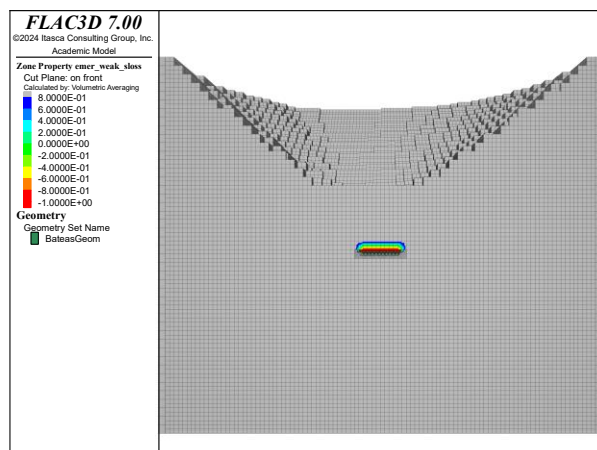


Figura 6-67: *Sloss*. Estado Inicial – Litología N°2.

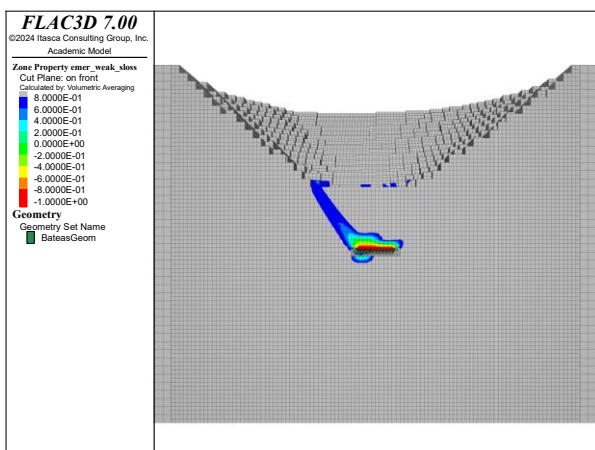


Figura 6-68: *Sloss*. 10 Bateas Abiertas – Litología N°1.

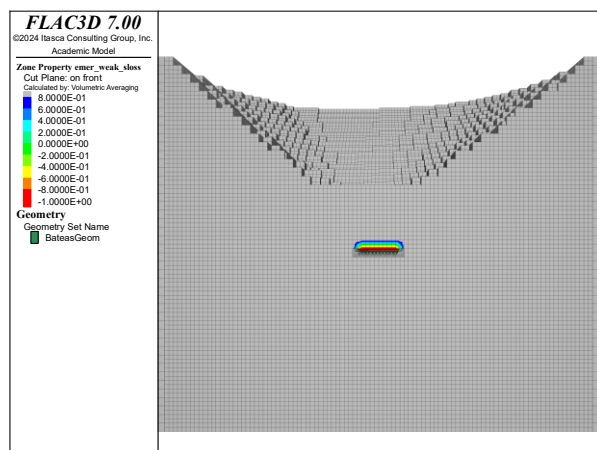


Figura 6-69: *Sloss*. 10 Bateas Abiertas – Litología N°2

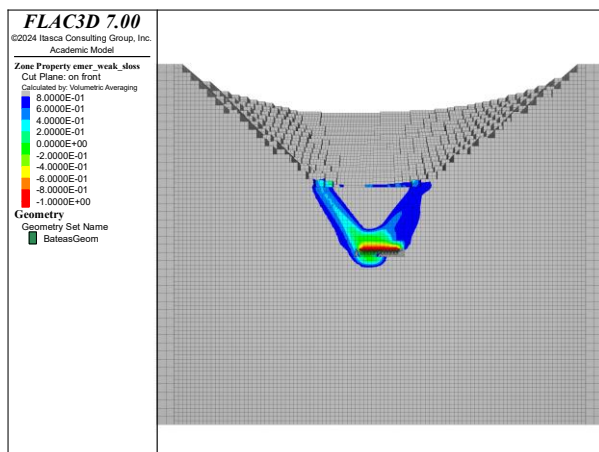


Figura 6-70: S/loss. 20 Bateas Abiertas – Litología N°1.

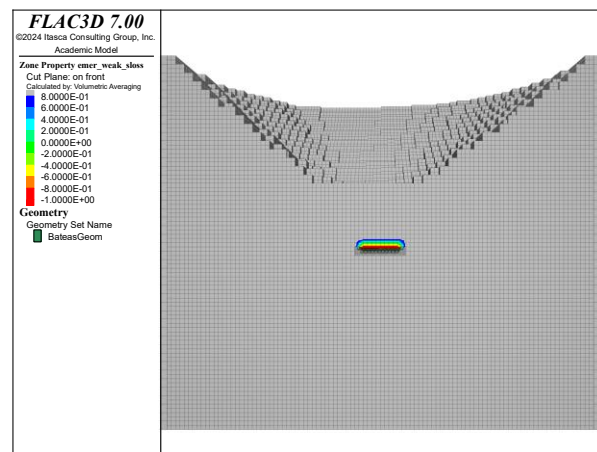


Figura 6-71: S/loss. 20 Bateas Abiertas – Litología N°2.

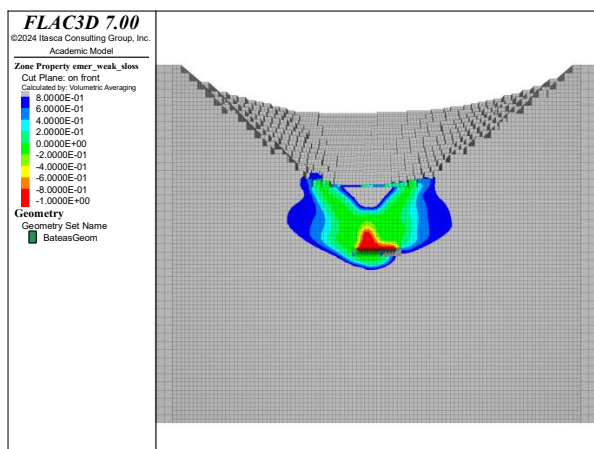


Figura 6-72: S/loss. 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.

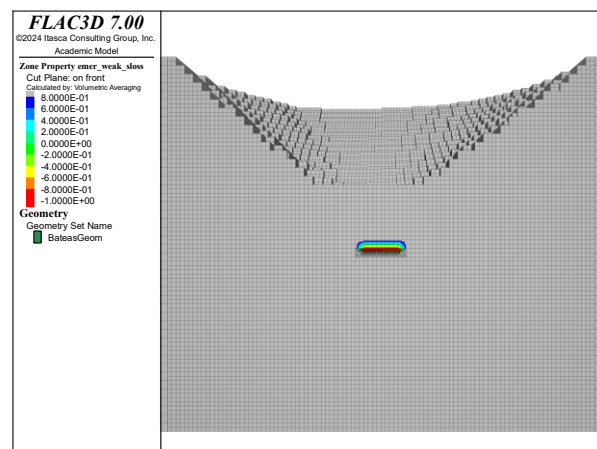


Figura 6-73: S/loss. 30 Bateas Abiertas – Litología N°2.

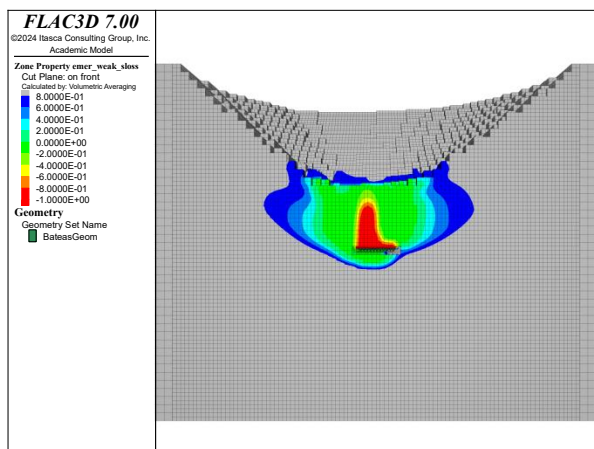


Figura 6-74: S/loss. 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.

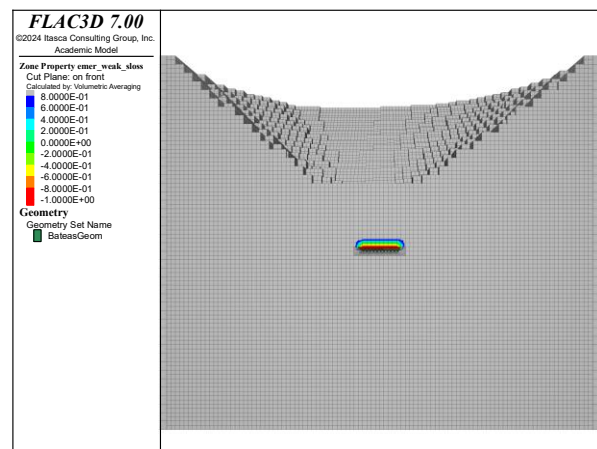


Figura 6-75: S/loss. 40 Bateas Abiertas – Litología N°2.

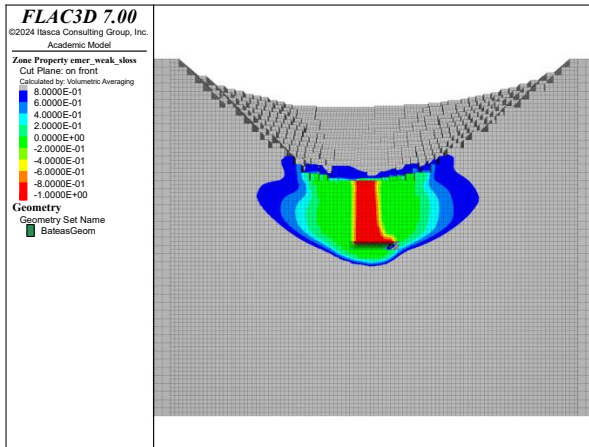


Figura 6-76: Sloss. 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.

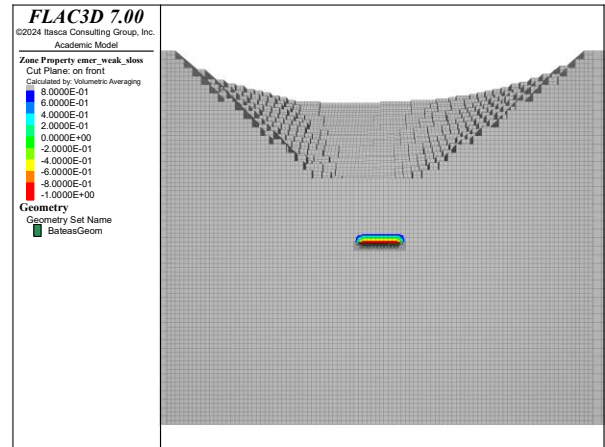


Figura 6-77: Sloss. 50 Bateas Abiertas – Litología N°2.

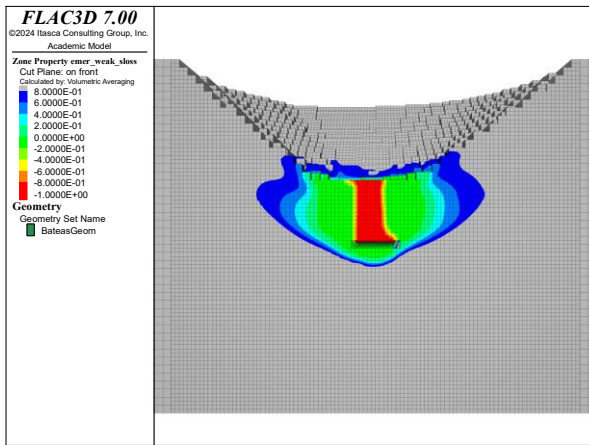


Figura 6-78: Sloss. 60 Bateas Abiertas – Litología N°1.

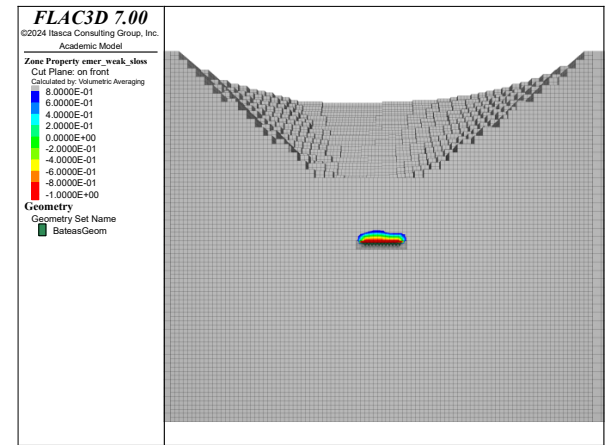


Figura 6-79: Sloss. 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.

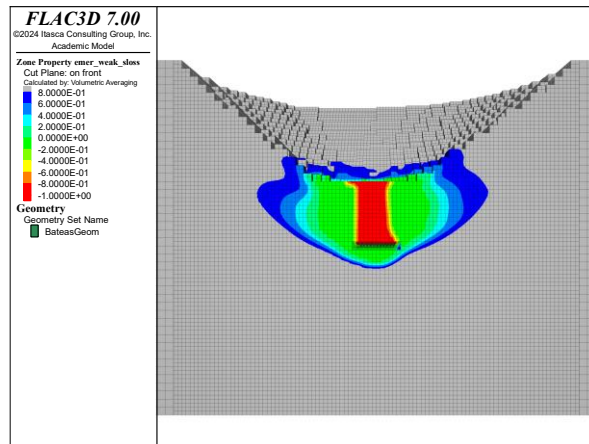


Figura 6-80: Sloss. 70 Bateas Abiertas – Litología N°1.

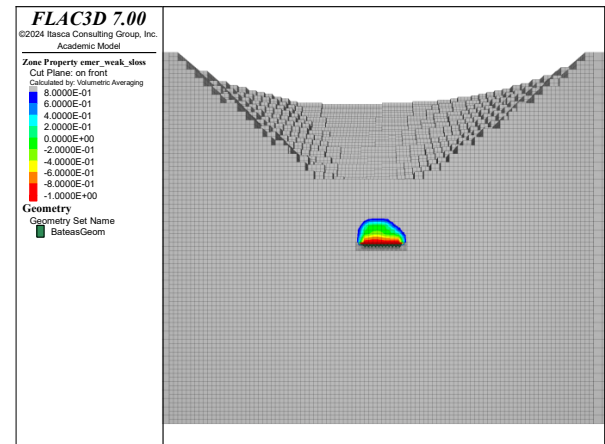


Figura 6-81: Sloss. 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.

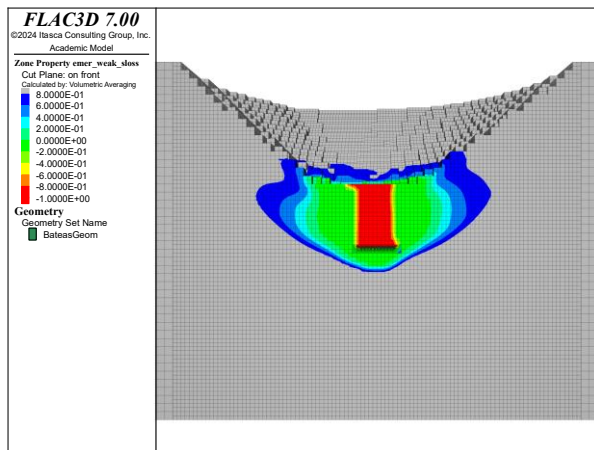


Figura 6-82: Sloss. 80 Bateas Abiertas – Litología N°1.

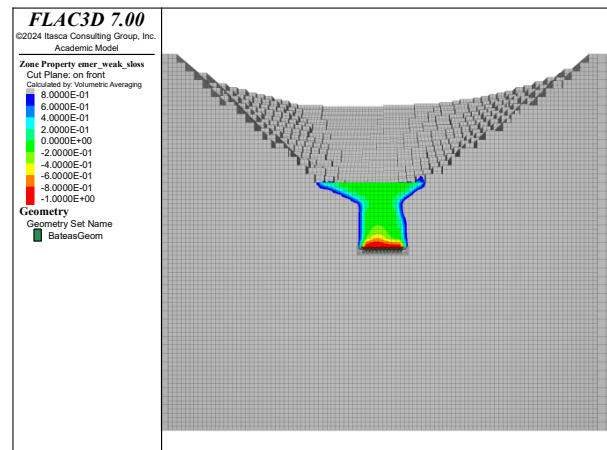


Figura 6-83: Sloss. 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.

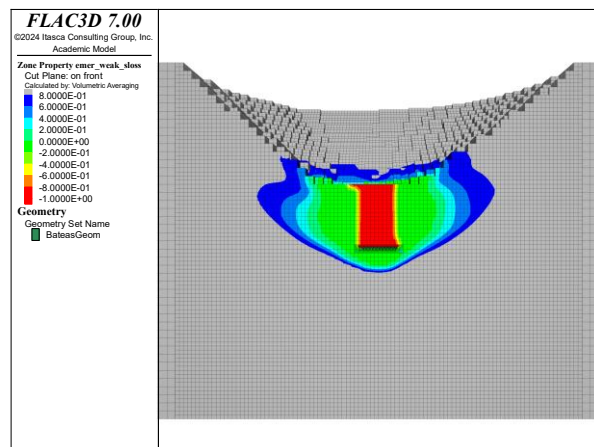


Figura 6-84: Sloss. 88 Bateas Abiertas – Litología N°1.

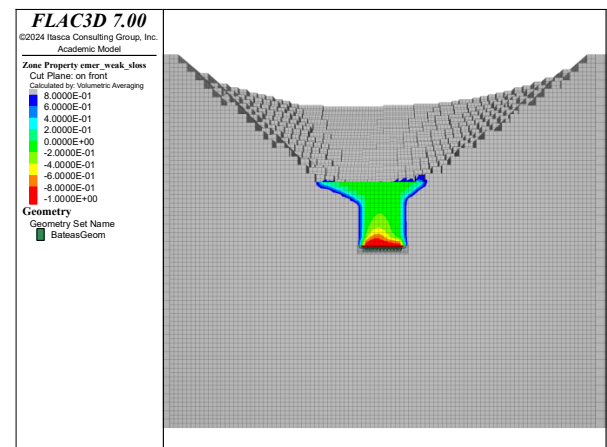


Figura 6-85: Sloss. 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.

Para observar con mayor detalle las etapas de la secuencia donde se produce la mayor evolución de daño en el macizo rocoso en cada caso, ver el “Anexo N°5: Detalle Evolución Sloss – Litología N°1” y “Anexo N°6: Detalle Evolución Sloss – Litología N°2”.

Al observar las figuras anteriores, donde se presentó la secuencia de propagación del daño en el macizo rocoso producto de la apertura secuencial de los puntos de extracción, es posible notar que cada litología posee mecanismos de evolución de daño completamente diferentes, dado que no solamente varía la magnitud del daño, sino también el momento en el cual aparece, la forma de propagación, entre otras.

En el caso de la litología N°1, se presenta una respuesta temprana, progresiva y bien distribuida en el macizo a medida que aumenta el número de bateas abiertas. En el estado inicial, el horizonte de daño se encuentra restringido al entorno cercano a las bateas, esto dado que corresponde a material degradado o hundido previamente con altura de 30 metros por sobre el nivel de las bateas. Con 10 bateas abiertas aparece una propagación con tendencia hacia la izquierda, esto porque desde ese lado se inician las excavaciones subterráneas, motivo por el cual la propagación de daño en este momento no es simétrica. Posteriormente, con 20 bateas

abiertas comienza a observarse un patrón distinto, dado que el daño se propaga en dos extremos laterales generando una geometría de propagación en forma de “V”, donde también el macizo ubicado por sobre las bateas comienza a degradarse en mayor proporción. A esta altura también es posible observar que se alcanza el piso del rajo, pero con índice de daños bajos.

Entre 30 y 40 bateas abiertas se presenta el cambio más relevante y donde se observa una gran cantidad de daño propagado en el macizo. En este momento ya no se encuentran zonas sin degradar entre el fondo del rajo y las bateas por lo cual se forma una gran envolvente continua de daño. Se observa un avance y magnitud de daño mayor en la zona roja central (*s/loss* -1), la cual permite identificar la zona potencialmente involucrada en el *caving*, mientras que al exterior se desarrolla una transición hacia estados menos degradados. Posteriormente, en el rango de las 40 a 50 bateas abiertas, la envolvente de color rojo logra alcanzar la base del rajo y genera la interacción entre el rajo y la mina subterránea. También se comienza a observar degradación del macizo en las paredes del rajo que se encuentran cercanas a la base de este. (Ver “Anexo N°5: Detalle Evolución *S/loss* – Litología N°1” para mayor detalle de intervalo 25 a 50 bateas abiertas)

Luego entre las 50 y 88 bateas abiertas el cambio más importante ya no corresponde al aumento vertical de la zona roja de propagación, sino su consolidación y ensanchamiento lateral.

Al analizar el caso de la litología N°2, se observa que el comportamiento es radicalmente diferente a la anterior, tanto en términos de área, distribución y altura de la zona hundida y las zonas dañadas. Desde el estado inicial hasta aproximadamente 50 bateas abiertas, el daño se mantiene restringido al entorno inmediato de las excavaciones. Es importante destacar que incluso con 20, 30, 40 y 50 bateas abiertas, no se observa una propagación del daño en el macizo rocoso, lo cual será interesante discutir posteriormente.

La evolución más importante ocurre entre las 60 y 80 bateas abiertas, donde en este último caso aparece una zona vertical continua de material fracturado. Luego en el estado final, ya con 88 bateas abiertas se hace algo más definida la forma de propagación, pero la zona más dañada continúa concentrándose principalmente en la zona inferior cercano a las bateas, mientras que sobre esta se presentan valores negativos de *s/loss* cercanos a cero. (Ver “Anexo N°6: Detalle Evolución *S/loss* – Litología N°2” para mayor detalle de intervalo 60 a 88 bateas abiertas).

Posterior al análisis de ambos casos por separado, es posible determinar que, en resumen, la litología N°1 presenta una degradación temprana, progresiva y distribuida, mientras que la litología N°2 mantiene un daño localizado durante gran parte de la extracción y desarrolla una propagación tardía y vertical.

6.2. Discusión

La presente discusión de los resultados expuestos en el ítem 6.1: “Resultados y análisis” busca interpretar las diferencias observadas entre ambas litologías evaluadas, relacionando la calidad y resistencia del macizo con la magnitud y distribución de esfuerzos, desplazamientos y daño generando durante la apertura progresiva de las bateas.

En primer lugar, los esfuerzos verticales poseen una magnitud y distribución notoriamente mayor en la litología N°1, donde los esfuerzos *peak* compresivos son superiores respecto de la litología N°2. Lo anterior se explica debido a que en la dirección vertical predomina principalmente el efecto del peso del macizo rocoso y la redistribución de esfuerzos. En este caso, una roca de peor calidad se deforma y se daña con mayor facilidad, por lo que algunas zonas dejan de soportar la carga ejercida sobre ellas y la transfieren hacia sectores colindantes, causando así una redistribución de los esfuerzos en el macizo rocoso en la dirección vertical. A partir de esta redistribución, resultan zonas que concentran mayor cantidad de esfuerzos, lo que se traduce en mayores *peaks* de esfuerzos compresivos. Por otra parte, los esfuerzos máximos de tracción se presentan en la litología N°2 principalmente, lo cual se debe principalmente a que una roca de mejor calidad posee mayor resistencia y rigidez, lo que a su vez permite una redistribución de esfuerzos sin deformarse ni degradar sus propiedades rápidamente, por lo tanto, al conservar por más tiempo sus propiedades mecánicas, esta litología logra acumular esfuerzos de tracción más altos antes de dañarse en comparación a la litología N°1.

En cuanto a los esfuerzos horizontales, se observa un comportamiento distinto respecto de la dirección evaluada anteriormente. Durante las etapas iniciales e intermedias, la litología N°1 presenta mayores magnitudes de esfuerzos *peak*, tanto de compresión como tracción, lo cual podría asociarse a una redistribución más temprana de los esfuerzos producto de su mayor deformabilidad y facilidad para degradarse frente a la apertura progresiva de las bateas. En cambio, la litología N°2 mantiene durante gran parte de la secuencia una respuesta horizontal de menor magnitud, lo que es consistente con una mayor capacidad de conservar su rigidez y confinamiento, pero a medida que aumenta el número de bateas abiertas, la pérdida de confinamiento lateral aumenta y los esfuerzos horizontales de compresión y tracción aumentan hasta superar la litología N°1.

En su conjunto, los esfuerzos verticales y horizontales constituyen el ratio K, donde se obtuvieron resultados visiblemente diferentes para ambas litologías. Para la litología N°1 se observa un comportamiento esperado, sin presentar valores altos en la zona de interés (columna de mineral entre las bateas y fondo del rajo), los cuales disminuyen a medida que avanza la excavación subterránea. Caso contrario es el que presenta la litología N°2, donde se alcanzan los valores

más altos de K (sobre 3,0) en la zona de interés por gran parte de la secuencia, lo que indica un predominio de los esfuerzos horizontales, y, por consiguiente, un mayor confinamiento lateral del material en la zona de interés, condición que puede dificultar la propagación del hundimiento y favorecer la generación de colgaduras. Recién entre la batea abierta N°60 y N°70 se observa una disminución del ratio K en la zona de interés, asociado a una reducción de los esfuerzos horizontales respecto de los verticales, presentando así condiciones más favorables para la movilización del material (*caving*).

Por otra parte, lo observado respecto de los desplazamientos establece que al realizar la apertura de las bateas no se genera una magnitud de desplazamiento igual para cada uno, puesto que el macizo se va adaptando y redistribuyendo sus tensiones internas, lo cual permitirá mayores o menores desplazamientos. A grandes rasgos también se permite establecer que en promedio ante una menor calidad de macizo rocoso se presentan mayores magnitudes de desplazamiento.

Por último, el *sloss* (índice de daño del macizo rocoso) permite evidenciar que ante una calidad peor de propiedades de macizo rocoso se propaga con facilidad la fractura del material, provocando así el hundimiento progresivo (*caving*). Caso contrario es cuando se analiza la secuencia desarrollada con la litología N°2, con mejores propiedades de resistencia y calidad de roca, donde el daño no se propaga en el macizo rocoso hasta muy avanzada la secuencia de excavación, por lo que se establece que se generó una colgadura de material.

A partir de la idea anterior, se establece que la calidad de macizo rocoso posee una influencia determinante en la respuesta geomecánica durante la transición desde *open pit* a *block caving*. En general, las diferencias observadas para cada una de las litologías evidencian que la calidad de roca condiciona no solo la magnitud de esfuerzos, desplazamientos y daño, sino también su redistribución espacial. Lo anterior adquiere mayor relevancia en la generación de colgaduras, donde los resultados obtenidos en la presente investigación muestran que macizos de mejor calidad y resistencia pueden mantener sectores estables y limitar la propagación del daño, favoreciendo así la formación de estructuras temporalmente estables (colgaduras) sobre los puntos de extracción. El comportamiento anterior es consistente con los antecedentes aportados por Vásquez et al. (2023), quienes identifican la formación de un arco estable (colgadura) y afectación de la propagación en sectores de mejor calidad geotécnica en el MB S02 de la mina Chuquicamata. Caso similar es el de Orellana et al. (2023), quienes señalan que un macizo rocoso fracturado puede permanecer estable mientras el confinamiento mantenga trabados los bloques que lo conforman.

En resumen, se establece que macizos rocosos de diferente calidad y resistencia pueden desarrollar respuestas significativamente distintas frente a una misma secuencia de extracción,

por lo que estas variables deben ser consideradas de forma prioritaria en la evaluación geomecánica y en la definición de las condiciones de diseño y secuencia de extracción para la explotación de un yacimiento bajo un rajo existente.

7. Conclusiones y recomendaciones

7.1. Conclusiones

A partir de los resultados obtenidos mediante el modelo numérico desarrollado en el *software FLAC3D 7.00*, se concluye que las propiedades geomecánicas asociadas a la calidad del macizo rocoso ejercen una influencia significativa sobre la respuesta producto de la apertura progresiva de puntos de extracción bajo un rajo abierto existente. Las dos litologías evaluadas desarrollaron comportamientos diferenciado en términos de magnitud y distribución de esfuerzos, desplazamientos y evolución de daño en el macizo rocoso, demostrando así que el sistema no depende únicamente de la secuencia de explotación, sino también de las características de resistencia y calidad de roca propia del macizo.

En primer lugar, la dirección vertical de la litología N°1 (menor resistencia) presentó mayores esfuerzos máximos de compresión durante la secuencia analizada, alcanzado un promedio de 18,23 MPa frente a los 12,43 MPa obtenidos para la litología N°2 (mayor resistencia). Esta última desarrolló mayores esfuerzos máximos de tracción en promedio, alcanzando los -16,21 MPa frente a -13,39 MPa de la litología N°1. En resumen, estos resultados permiten evidenciar que una disminución de la calidad del macizo no implica necesariamente un aumento generalizado de todas las componentes tensionales, sino una modificación del mecanismo mediante el cual se redistribuyen los esfuerzos.

En segundo lugar, para los esfuerzos horizontales fue posible identificar una dependencia respecto de la secuencia de extracción. La litología N°1 concentró mayores magnitudes durante las etapas iniciales e intermedias, mientras que la litología N°2 presentó un aumento progresivo y alcanzó valores superiores durante las etapas finales. Al analizar los esfuerzos máximos de compresión, la litología N°1 predominó sobre la N°2 hasta alcanzar la batea N°58; caso similar al de los esfuerzos máximos de tracción, donde la litología N°1 se mantuvo con mayores magnitudes respecto de la litología N°2 hasta aproximadamente la batea N°71. Por lo tanto, la influencia de las propiedades de la roca sobre los esfuerzos horizontales no permanece constante durante la apertura secuencial, sino que evoluciona a medida que avanza la excavación subterránea.

En resumen, no se presenta una influencia uniforme de la calidad y resistencia del macizo rocoso sobre los esfuerzos verticales y horizontales. Este comportamiento evidencia que su efecto varía en a lo largo de la secuencia de extracción y dependerá también de la dirección analizada, el tipo de esfuerzo y la etapa de explotación considerada. En términos generales, se establece que un macizo de menor resistencia tiende a desarrollar mayores esfuerzos compresivos verticales,

mientras que un macizo de mayor resistencia presenta mayores esfuerzos de tracción vertical y mayores esfuerzos horizontales hacia las etapas finales de la secuencia de extracción.

Por otro lado, el análisis del ratio K mostró comportamientos diferenciados para ambas litologías estudiadas. La litología N°1 desarrolló de forma temprana una reducción de los esfuerzos horizontales respecto de los verticales en la zona comprendida entre las bateas y fondo del rajo. Por otra parte, la litología N°2 mantuvo durante la mayor parte de la secuencia sectores con valores K superiores a 3,0, reflejando una condición de confinamiento horizontal elevada. Esta última situación es algo a tomar en cuenta, puesto que podría dificultar la propagación del hundimiento y causar fenómenos asociados a altos niveles de confinamiento lateral como lo son las colgaduras. La reducción de K observada hacia las etapas finales de excavación deja entre ver que ocurrió un cambio en la relación entre las componentes verticales y horizontales del campo de esfuerzos.

Respecto de los desplazamientos, la litología N°1 presentó mayores magnitudes en 79 de las 88 etapas analizadas, con un promedio de 79,33 metros frente a los 36,25 metros obtenidos en la litología N°2, por lo que se establece que, bajo estas condiciones de diferentes calidades de roca y propiedades de resistencia, el macizo de mayor calidad desarrolló desplazamientos máximos menores respecto del otro caso analizado. De esto último se desprende que esta mayor resistencia del macizo permite transmitir mayores esfuerzos con menores magnitudes de desplazamientos, favoreciendo la existencia de sectores competentes y la formación de colgaduras. Por otro lado, la elevada variabilidad de magnitudes de desplazamientos entre etapas consecutivas demuestra que estas magnitudes tendrán directa relación con la posición espacial de cada excavación y el estado mecánico de la roca alcanzado en la apertura anterior.

Al analizar el daño que provoca la apertura de bateas por sobre el macizo rocoso, mediante la herramienta *s/oss*, es posible determinar que la litología N°1 desarrolla una degradación temprana, progresiva y ampliamente distribuida, lo cual provoca la llegada de zona de roca muy dañada al fondo del rajo alrededor de las 40 y 50 bateas abiertas. Caso contrario fue el que se presentó en la litología N°2, donde por gran parte de la excavación se mantuvo un daño localizado en el entorno de las bateas (hundimiento previo) y recién en las etapas finales presentó una propagación vertical. En resumen, una menor calidad del macizo rocoso favorece una propagación más temprana y extensa del daño, mientras que una roca de mayor competencia se produce una propagación tardía dejando entre ver el origen de colgadura de material. Cabe destacar que este fenómeno se observa principalmente a raíz de un alto K de esfuerzos (confinamiento horizontal), lo cual evita que se lleve a cabo una propagación del material de forma natural.

Finalmente, es posible establecer que la disminución de la calidad y resistencia del macizo produjo una mayor propagación del daño y mayores desplazamientos, tal como se estimó inicialmente. Sin embargo, no se observó que el macizo de menor calidad desarrollara una condición tensional más crítica para todas las componentes y etapas, dado que la litología N°2 presentó mayores esfuerzos de tracción vertical y mayores esfuerzos horizontales durante las etapas finales, además de conservar valores elevados del ratio K durante gran parte de la secuencia. A partir de lo anterior, se establece que la calidad del macizo rocoso no influye exclusivamente en la magnitud de la respuesta geomecánica, sino también el momento en el que se produce, su distribución espacial y la forma en la que varían los esfuerzos al momento de la redistribución de esfuerzos durante la secuencia de excavación subterránea.

7.2. Recomendaciones y futuros estudios

A partir de los resultados obtenidos, se recomienda considerar la calidad del macizo rocoso y sus propiedades de resistencia como una variable relevante durante la posterior planificación de la secuencia de explotación subterránea bajo un rajo previamente existente, esto debido principalmente a su influencia sobre la magnitud y distribución de esfuerzos, desplazamientos y propagación de daño en el macizo rocoso. Por otro lado, durante el desarrollo de este tipo de proyectos mineros se recomienda monitorear constantemente el ratio K de esfuerzos, junto con los esfuerzos horizontales, esto con el objetivo de identificar fenómenos como colgaduras a tiempo.

Una vez finalizado el estudio, se identifican algunas oportunidades de mejora y/o brechas investigativas a modo de fortalecer la investigación:

- Incorporación de fallas y sistemas de discontinuidades: para hacer más completo el análisis en el macizo rocoso, se recomienda utilizar alguna herramienta que permita la implementación de fallas o fracturas en la roca, como lo puede ser el DFN.
- Análisis de sensibilidad de propiedades geomecánicas de forma independiente: realizar una matriz de simulaciones donde se varíe únicamente parámetros como GSI, UCS, Modulo de Young y otros de forma aislada; esto con el objetivo de analizar y cuantificar cual es la propiedad que posee mayor influencia en la respuesta del macizo rocoso.
- Implementar mallado irregular, mediante herramientas de mallado externas a *FLAC3D*, esto con el objetivo de capturar mejor la variabilidad de resultados.
- Estudiar la variación de la condición inicial de K de esfuerzos: evaluar diferentes estados tensionales iniciales con el objetivo de determinar el efecto del confinamiento inicial sobre la propagación del daño y redistribución de esfuerzos.

- Incorporar herramientas capaces de representar el movimiento del material fragmentado, como es el caso de *MassFlow*.
- Evaluar como cambian los resultados al implementar diferentes niveles de explotación subterráneos (caso Chuquicamata).

8. Referencias

- Moss, A., Jones, C., & Board, M. (2024). *The challenges of transitioning to bulk underground mining*.
- Eberhardt, E., Stead, D., Elmo, D., Dunbar, W. S., Scoble, M., van As, A., Moss, A., Vyazmensky, A., Tollenaar, R., O'Connor, C. P., Eissa, H., & Sturzenegger, M. (2007). *Transition from Surface to Underground Mining - Understanding Complex Rock Mass Interactions Through the Integration of Mapping, Monitoring and Numerical Modelling Data*. In *Slope Stability 2007: Proceedings of the 2007 International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering* (pp. 321–332). Australian Centre for Geomechanics.
- Laubscher, D. H. (2000). *A practical manual on block caving*. International Caving Study, JKMRRC and Itasca Consulting Group, Inc. <https://www.resolutionmineeis.us/sites/default/files/references/laubscher-2000.pdf>
- Flores, G., & Catalan, A. (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*, 11(3), 549–561. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.010>
- Hoek, E., Carranza-Torres, C. T., & Corkum, B. (2002). *Hoek-Brown failure criterion—2002 edition*. En R. Hammah, W. Bawden, J. Curran, & M. Telesnicki (Eds.), *Proceedings of NARMS-TAC 2002: Mining and tunnelling innovation and opportunity* (Vol. 1, pp. 267–273). University of Toronto Press. <https://www.rocscience.com/assets/resources/learning/hoek/Hoek-Brown-Failure-Criterion-2002.pdf>
- Itasca Consulting Group. (2024). *IMASS model*. En *FLAC3D 7.0 documentation*. <https://docs.itascacg.com/flat3d700/common/models/imass/doc/modelimass.html>
- Tenorio, V. O., & Sanzana, A. M. (2016). *Cost model for transitioning from surface to underground mines*. Society for Mining, Metallurgy & Exploration. <https://www.onemine.org/documents/cost-model-for-transitioning-from-surface-to-underground-mines>
- Ross, I. T., & Stewart, C. A. (2020). Issues with transitioning from open pits to underground caving mines. In R. Castro, F. Báez, & K. Suzuki (Eds.), *MassMin 2020: Proceedings of the Eighth International Conference & Exhibition on Mass*

Mining (pp. 221–238). University of Chile.
https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2063_11

- Verma, C. P., & Soni, A. K. (2024). Stability of crown pillar during transition from open pit to underground mining. In A. K. Soni (Ed.), *Technologies in mining*. IntechOpen. <https://doi.org/10.5772/intechopen.1004904>
- Glazer, S. N., & Townsend, P. A. (2010). Initial and east cave breakthrough events at Palabora Mining Company. En Y. Potvin (Ed.), *Caving 2010: Proceedings of the Second International Symposium on Block and Sublevel Caving* (pp. 107–118). Australian Centre for Geomechanics. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1002_4_Glazer
- Woo, K.-S., Eberhardt, E., Rabus, B., Stead, D., & Vyazmensky, A. (2012). Integration of field characterisation, mine production and InSAR monitoring data to constrain and calibrate 3-D numerical modelling of block caving-induced subsidence. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 53, 166–178. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2012.05.008>
- Ngidi, S., & Boshoff, P. (2007). Cave management and secondary breaking practices at Palabora Mining Company. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 107*(12), 783–789. <https://www.saimm.co.za/Journal/v107n12p783.pdf>
- Wellman, E. C., Nicholas, D. E., & Brannon, C. A. (2008). Geomechanics considerations in the Grasberg pit to block cave transition. In H. Schunnesson & E. Nordlund (Eds.), **Proceedings of MassMin 2008: 5th International Conference and Exhibition on Mass Mining** (pp. 413–422). Luleå University of Technology.
- M. J. McPherson y N. Pearson, «The airblast problem in the orepasses of the Grasberg Mine, PT Freeport Indonesia», en *Proceedings of the 6th International Mine Ventilation Congress*, R. V. Ramani, Ed., Littleton: Soc Mining Metallurgy & Exploration Inc, 1997, pp. 113-117.
- «Grasberg Open Pit Copper Mine, Tembagapura, Irian Jaya, Indonesia - Mining Technology». Accedido: 30 de octubre de 2025. [En línea]. Disponible en: <https://www.miningtechnology.com/projects/grasbergopenpit/>
- Srikant, A., Brannon, C., Flint, D. C., & Casten, T. (2007). Geotechnical characterization and design for the transition from the Grasberg Open Pit to the Grasberg Block Cave mine. In E. Eberhardt, D. Stead, & T. Morrison (Eds.), **Rock mechanics: Meeting society's challenges and demands: Proceedings of the 1st Canada-U.S. Rock Mechanics Symposium** (pp. 1277–1286). Taylor & Francis. <https://doi.org/10.1201/NOE0415444019-c159>

- Widijanto, E., Wattimena, R. K., Kramadibrata, S., & Rai, M. A. (2017). Geometry effects on slope stability at Grasberg Mine through the transition from open pit to underground block cave mining. *Electronic Journal of Geotechnical Engineering, 22*(5), 1733–1745. https://web.archive.org/web/20180428111357id_/http://www.ejge.com/2017/Ppr2017.0140ma.pdf
- Campbell, A. D., Lilley, C. R., Waters, S., & Jones, P. A. (2013). Geotechnical analysis and ground support selection for the Ernest Henry crusher chamber. In Y. Potvin & B. Brady (Eds.), *Ground Support 2013: Proceedings of the Seventh International Symposium on Ground Support in Mining and Underground Construction* (pp. 437–450). Australian Centre for Geomechanics. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1304_29_Campbell
- Campbell, A. D., Ah Mu, E., & Lilley, C. R. (2016). Cave propagation and open pit interaction at the Ernest Henry Mine. In C. Carr & G. Chitombo (Eds.), *Proceedings of the Seventh International Conference and Exhibition on Mass Mining (MassMin 2016)* (pp. 311–318). The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Ayliffe, M. (2000). Ore type characterisation at the Ernest Henry Cu-Au Mine. *AIG Journal: Applied Geoscientific Research and Practice in Australia*, 2000(9), 1–7. <https://aigjournal.aig.org.au/wp-content/uploads/2014/05/ayliffe.pdf>
- Olavarria, S., Adriasola, P., & Karzulovic, A. (2006). Transition from open pit to underground mining at Chuquicamata, Antofagasta, Chile. In *International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering* (pp. 421–434). The South African Institute of Mining and Metallurgy. https://www.saimm.co.za/Conferences/RockSlopes/421-434_Olavarria.pdf
- Sociedad Chilena de Mecánica de Rocas. (2023). *Proceedings: 1° Congreso Chileno Mecánica de Rocas*. Universidad de Santiago de Chile.
- Mining Technology. (2025, September 25). *Freeport announces force majeure at Grasberg mine in Indonesia*. <https://www.mining-technology.com/news/freeport-announces-force-majeure-at-grasberg-mine/>
- Salu, S. P., Sulistianto, B., Arif, I., Widodo, N. P., & Widijanto, E. (2016). Crown pillar stability in transition from open pit mine to underground mine with numerical finite element method Phase2. In *ASEAN++2016 Towards Geo-resources Education in ASEAN Economic Community: The 9th AUN/SEED-Net Regional Conference on Geological and Geo-resources Engineering, The 12th International Conference on Mining, Materials and Petroleum Engineering and The 9th International Conference on Earth Resources Technology*.

https://www.researchgate.net/publication/401230208_CROWN_PILLAR_STABILITY_IN_TRANSITION_FROM_OPEN_PIT_MINE_TO_UNDERGROUND_MINE_WITH_NUMERICAL_FINITE_ELEMENT_METHOD_PHASE2

- Yuan, K., Ma, C., Guo, G., & Wang, P. (2024). Slope failure of Shilu metal mine transition from open-pit to underground mining under excavation disturbance. **Applied Sciences*, 14*(3), Article 1055. <https://doi.org/10.3390/app14031055>
- Brummer, R. K., Li, H., & Moss, A. (2006). The transition from open pit to underground mining: An unusual slope failure mechanism at Palabora. In **International Symposium on Stability of Rock Slopes in Open Pit Mining and Civil Engineering** (pp. 411–420). The South African Institute of Mining and Metallurgy. https://www.saimm.co.za/Conferences/RockSlopes/411-420_Brummer.pdf
- Hamman, E. C. F., Cowan, M., Venter, J., & de Souza, J. B. (2020). Considerations for open pit to underground transition interaction. In P. M. Dight (Ed.), **Slope Stability 2020: Proceedings of the 2020 International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering** (pp. 1123–1138). Australian Centre for Geomechanics. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2025_74
- Majaule, M., & Lefu, N. (2024). Transitioning from an open pit to an underground caving mine operation: Geotechnical considerations. In **SANIRE Symposium 2024** (pp. 43–52). The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. https://www.saimm.co.za/Conferences/files/sanire-2024/04_SANIRE07-MMajaule.pdf
- Mining Data Online. (n.d.). *Kennecott (Bingham Canyon) Mine*. Major Mines & Projects. Retrieved June 10, 2026, from [https://miningdataonline.com/property/357/Bingham-Canyon-\(Kennecott\)-Mine.aspx](https://miningdataonline.com/property/357/Bingham-Canyon-(Kennecott)-Mine.aspx)
- NS Energy. (2019, December 13). *Kennecott Copper Project, Bingham Canyon mine, Utah, USA*. <https://www.nsenergybusiness.com/projects/kennecott-copper-project/>
- Barradas, S. (2023, July 7). **Red Chris block cave project, Canada – update**. Mining Weekly. <https://newsletter.mw.creamermedia.com/article/red-chris-block-cave-project-canada-update-2023-07-07>
- NS Energy. (2020, May 28). **Kerr-Sulphurets-Mitchell (KSM) copper-gold project**. <https://www.nsenergybusiness.com/projects/kerr-sulphurets-mitchell-ksm-copper-gold-project/>
- Stewart, R., Swanson, B., Sykes, M., Reemeyer, L., Wang, B., & Stephenson, P. (2021, June 30). **Red Chris Operations, British Columbia, Canada, NI 43-101 technical report**.

Newcrest Mining Ltd. & Imperial Metals Corporation. https://minedocs.com/21/Red_Chris-TR-06302021.pdf

- Agnico Eagle Mines Limited. (n.d.). *Odyssey Mine*. Mine Canadian Malartic. Retrieved June 10, 2026, from <https://malartic.agnicoeagle.com/en/about-us/odyssey-mine/>
- Agnico Eagle Mines Limited. (n.d.). *Detour Lake Mine*. Retrieved June 10, 2026, from <https://www.agnicoeagle.com/English/operations-and-projects/global-operations-and-development-projects/detour-lake/default.aspx>
- Mining Careers Online. (n.d.). *Canadian Malartic Complex*. Major Mines & Projects. Retrieved October 31, 2025, from <https://miningcareersonline.com/property/20/Canadian-Malartic-Complex.aspx>
- Gleeson, D. (2024, June 19). *Agnico eyes 1 Moz/y gold operation status at Detour Lake with future underground mine*. International Mining. <https://im-mining.com/2024/06/19/agnico-eyes-1-moz-y-gold-operation-status-at-detour-lake-with-future-underground-mine/>
- Parker, D. (2025, October 3). *Tharisa targets first underground ore by quarter two of 2026*. Engineering News. <https://www.engineeringnews.co.za/article/tharisa-outlines-phased-underground-shift-to-extend-mine-life-beyond-50-years-2025-10-03>
- Alta van Dyk Environmental Consultants cc. (2023, February). *Mogalakwena Complex: Draft scoping report for integrated environmental authorisation / waste management licence process, Section 102, EMP consolidation & amendment and water use licence application*. Prepared for Anglo American Platinum Limited, Rustenburg Platinum Mines: Mogalakwena Complex. <https://minedocs.com/23/Mogalakwena-Draft-Scoping-Report-February-2023.pdf>
- Anyango, A. (2025, August 29). *Valterra Platinum to begin trial underground mining at Mogalakwena*. Mining Business Africa. <https://miningbusinessafrica.co.za/valterra-platinum-to-begin-trial-underground-mining-at-mogalakwena/>
- NS Energy. (2021, April 26). *Debswana Diamond to invest \$6bn in underground mine at Jwaneng, Botswana*. <https://www.nsenergybusiness.com/company-news/debswana-diamond-jwaneng-underground-mine/>
- Webb, M. (2024, February 28). *Tasmanian miner plans to go underground at Savage River*. Mining Weekly. <https://www.miningweekly.com/article/grange-to-go-underground-at-savage-river-2024-02-28>
- Manríquez León, F. (2024). Clase - *Diseño de minas a cielo abierto*. MIN 334 (Diapositiva 6 de 85). Universidad Técnica Federico Santa María.

- Anglo American. (n.d.). *Open-pit mining definition*. Retrieved June 10, 2026, from <https://www.angloamerican.com/futuresmart/stories/our-industry/mining-explained/mining-terms-explained-a-to-z/open-pit-mining-definition>
- Encina, V. (2024). Clase - *Selección de métodos y recurso de interés*. MIN 344 (Diapositiva 26 de 28). Universidad Técnica Federico Santa María.
- Troncoso Bórquez, S. H. (2006). *Simulación del impacto de interferencias operacionales para la planificación de producción* [Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas, Universidad de Chile]. Repositorio Académico de la Universidad de Chile. <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/104438/Simulacion-del-impacto-de-interferencias-operacionales.pdf?sequence=3&isAllowed=y>
- Alonso Rodríguez, F. J. (2007). *Caracterización de macizos rocosos*. Material docente. Universidad de Oviedo. <http://hdl.handle.net/10651/62365>
- Delonca, A. (2023). Clase 07 - Clasificación del macizo rocoso. MIN 242, Universidad Técnica Federico Santa María.
- Delonca, A. (2023). Clase 06 – Criterio de falla en roca Hoek&Brown. MIN 242, Universidad Técnica Federico Santa María.
- Itasca Software. (n.d.). *What is FLAC3D?* Retrieved June 10, 2026, from <https://itascasoftware.com/resources/what-is-flac3d/>
- Itasca Consulting Group, Inc. (n.d.). *IMASS model*. In *FLAC3D 7.0 documentation*. Retrieved June 10, 2026, from <https://docs.itascacg.com/flac3d700/common/models/imass/doc/modelimass.html>
- Ghazvinian, E. (2021, February 25). *IMASS: Itasca constitutive model for advanced strain softening* [Webinar]. Itasca Chile SpA. <https://www.itasca.cl/en/learning/webinars/imass-itasca-constitutive-model-for-advanced-strain-softening>
- Ghazvinian, E., Garza-Cruz, T., Bouzeran, L., Fuenzalida, M., Cheng, Z., Cancino, C., Pierce, M., 2020. Theory and Implementation of the Itasca Constitutive Model for Advanced Strain Softening (IMASS). Presented at the MassMin 2020, Proceedings of the Eighth International Conference & Exhibition on Mass Mining.
- Itasca Chile SpA. (n.d.). *IMASS*. Retrieved June 10, 2026, from <https://www.itasca.cl/software/imass>
- Ramos Echeverría, D. I. (2024). *Implementación de modelo acoplado FLAC3D – MassFlow*. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas, Universidad Técnica Federico Santa María.

- Delonca, A., Palma, S., & Morales, R. (2021). *Diagnóstico formación de colgaduras y eventos de airblast macrobloques S02 y S03: Mina Chuquicamata Subterránea* (Informe GEOM-MCHS-2022-01). Corporación Nacional del Cobre de Chile.
- Vásquez, P., Díaz, J., Barindelli, G., & San Martín, J. (2023). Chuquicamata subterránea, colgadura MB S02, monitoreo y estrategias utilizadas. En K. Suzuki, J. Jarufe, M. Silva, & A. Villouta (Eds.), *Proceedings del 1° Congreso Chileno de Mecánica de Rocas* (pp. 948–954). Sociedad Chilena de Mecánica de Rocas.
- Orellana, F., Suzuki, K., & Lagos, C. (2023). Evaluación de la sobre excavación de caserones del Proyecto CAL de Codelco-Andina mediante IMASS. En K. Suzuki, J. Jarufe, M. Silva, & A. Villouta (Eds.), *Proceedings del 1° Congreso Chileno de Mecánica de Rocas* (pp. 462–473). Sociedad Chilena de Mecánica de Rocas.

9. Anexos

9.1. Anexo N°1: Detalle Evolución Esfuerzos Verticales – Litología N°1

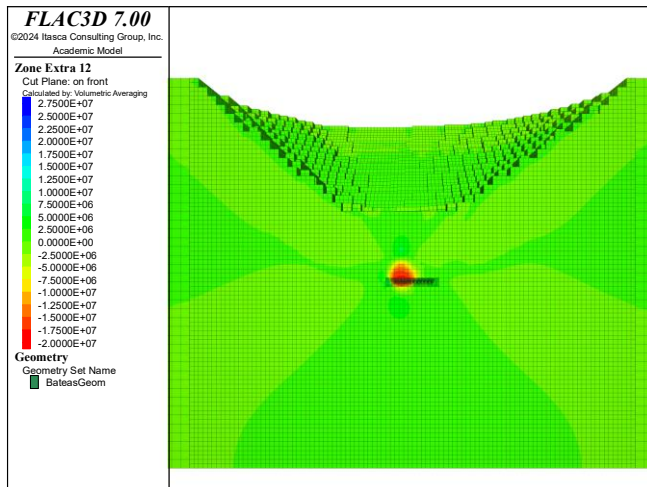


Figura A.1-1: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 25 Bateas Abiertas – Litología N°1.

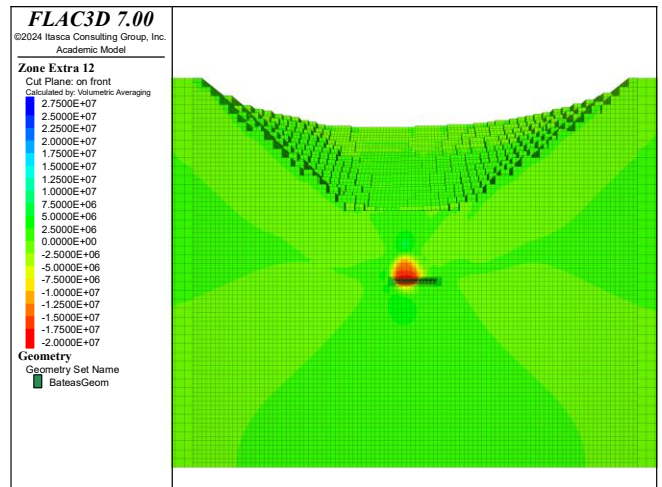


Figura A.1-2: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 27 Bateas Abiertas – Litología N°1.

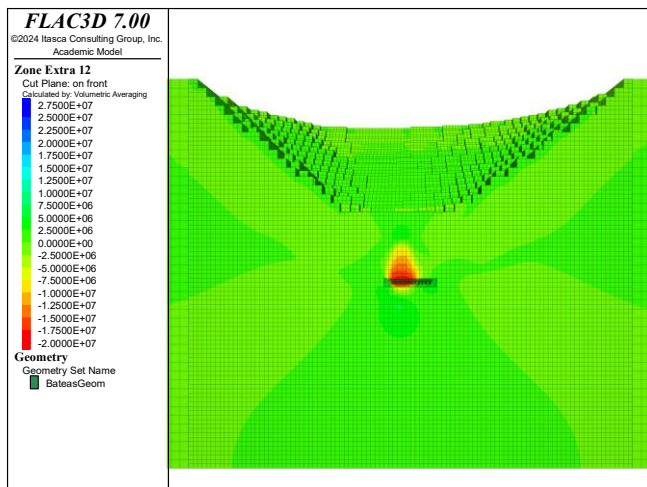


Figura A.1-3: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.

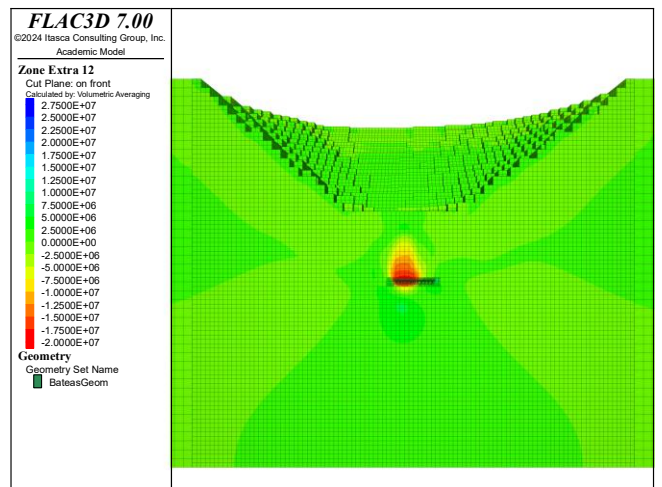


Figura A.1-4: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) – 32 Bateas Abiertas – Litología N°1.

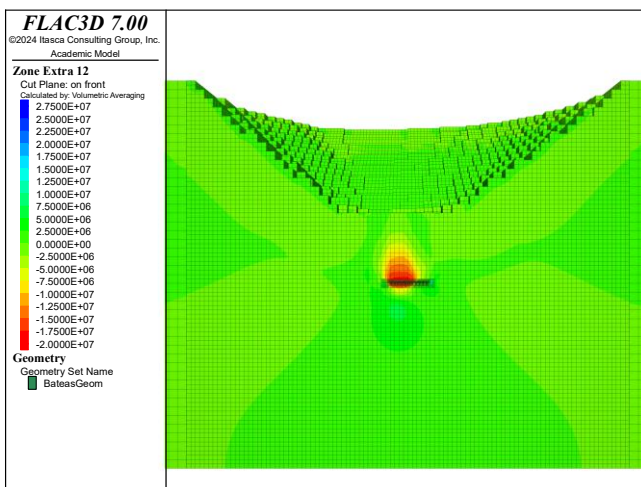


Figura A.1-5: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 35 Bateas Abiertas – Litología N°1.

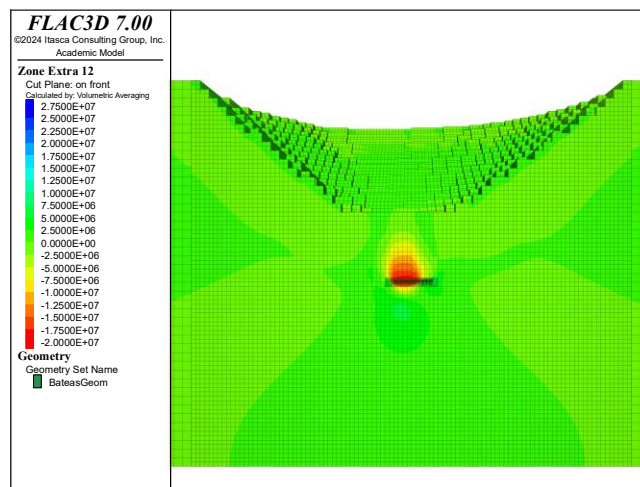


Figura A.1-6: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 37 Bateas Abiertas – Litología N°1.

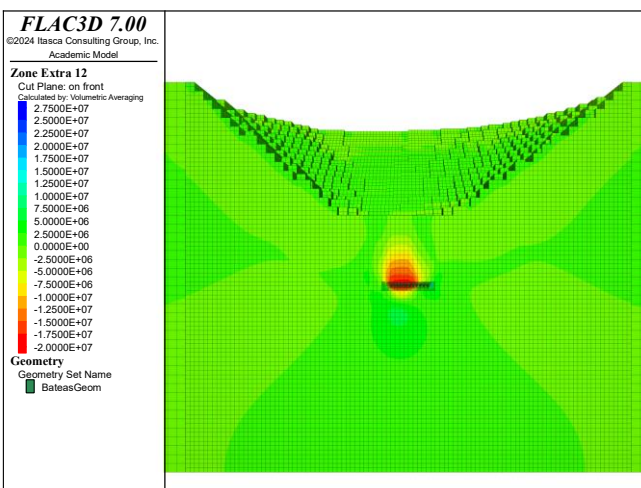


Figura A.1-7: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.

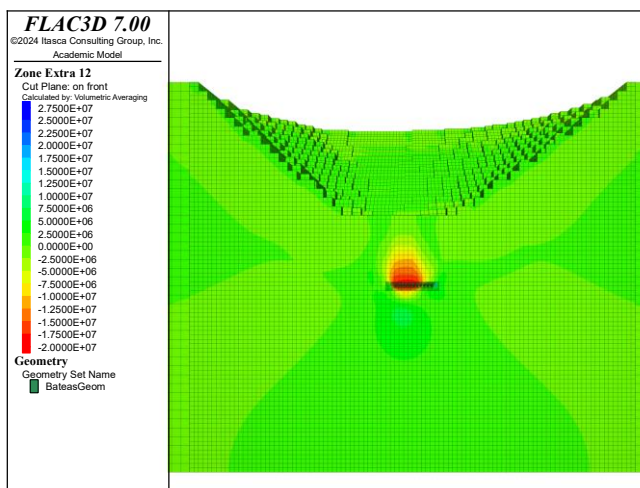


Figura A.1-8: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 42 Bateas Abiertas – Litología N°1.

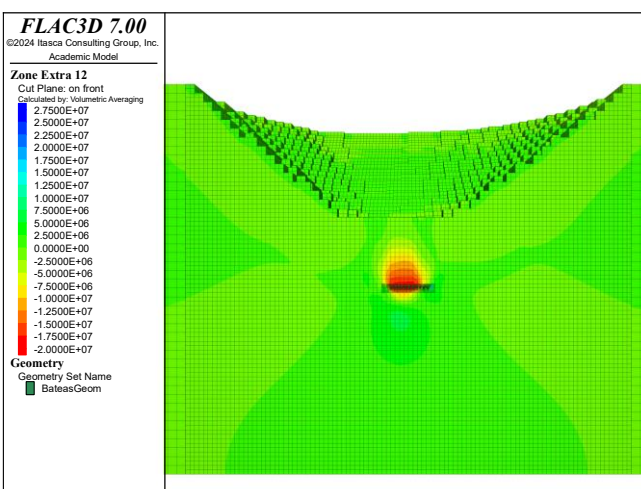


Figura A.1-9: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 45 Bateas Abiertas – Litología N°1.

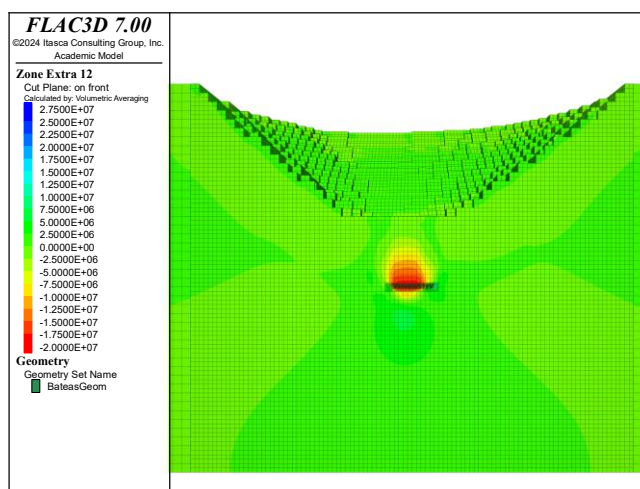


Figura A.1-10: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 47 Bateas Abiertas – Litología N°1.

9.2. Anexo N°2: Detalle Evolución Esfuerzos Verticales – Litología N°2

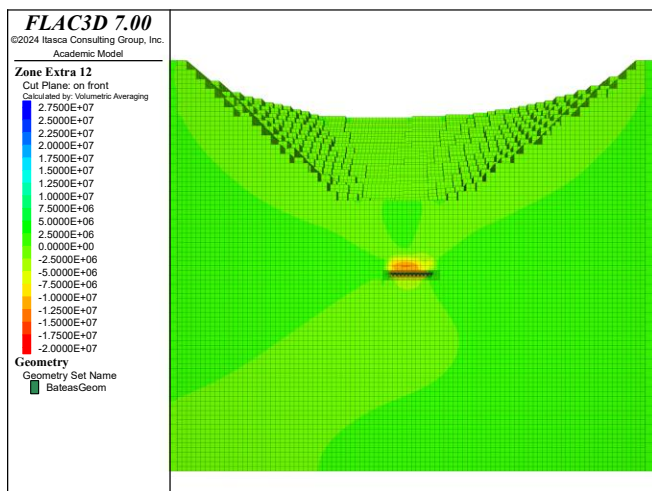


Figura A.2-1: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 65 Bateas Abiertas – Litología N°2.

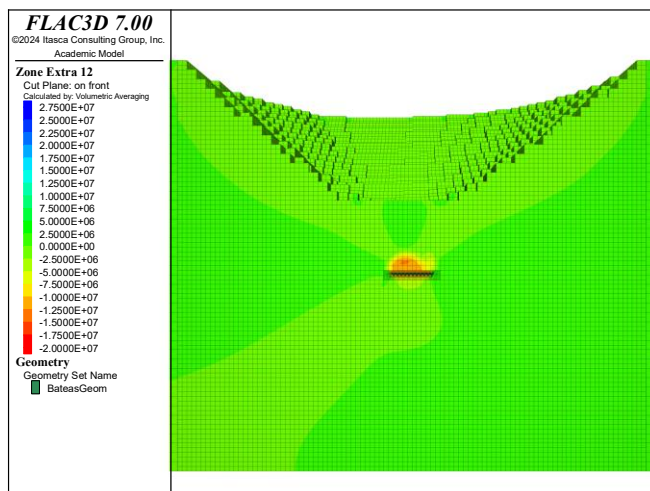


Figura A.2-2: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 67 Bateas Abiertas – Litología N°2.

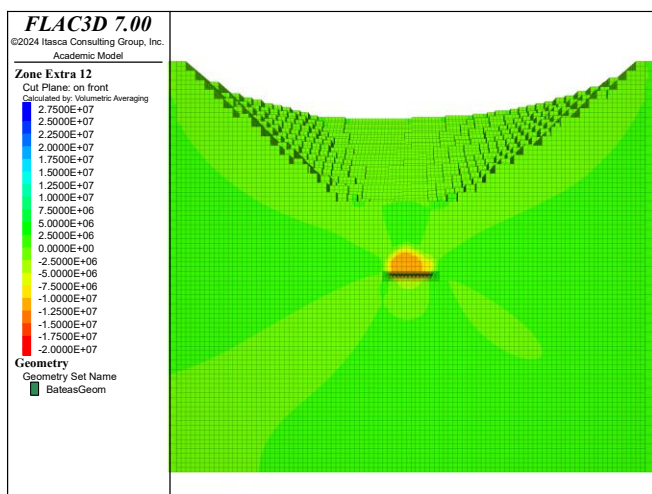


Figura A.2-3: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.

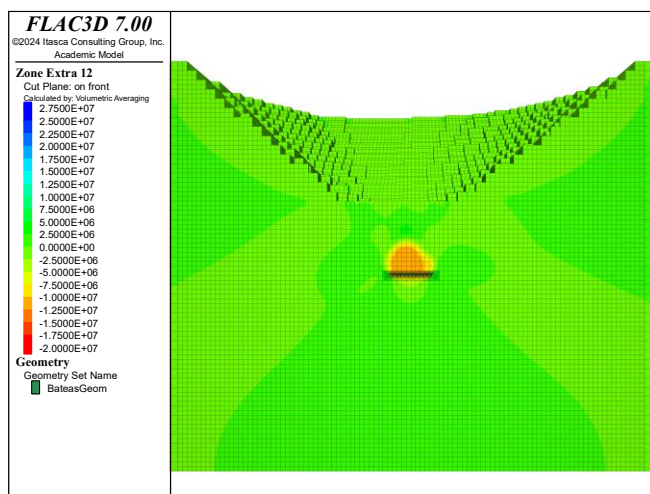


Figura A.2-4: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 72 Bateas Abiertas – Litología N°2.

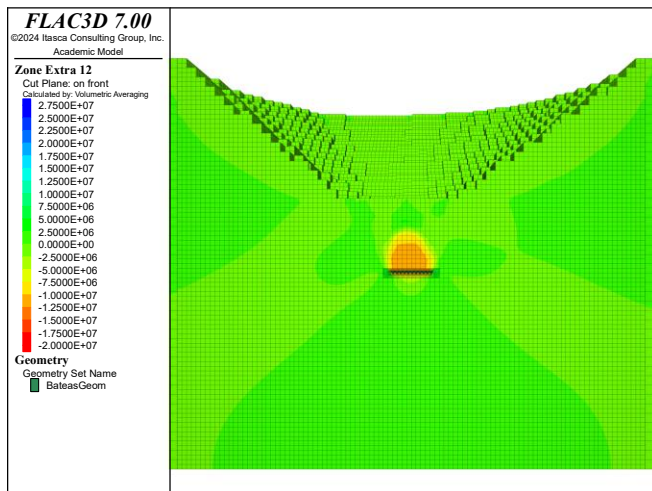


Figura A.2-5: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 75 Bateas Abiertas – Litología N°2.

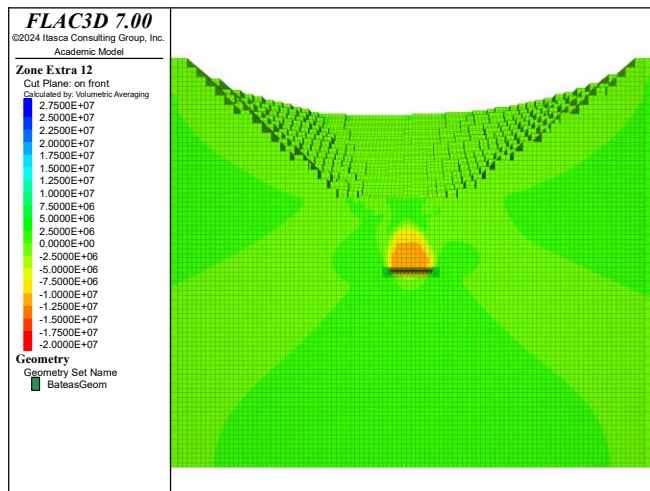


Figura A.2-6: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 77 Bateas Abiertas – Litología N°2.

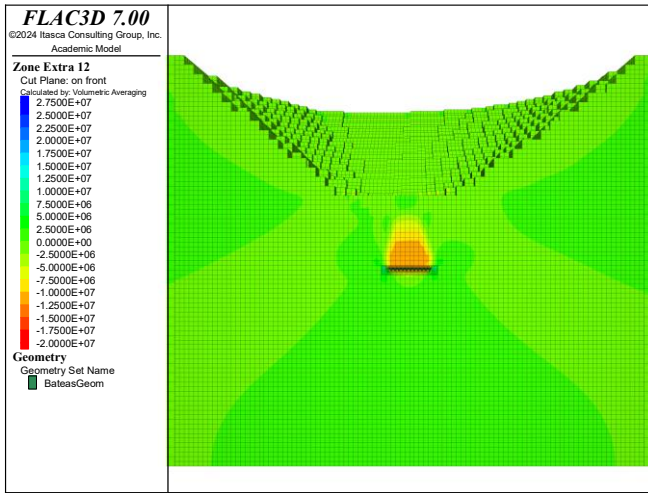


Figura A.2-7: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.

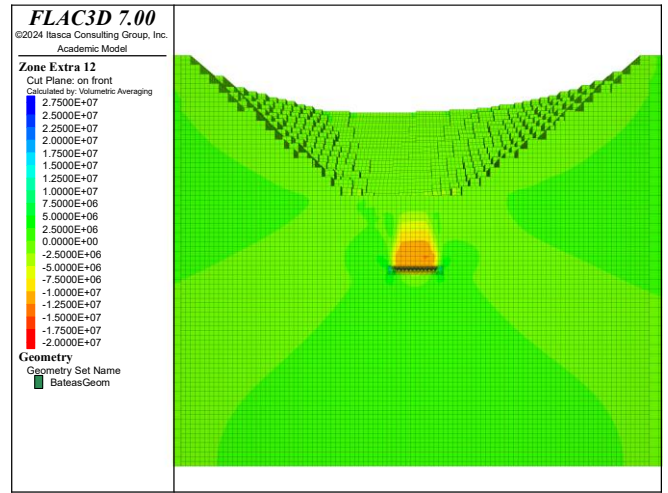


Figura A.2-8: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 82 Bateas Abiertas – Litología N°2.

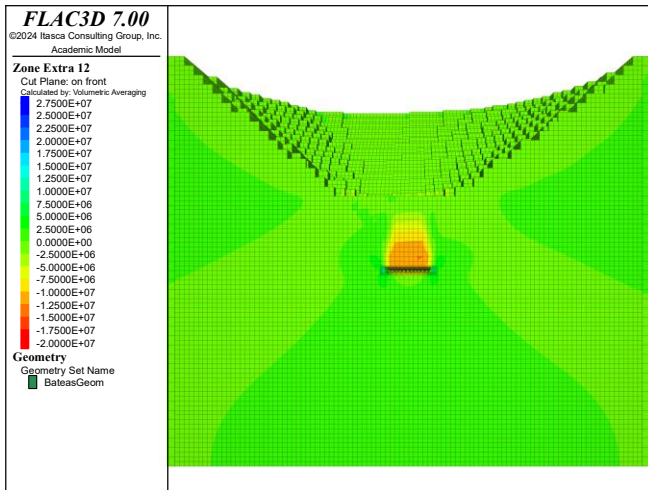


Figura A.2-9: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 85 Bateas Abiertas – Litología N°2.

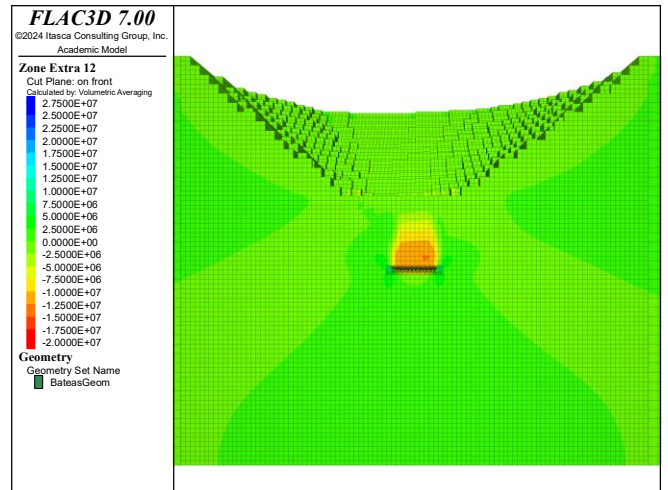


Figura A.2-10: Esfuerzos Dirección Vertical (ZZ) - 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.

9.3. Anexo N°3: Detalle Evolución Esfuerzos Horizontales – Litología N°1

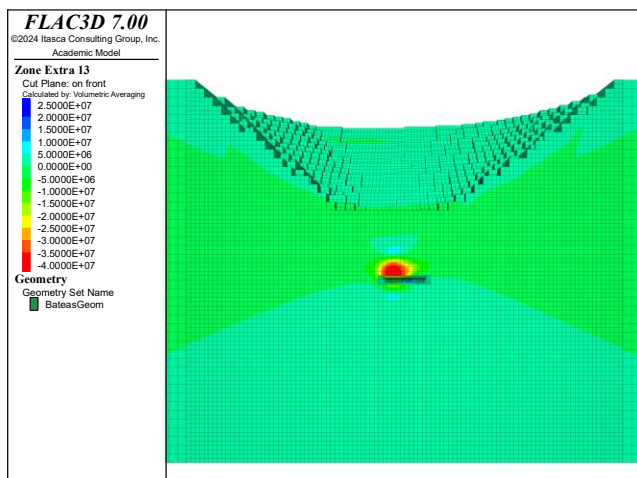


Figura A.3-1: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 25 Bateas Abiertas – Litología N°1.

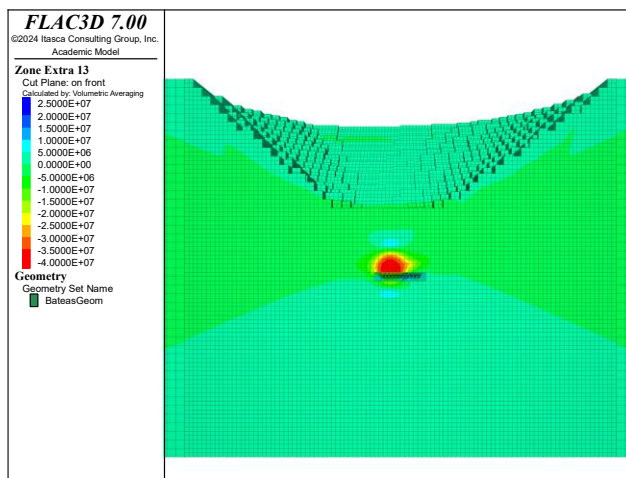


Figura A.3-2: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 27 Bateas Abiertas – Litología N°1.

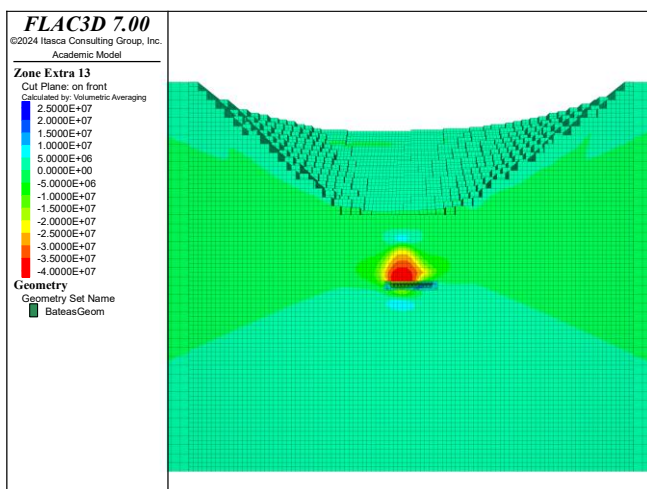


Figura A.3-3: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.

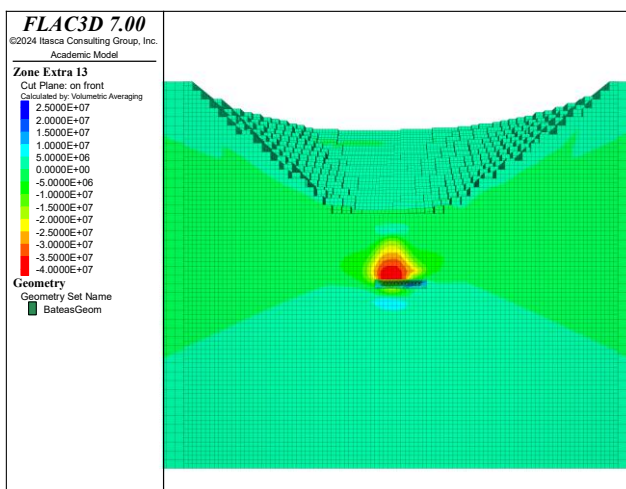


Figura A.3-4: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 32 Bateas Abiertas – Litología N°1.

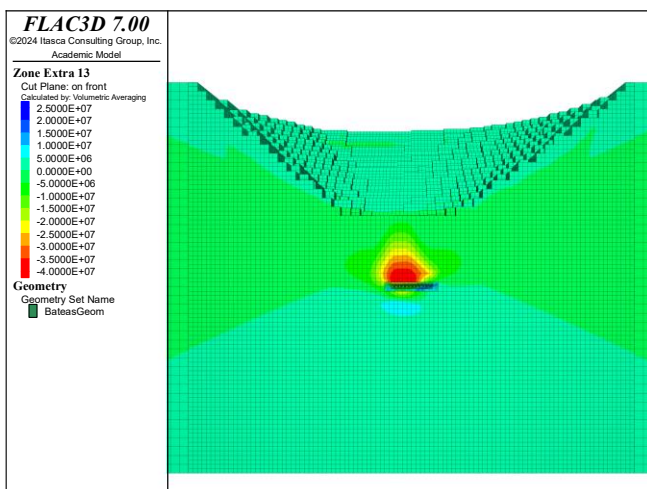


Figura A.3-5: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 35 Bateas Abiertas – Litología N°1.

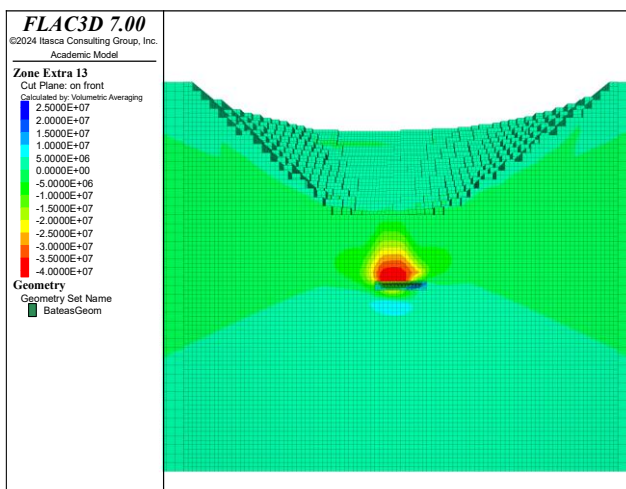


Figura A.3-6: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 37 Bateas Abiertas – Litología N°1.

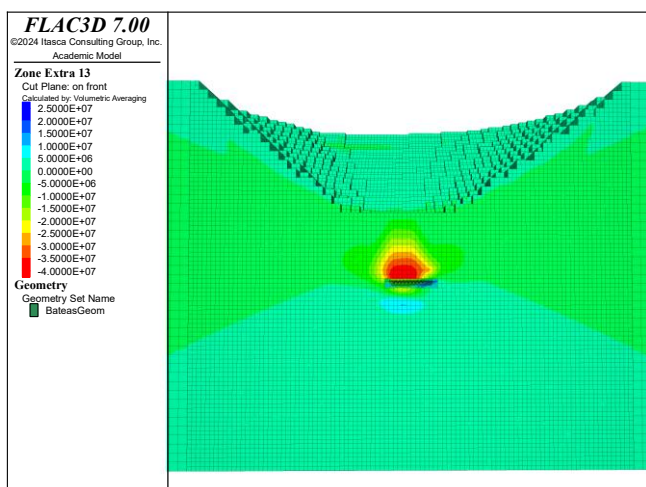


Figura A.3 - 7: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.

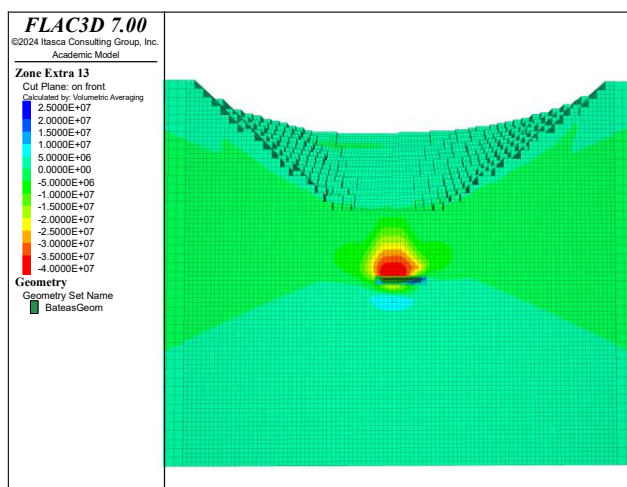


Figura A.3-8: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 42 Bateas Abiertas – Litología N°1.

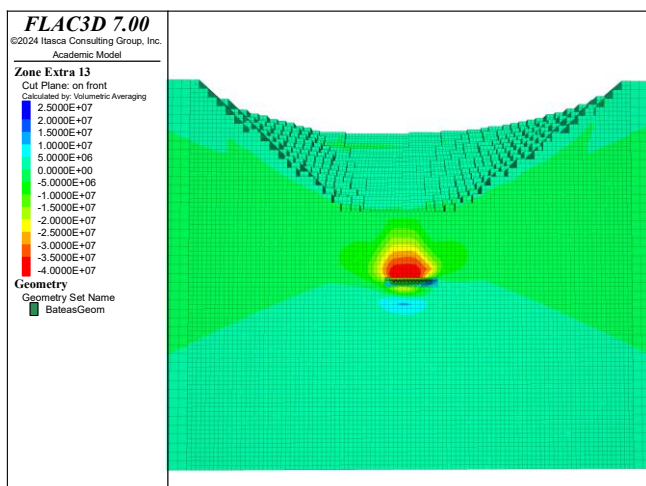


Figura A.3-9: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 45 Bateas Abiertas – Litología N°1.

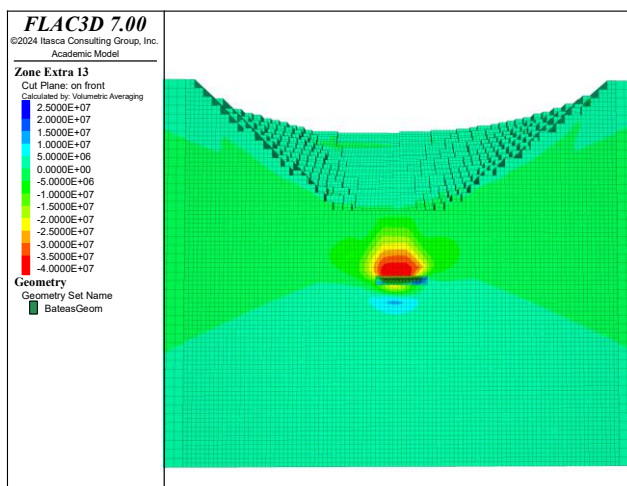


Figura A.3-10: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.

9.4. Anexo N°4: Detalle Evolución Esfuerzos Horizontales – Litología N°2

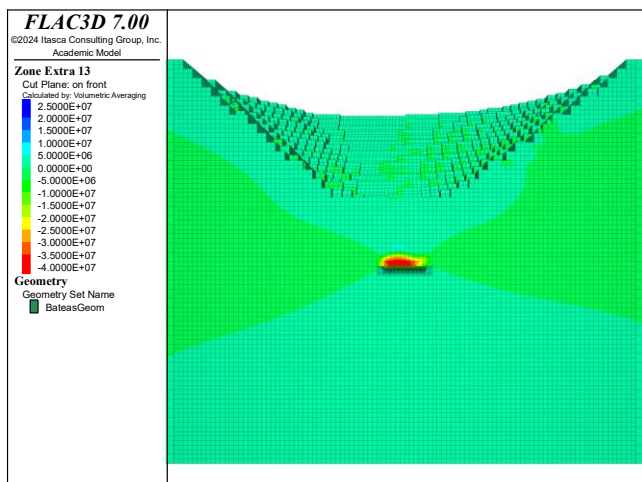


Figura A.4-1: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 65 Bateas Abiertas – Litología N°2.

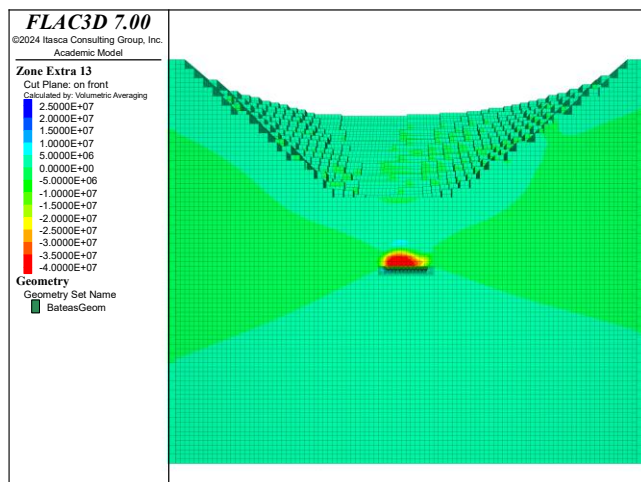


Figura A.4-2: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 67 Bateas Abiertas – Litología N°2.

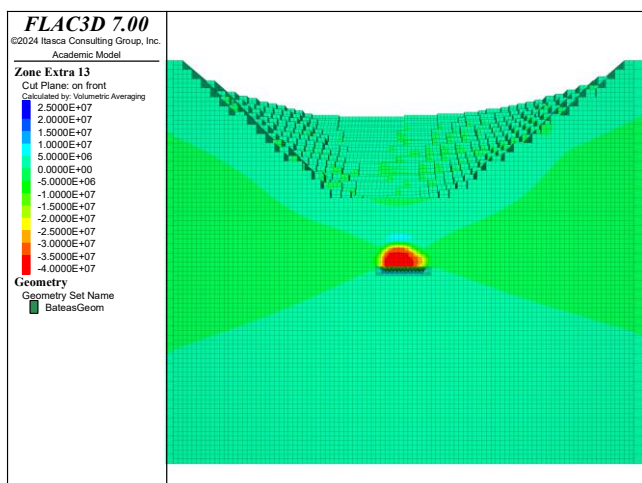


Figura A.4-3: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.

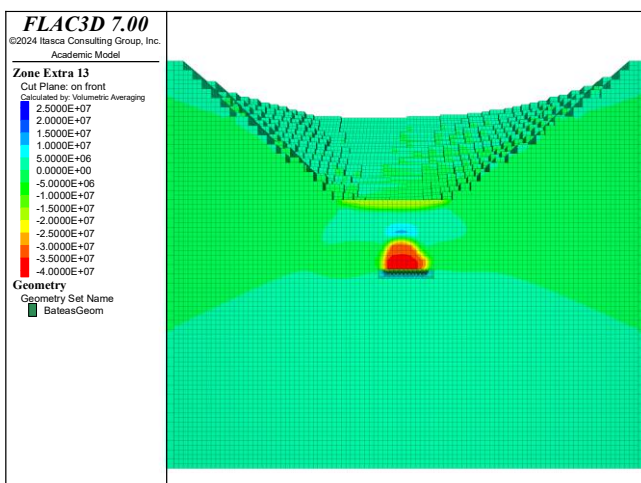


Figura A.4-4: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 72 Bateas Abiertas – Litología N°2.

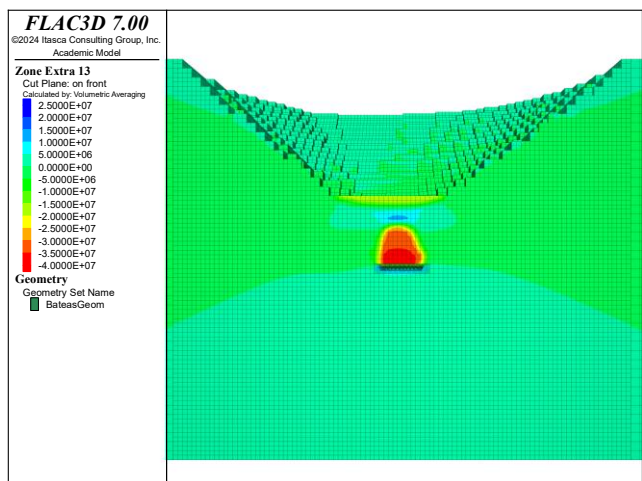


Figura A.4-5: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 75 Bateas Abiertas – Litología N°2.

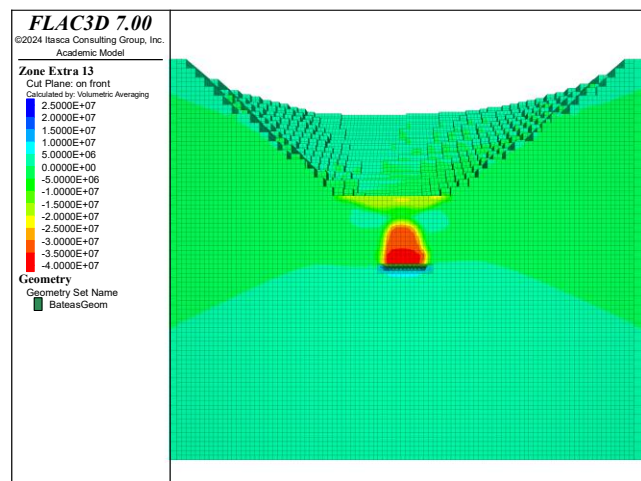


Figura A.4-6: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 77 Bateas Abiertas – Litología N°2.

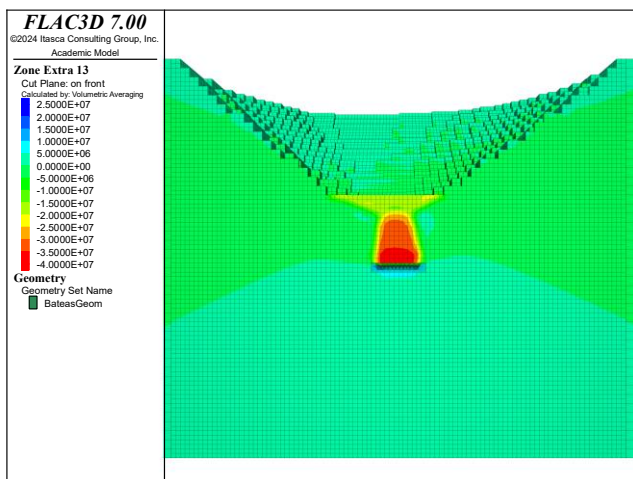


Figura A.4-7: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.

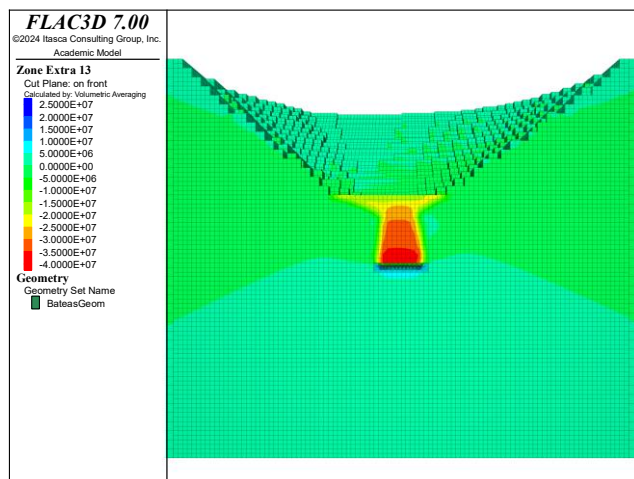


Figura A.4-8: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 82 Bateas Abiertas – Litología N°2.

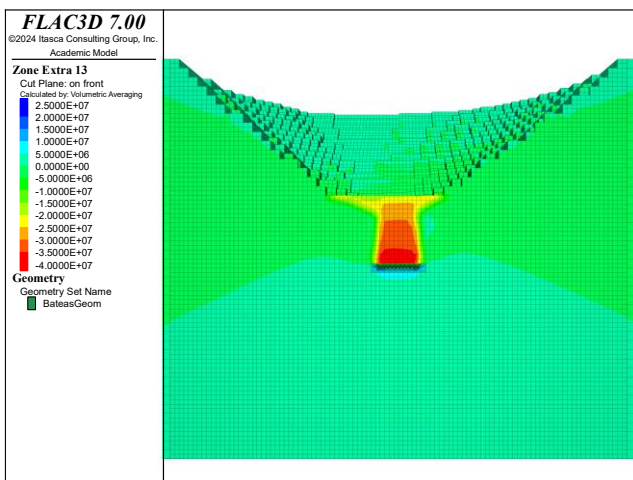


Figura A.4-9: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 85 Bateas Abiertas – Litología N°2.

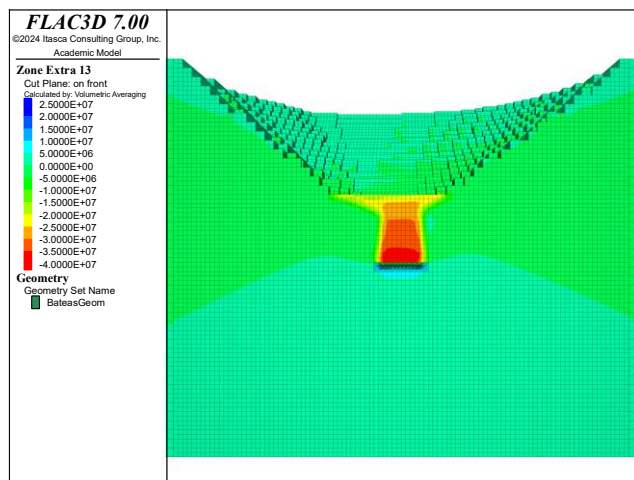


Figura A.4- 10: Esfuerzos Dirección Horizontal (Promedio de XX e YY) – 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.

9.5. Anexo N°5: Detalle Evolución S_{loss} – Litología N°1

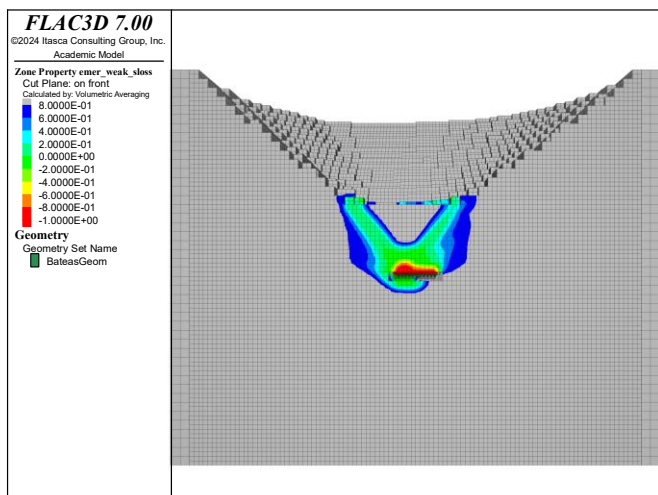


Figura A.5-1: S_{loss} . 25 Bateas Abiertas – Litología N°1.

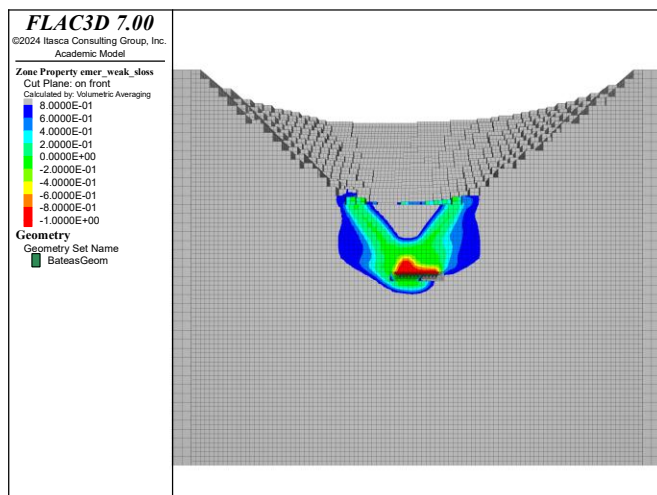


Figura A.5-2: S_{loss} . 27 Bateas Abiertas – Litología N°1.

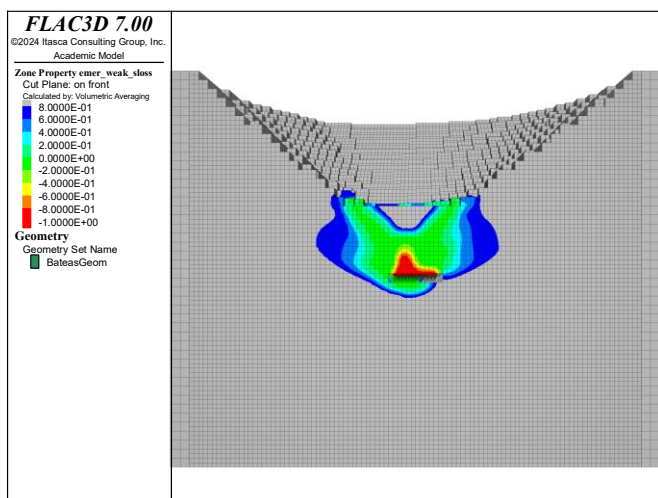


Figura A.5-3: S_{loss} . 30 Bateas Abiertas – Litología N°1.

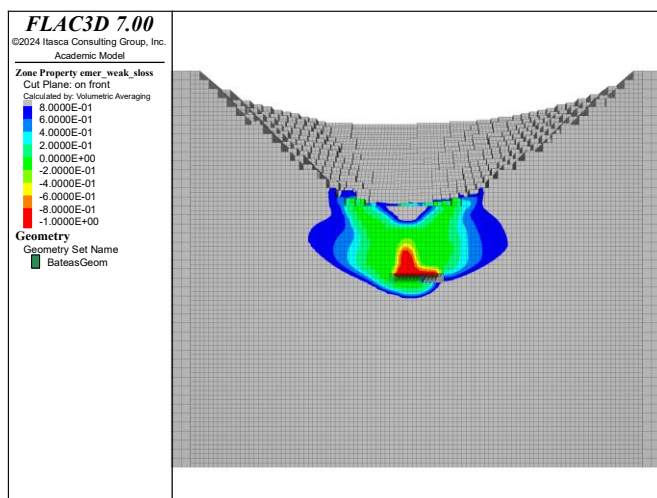


Figura A.5-4: S_{loss} . 32 Bateas Abiertas – Litología N°1.

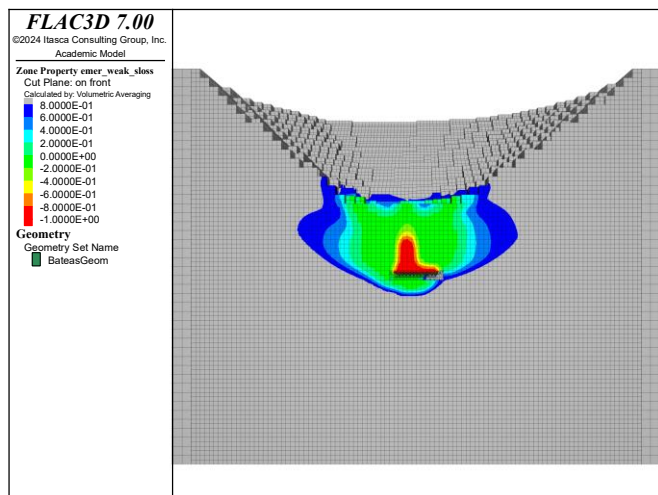


Figura A.5-5: S_{loss} . 35 Bateas Abiertas – Litología N°1.

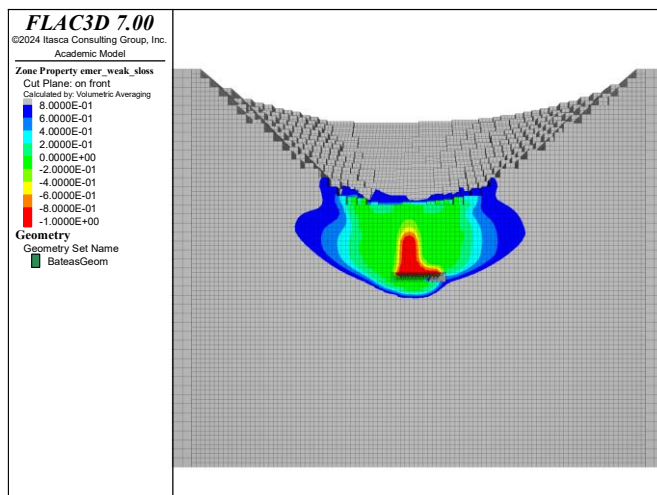


Figura A.5-6: S_{loss} . 37 Bateas Abiertas – Litología N°1.

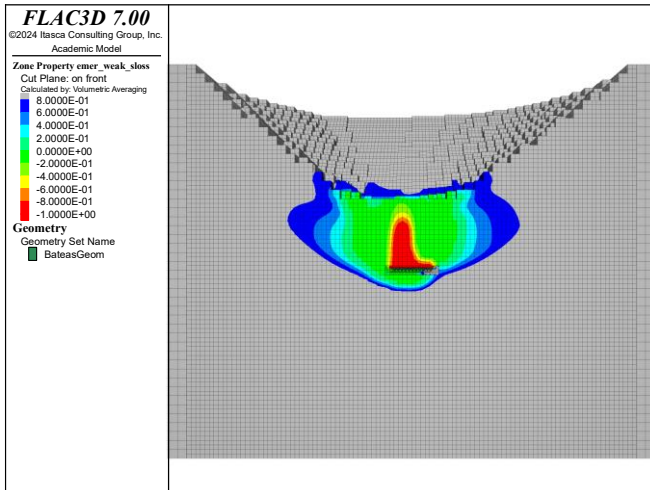


Figura A.5-7: S/loss. 40 Bateas Abiertas – Litología N°1.

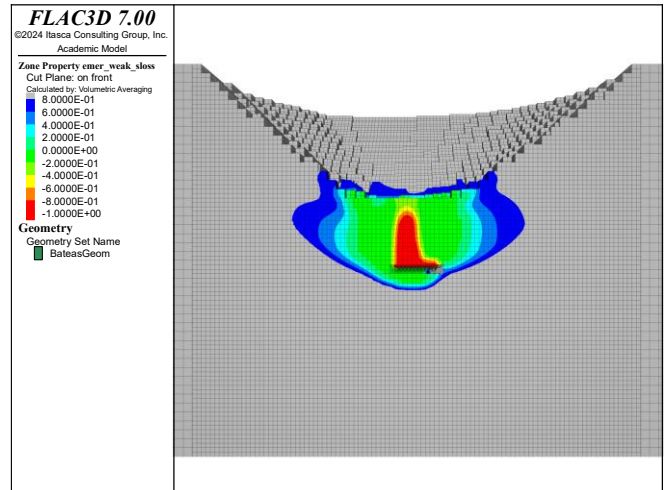


Figura A.5-8: S/loss. 42 Bateas Abiertas – Litología N°1.

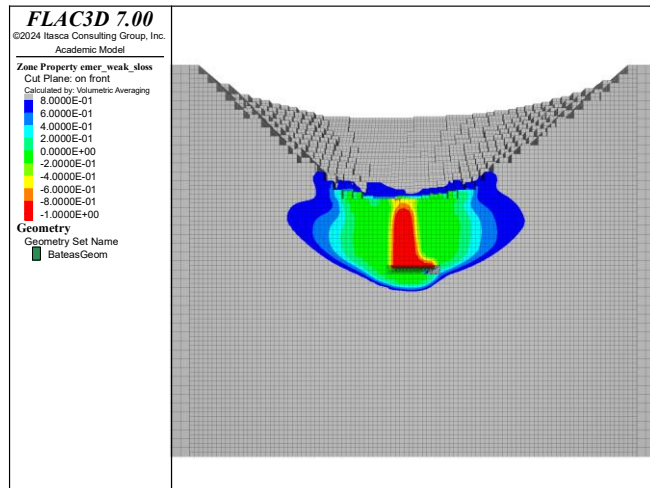


Figura A.5-9: S/loss. 45 Bateas Abiertas – Litología N°1.

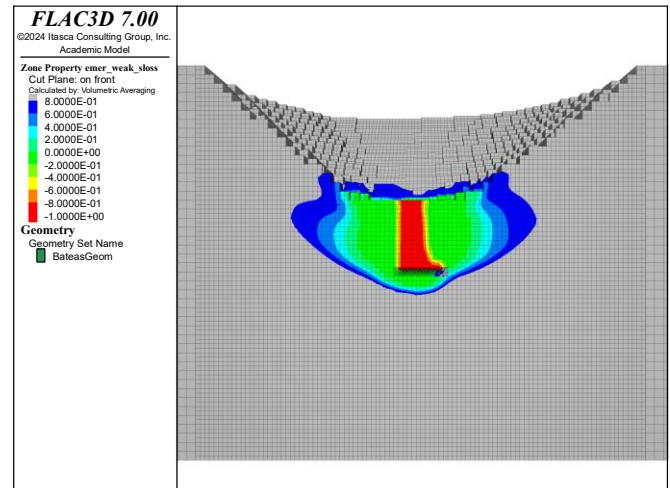


Figura A.5-10: S/loss. 50 Bateas Abiertas – Litología N°1.

9.6. Anexo N°6: Detalle Evolución S_{loss} – Litología N°2

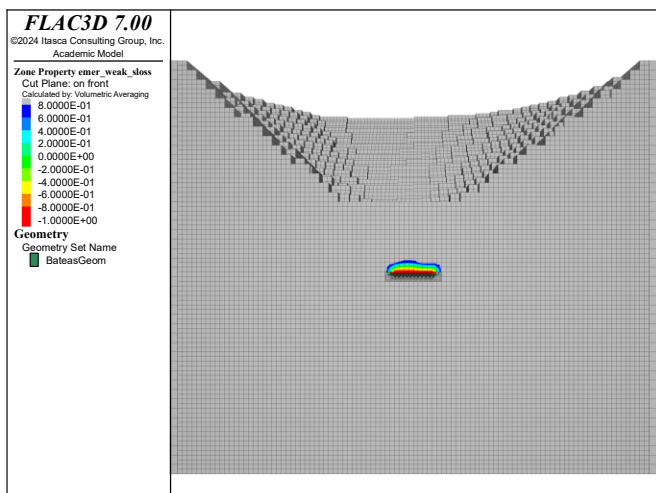


Figura A.6-1: S_{loss} . 60 Bateas Abiertas – Litología N°2.

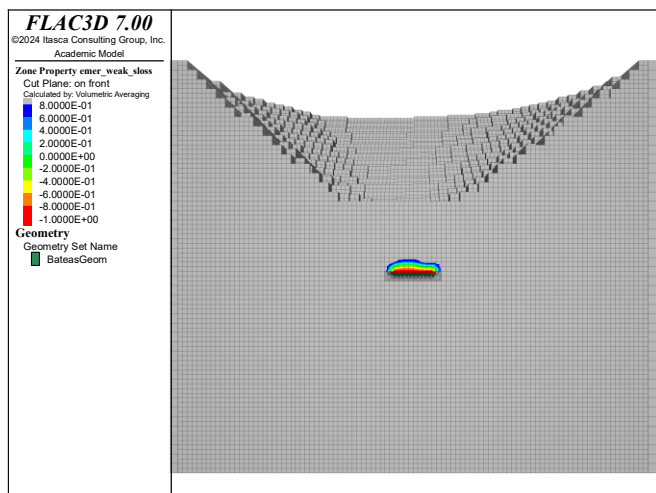


Figura A.6-2: S_{loss} . 62 Bateas Abiertas – Litología N°2.

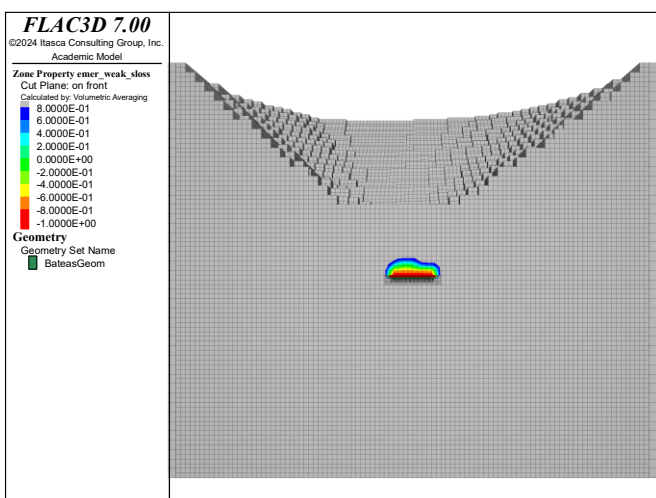


Figura A.6-3: S_{loss} . 65 Bateas Abiertas – Litología N°2.

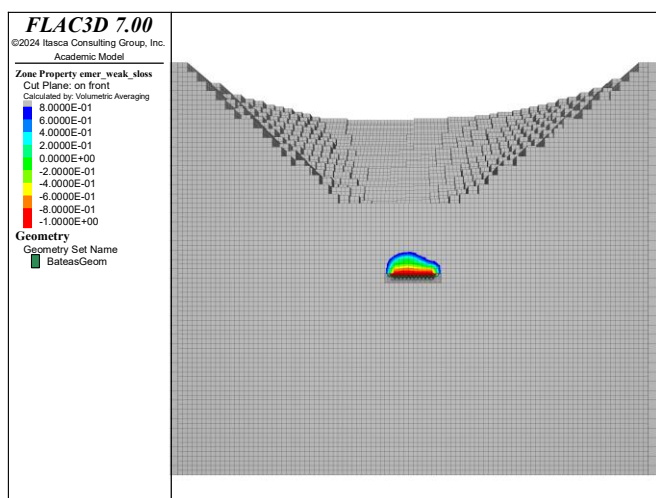


Figura A.6-4: S_{loss} . 67 Bateas Abiertas – Litología N°2.

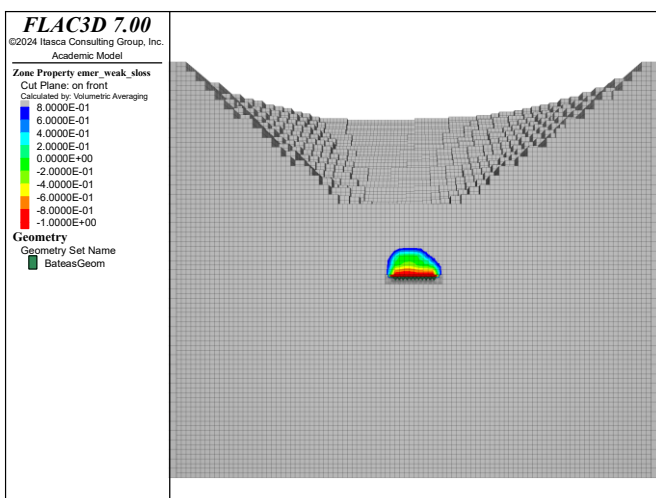


Figura A.6-5: S_{loss} . 70 Bateas Abiertas – Litología N°2.

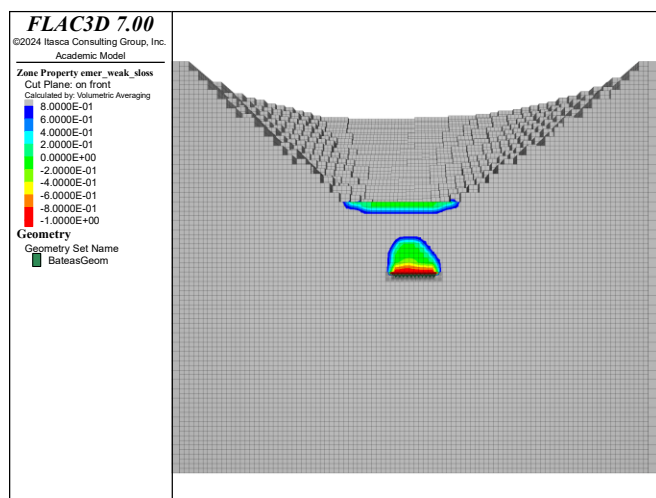


Figura A.6-6: S_{loss} . 72 Bateas Abiertas – Litología N°2.

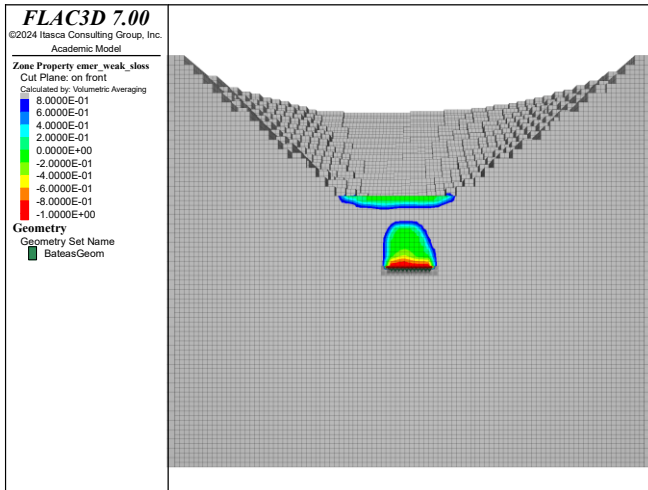


Figura A.6-7: S/loss. 75 Bateas Abiertas – Litología N°2.

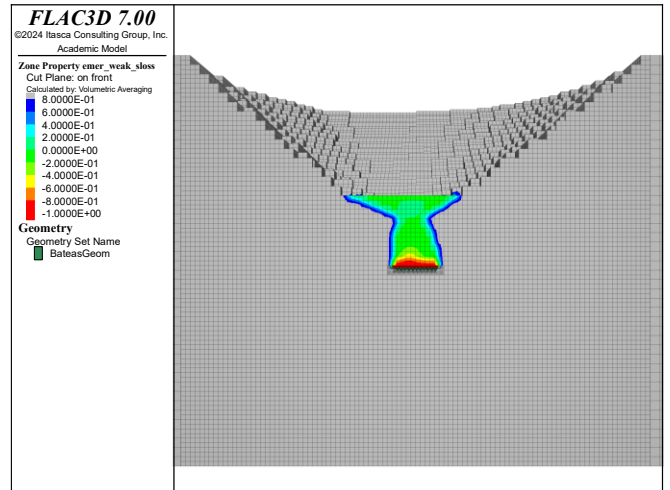


Figura A.6-8: S/loss. 77 Bateas Abiertas – Litología N°2.

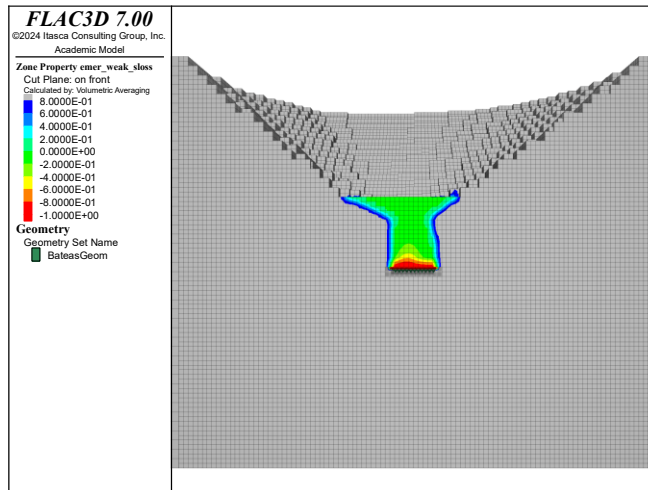


Figura A.6-9: S/loss. 80 Bateas Abiertas – Litología N°2.

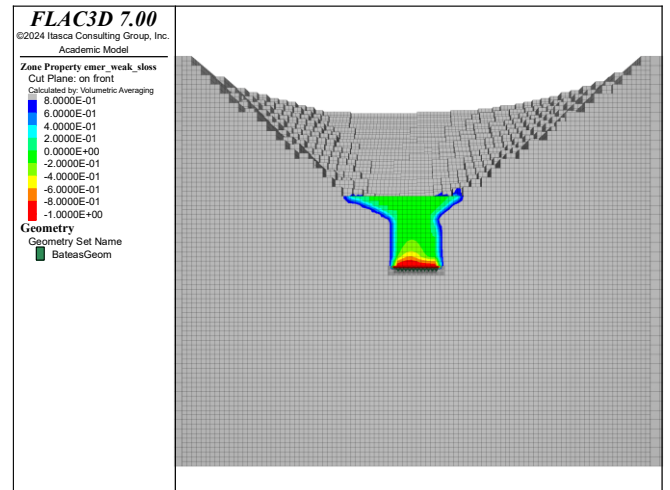


Figura A.6-10: S/loss. 82 Bateas Abiertas – Litología N°2.

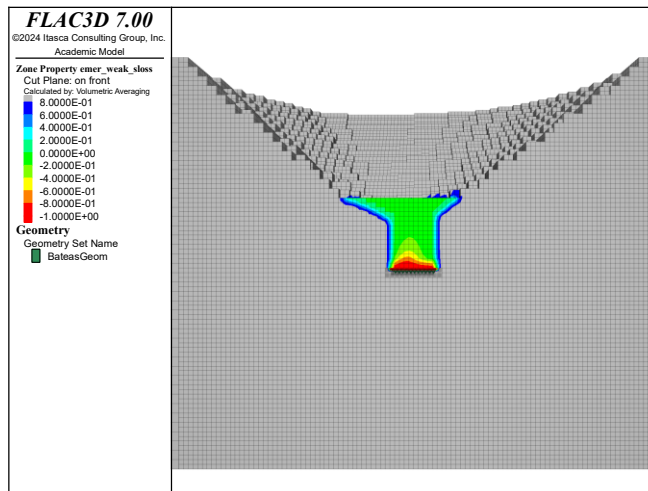


Figura A.6-11: S/loss. 85 Bateas Abiertas – Litología N°2.

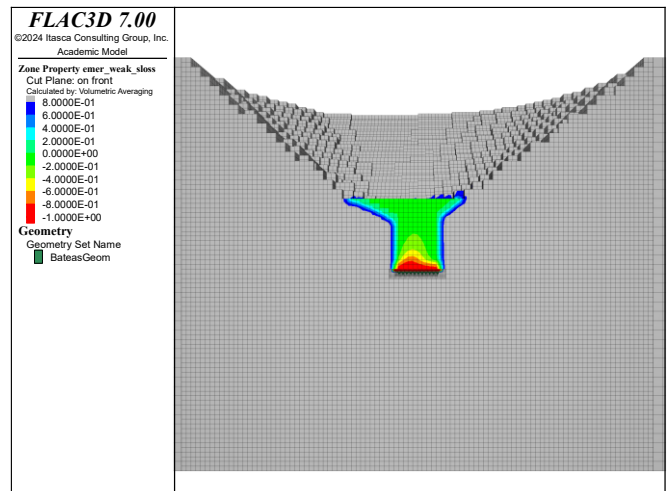


Figura A.6-12: S/loss. 88 Bateas Abiertas – Litología N°2.

9.7. Anexo N°7: Diagrama de Flujo Implementación de Modelo Numérico

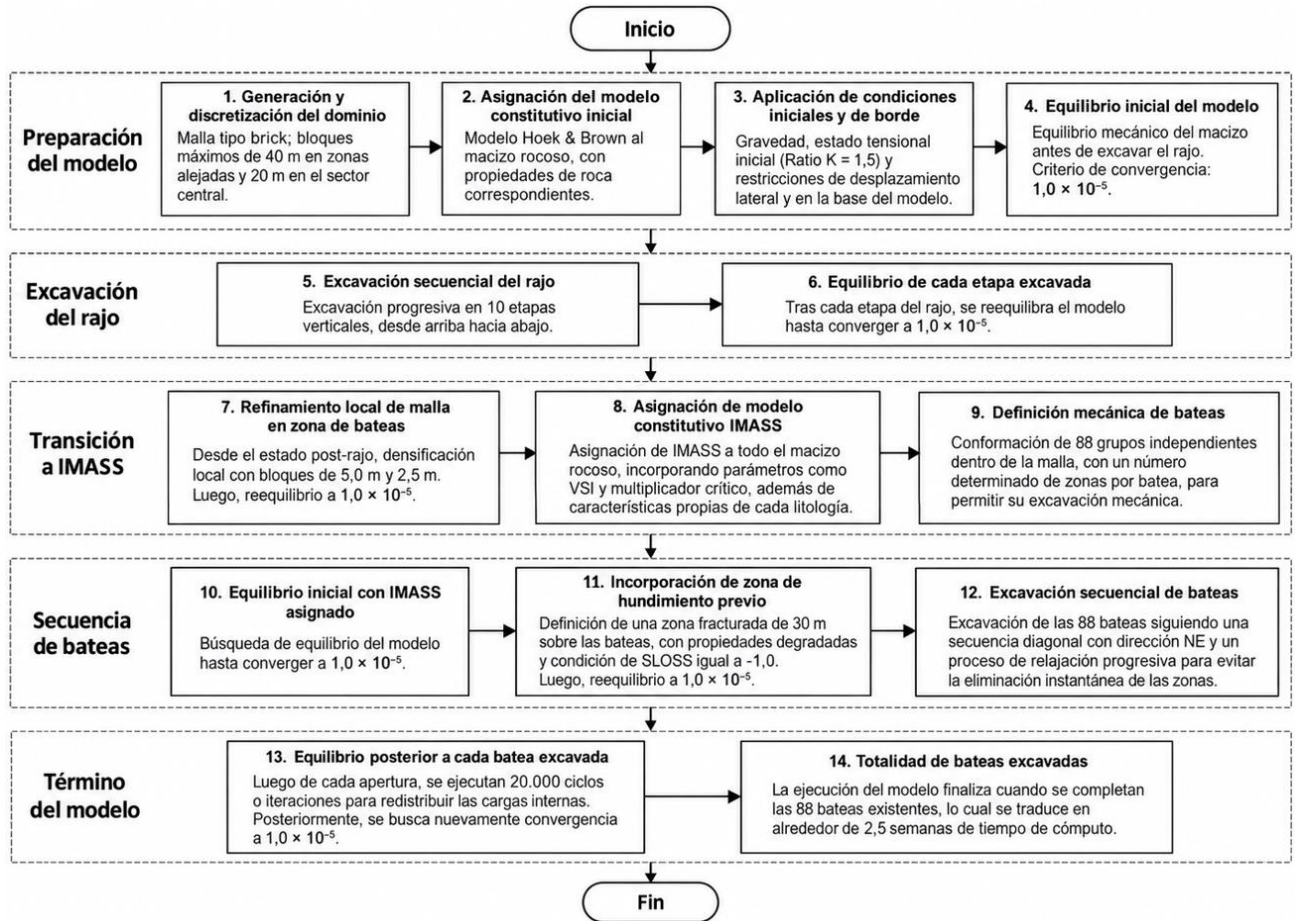


Figura A.7-1: Diagrama de Flujo – Implementación de Modelo Numérico (Generado con IA a Partir de Secuencia Paso a Paso Descrita en el Presente Documento).