



UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES

**DESARROLLO DE UN MÉTODO PARA EVALUAR EL ESTALLIDO DE ROCAS
EN EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS MEDIANTE EL MODELADO
NUMÉRICO DE LA ENERGÍA CINÉTICA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS
Y AL GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER EN CIENCIAS DE LA INGENIERIA METALURGICA

CRISTIAN ANDRÉS SEGURA BIDERMAN

PROFESOR(A) GUÍA
ADELINE DELONCA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN
SERGIO PALMA
JUAN JARUFE
GONZALO NELIS

Santiago de Chile
Octubre, 2023



UNIVERSIDAD TÉCNICA
FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
METALÚRGICA Y
DE MATERIALES

Resumen

Los estallidos de roca corresponden a eventos en los que grandes volúmenes de roca, sometidos a altos esfuerzos geoestáticos, sufren una falla repentina y violenta, resultando en la proyección de diversos fragmentos de roca en las zonas aledañas a las paredes de una excavación subterránea. Este fenómeno ocurre de manera instantánea e involucra una liberación considerable de energía. La frecuencia cada vez mayor de estos estallidos en galerías subterráneas profundas plantea una amenaza significativa tanto para los trabajadores como para los equipos de operación, por lo que su evaluación y prevención es fundamental.

A pesar de que en la última década se han propuesto varios métodos de análisis, que incluyen enfoques empíricos, modelos matemáticos, y simulaciones numéricas, para identificar el mecanismo de origen, estimar el lugar de ocurrencia y determinar las posibles consecuencias de estos eventos, aún no se ha establecido una metodología sólida basada en principios físicos para determinar el potencial peligro asociado a estos fenómenos. En esta misma línea, aun no se logra comprender con totalidad como diversos factores, como las propiedades mecánicas de la roca, el campo tensional in situ y ciertos parámetros operacionales, influyen en la magnitud y distribución de la energía asociada a estos eventos.

Este estudio aborda dos líneas investigativas relacionadas con estos desafíos. En un primer análisis, se investiga la influencia de cuatro parámetros (módulo de Young, coeficiente de Poisson, tensiones in situ y relación de esfuerzos horizontal/vertical) sobre la distribución y magnitud de la energía de deformación en un evento potencial de estallido de roca. Se realizaron múltiples simulaciones numéricas en tres dimensiones, considerando un modelo constitutivo elástico para la caracterización del macizo rocoso, donde se evaluaron los parámetros relacionados a la energía de deformación máxima en el contorno de la galería y por delante del frente de avance de la excavación. Para la validación de los resultados, se contrastaron los resultados obtenidos con los valores analíticos calculados a través de la solución de Lamé.

En un segundo análisis, se propone una herramienta para evaluar el nivel de peligro asociado a los estallidos de rocas en galerías subterráneas, considerando tanto la intensidad del evento, como la probabilidad de ocurrencia del fenómeno. La metodología propuesta evalúa cuatro parámetros: (1) el radio de roca donde se excede el almacenamiento máximo de energía de deformación, (2) la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación, (3) el radio de plastificación del macizo rocoso, y (4) la tasa de liberación de energía local (LERR). La metodología fue respaldada mediante la simulación numérica en el software FLAC3D, de dos escenarios reales de estallidos de rocas registrados en los yacimientos mineros de: Big Bell Mine y Junction Mine en Australia. Adicionalmente, se analizó la influencia de la magnitud y distribución del estado tensional en el enfoque propuesto, a partir de simulaciones numéricas aplicadas a un macizo rocoso con propiedades de alta fragilidad y resistencia, con base en datos de laboratorio disponibles en la literatura.

A partir de los resultados obtenidos, se establece que los valores de peligro de los eventos de estallidos de rocas estudiados a través del enfoque propuesto se encuentran en coherencia y concordancia con los valores esperados, y a su vez, son consistentes con las clasificaciones publicadas previamente por otros autores. De esta forma, la metodología presentada en este

documento puede utilizarse como enfoque para facilitar la prevención y el control de estallidos de rocas durante la excavación y operación de túneles en terrenos altamente estresados.

Abstract

Rockbursts correspond to events in which large volumes of rock, subjected to high geostatic stresses, suffer a sudden and violent failure, resulting in the projection of various rock fragments in the areas surrounding the walls of an underground excavation. This phenomenon occurs instantaneously and involves a considerable release of energy. The increasing frequency of these explosions in deep underground galleries poses a significant threat to both workers and operating teams, making their evaluation and prevention essential.

Although in the last decade several analysis methods have been proposed, including empirical approaches, mathematical models, and numerical simulations, to identify the mechanism of origin, estimate the place of occurrence and determine the possible consequences of these events, still a solid methodology based on physical principles has not been established to determine the potential danger associated with these phenomena. Along these lines, it is still not possible to fully understand how various factors, such as the mechanical properties of the rock, the in-situ tension field and certain operational parameters, influence the magnitude and distribution of the energy associated with these events.

This study addresses two lines of research related to these challenges. In a first analysis, the influence of 4 parameters (Young's modulus, Poisson's ratio, in-situ stresses, and horizontal/vertical stress ratio) on the distribution and magnitude of deformation energy in a potential rockburst event is investigated. Multiple numerical simulations were carried out in three dimensions, considering an elastic constitutive model for the characterization of the rock mass, where the parameters related to the maximum deformation energy in the contour of the gallery and in front of the advance front of the excavation were evaluated. To validate the results, the results obtained were compared with the analytical values calculated through Lamé's solution.

In a second analysis, a tool is proposed to evaluate the level of danger associated with rockbursts in underground galleries, considering both the intensity of the event and the probability of occurrence of the phenomenon. The proposed methodology evaluates four parameters: (1) the rock radius where the maximum storage of deformation energy is exceeded, (2) the maximum kinetic energy released in the excavation contour, (3) the plasticization radius of the rock mass, and (4) the local energy release rate (LERR). The methodology was supported by numerical simulation in the FLAC3D software of two real rockburst scenarios recorded in the mining sites of: Big Bell Mine and Junction Mine in Australia. Additionally, the influence of the magnitude and distribution of the stress state on the proposed approach was analyzed, based on numerical simulations applied to a rock mass with high fragility and resistance properties, based on laboratory data available in the literature.

From the results obtained, it is established that the danger values of the rockburst events studied through the proposed approach are in coherence and agreement with the expected values, and in turn, are consistent with the previously published classifications by other authors. In this way, the methodology presented in this paper can be used as an approach to facilitate the prevention and control of rockbursts during the excavation and operation of tunnels in highly stressed zones.



Agradecimientos

En primer lugar, deseo expresar mi profundo agradecimiento a mi familia por el respaldo incondicional que me han brindado a lo largo de estos años, especialmente durante mi extensa trayectoria en la Universidad Técnica Federico Santa María.

Quiero manifestar mi sincero agradecimiento a mi profesora guía, Adeline Delonca, por la confianza que depositó en mí para llevar a cabo esta investigación, por la motivación que me brindó para ingresar al programa de Magister, y por el invaluable apoyo que me proporcionó a lo largo de estos tres años.

Agradezco de manera especial al profesor Yann Gunzburguer, docente de la Universidad de Lorraine (Francia), por su colaboración constante como guía de este trabajo y por su disposición excepcional para reunirse, revisar y supervisar los diversos aspectos de mi investigación.

No quiero dejar de mencionar mi gratitud hacia los profesores Rodrigo Estay y Marcelo Pérez, quienes desde el inicio me brindaron su apoyo y recomendación para que pudiera formar parte del programa de Magister.

Por último, quiero expresar mi profundo agradecimiento a mi polola, quien ha sido un pilar fundamental en mi vida y un sólido apoyo en este camino.

Abreviatura y Acrónimos

ERR	: Tasa de Liberación de Energía
ESR	: Tasa de Almacenamiento de Energía
BPI	: Índice Potencial de Explosión
LERR	: Tasa de Liberación de Energía Local
LERD	: Densidad de Energía Local Liberada
ESS	: Exceso de Esfuerzo Cortante
BPI	: Índice de Potencial de Explosión
LSS	: Carga rigidez del sistema
SED	: Densidad de Energía de Deformación
TI	: Tecnologías de la Información
RDS	: Escala de Daño de la Roca
PPV	: Velocidad Máxima de Partícula
GSI	: Índice de Resistencia Geológica
γ	: Densidad natural
E	: Módulo de Young
ν	: Coeficiente de Poisson
σ_c	: Resistencia a la compresión uniaxial
σ_r	: Esfuerzo radial
σ_t	: Esfuerzo tangencial
σ_a	: Esfuerzo axial
σ_1	: Esfuerzo principal máximo
σ_2	: Esfuerzo principal intermedio
σ_3	: Esfuerzo principal mínimo
σ_x	: Esfuerzo horizontal en el eje X
σ_y	: Esfuerzo vertical
σ_z	: Esfuerzo horizontal en el eje Z
ϵ_1	: Deformación axial
k	: Relación de esfuerzo horizontal y vertical
k_x	: Relación de esfuerzo horizontal en el eje X y el esfuerzo vertical
k_z	: Relación de esfuerzo horizontal en el eje Z y el esfuerzo vertical

W_{rel}	: Energía total disipada
W_{plas}	: Trabajo de deformación plástica
W_k	: Energía cinética disipada
W_v	: Energía disipada por calor
W_{ext}	: Trabajo de las fuerzas externas aplicadas en el límite del sistema
ΔU_c	: Energía de deformación elástica entre dos estados de equilibrio
ΔE_{gp}	: Energía potencial gravitatoria entre dos estados de equilibrio
Δt	: Paso de cálculo dinámico asociado al software FLAC3D
F	: Fuerzas externas o limites
u	: Desplazamiento nodal
m	: Masa del elemento
g	: Aceleración de gravedad
v	: Desplazamiento del centro de gravedad entre dos estados de equilibrio
α	: Factor de amortiguamiento adimensional
δE_k	: Variación de energía cinética disipada
δt	: Paso de cálculo dinámico
D	: Fracción de amortiguamiento critico
p	: Esfuerzo hidrostático externo – Solución de Lamé
r_i	: Radio del límite interior – Solución de Lamé
r_e	: Radio del límite externo – Solución de Lamé
r	: Radio de análisis – Solución de Lamé
M_R	: Magnitud escala Richter
D	: Factor de perturbación – Modelo constitutivo Hoek & Brown
m_i	: Constante de la roca intacta – Modelo constitutivo Hoek & Brown
m_b	: Constante del macizo rocoso – Modelo constitutivo Hoek & Brown
a	: Constante del macizo rocoso – Modelo constitutivo Hoek & Brown
s	: Constante del macizo rocoso – Modelo constitutivo Hoek & Brown

Tabla de Contenidos

Resumen	3
Abstract	4
Agradecimientos	5
Tabla de Contenidos	6
Lista de Figuras	10
Lista de Tablas	12
1. Capítulo 1. Introducción general	13
1.1. Introducción.....	13
1.1.1. Motivación.....	15
1.1.2. Alcances del proyecto	15
1.2. Objetivos	17
1.2.1. Objetivos generales	17
1.2.2. Objetivos específicos	17
1.3. Estructura del trabajo.....	17
2. Capítulo 2. Marco Teórico	19
2.1. Estallidos de rocas.....	19
2.1.1. Definición.....	19
2.1.2. Clasificación.....	19
2.1.3. Factores que favorecen la ocurrencia.....	20
2.2. Tipos de metodologías de estudio de los estallidos de rocas.....	21
2.2.1. Modelación numérica	22
2.3. Evaluación energética de los eventos de estallidos de rocas.....	28
2.3.1. Método implícito de cálculo de W_k	29
2.3.2. Energía de deformación elástica U_c	31
2.3.3. Método explícito de cálculo de W_k	33
2.3.4. Indicadores energéticos	34
3. Capítulo 3. Influencia de los parámetros geotécnicos, las tensiones in situ y la velocidad de avance del túnel, en la energía de deformación del estallido de rocas	38
3.1. Introducción.....	38
3.2. Metodología.....	38
3.2.1. Modelación de la energía de deformación U_c	39
3.2.2. Análisis de sensibilidad	41



3.2.3.	Validación analítica de modelos numéricos	42
3.3.	Resultados	43
3.3.1.	Verificación de resultados analíticos - numéricos.....	43
3.3.2.	Factores más influyentes.....	43
3.4.	Discusión.....	47
3.5.	Conclusiones	48
4.	Capítulo 4. Desarrollo de un método para evaluar el estallido de rocas en excavaciones subterráneas mediante el modelado numérico de la energía	49
4.1.	Introducción.....	49
4.2.	Matriz de peligro propuesta.....	49
4.2.1.	Determinación de la intensidad del evento	49
4.2.2.	Determinación de la probabilidad de ocurrencia	52
4.2.3.	Determinación del nivel de peligro de un evento de estallido de rocas	52
4.3.	Implementación de la matriz de peligro	53
4.3.1.	4.1. Protocolo de modelación numérica utilizando FLAC3D	53
4.4.	Análisis de escenarios reales de eventos de estallidos de rocas	56
4.4.1.	Descripción de los modelos numéricos efectuados.....	57
4.5.	Resultados	64
4.5.1.	Eventos de estallidos de rocas reales simulados	64
4.6.	Análisis y discusión de los resultados	67
4.6.1.	Influencia del campo tensional in-situ en el nivel de peligro de los eventos de estallidos de rocas	69
4.7.	Conclusiones	75
	Referencias.....	76

Lista de Figuras

Fig. 1. Ejemplo de malla, zonas y nodos en FLAC3D.	26
Fig. 2. División de las zonas en elementos tetraédricos.	26
Fig. 3. Esquema del ciclo de cálculo explícito en FLAC3D.	27
Fig. 4. Cambios de energía inducidos por la creación de una excavación considerando un macizo rocoso cerrado.	30
Fig. 5. Cilindro de pared gruesa sin presión interna propuesto por Lamé.	33
Fig. 6. Geometría 3D de la fase inicial de los modelos simulados.	39
Fig. 7. Dimensiones y condiciones de borde de los modelos 3D en los planos: (a) $z - x$ y (b) $z - y$	40
Fig. 8. Solución analítica y numérica de la energía de deformación total de los distintos modelos simulados.	43
Fig. 9. Energías de deformación máximas asociadas con la sensibilización de: (a) paso de excavación; (b) módulo de Young; (c) coeficiente de Poisson; (d) esfuerzos in situ; (e) relación de esfuerzos horizontal/vertical.	44
Fig. 10. Influencia de la variación del paso de excavación en los resultados numéricos de los distintos modelos simulados.	46
Fig. 11. Influencia de los diferentes parámetros analizados en el valor total de la energía de deformación.	47
Fig. 12. Matriz de determinación de la magnitud del evento de estallido de rocas.	51
Fig. 13. Matriz de determinación de la intensidad del evento de estallido de rocas.	52
Fig. 14. Matriz de evaluación del peligro de estallido de rocas.	53
Fig. 15. Diagrama de flujo asociado a la evaluación de la matriz de peligro utilizando el software FLAC3D.	55
Fig. 16. Geometría y mallado de los modelos 3D simulados.	58
Fig. 17. Condiciones de borde iniciales de los modelos 3D simulados, en los planos: (a) $z - x$; (b) $z - y$	59
Fig. 18. Constante de roca intacta m_i basada en la clasificación de litología.	61
Fig. 19. Representación esquemática de los componentes de tensión y deformación del comportamiento por falla frágil de la roca.	62
Fig. 20. Curvas de tensión-deformación bajo compresión triaxial para diferentes confinamientos de la roca granítica estudiada por P.Y. Hou (Hou and Cai, 2022).	63
Fig. 21. Zonas del modelo donde se supera el almacenamiento máximo de energía de deformación, donde los eventos de estallido de rocas evaluados corresponden a: (a) Big Bell 07F; (b) Junction 06 ^a	66
Fig. 22. Zonas del modelo que desarrollaron plasticidad (ya sea por fenómenos de corte como de tracción), donde los eventos de estallido de rocas evaluados corresponden a: (a) Big Bell 07F; (b) Junction 06 ^a	66



Fig. 23. Radio de roca donde se supera el almacenamiento máximo de U_c asociado a: (a) modelos con variación del esfuerzo in-situ; (b) modelos con variación de la relación de esfuerzo horizontal / vertical. 69

Fig. 24. Energía cinética liberada en el contorno de la excavación, asociada a: (a) modelos con variación del esfuerzo in-situ; (b) modelos con variación de la relación de esfuerzo horizontal / vertical. 70

Fig. 25. Radio de plasticidad de la roca asociado a: (a) modelos con variación del esfuerzo in-situ; (b) modelos con variación de la relación de esfuerzo horizontal / vertical..... 72

Fig. 26. Nivel de peligro de un evento de estallido de rocas asociado a los distintos escenarios de análisis simulados, según la matriz propuesta. Para los modelos donde se mantuvo constante el valor de k se muestra el valor de σ_x aplicado, mientras que para los modelos donde se mantuvo constante el valor de σ_x se muestra el valor del k adoptado. 74

Lista de Tablas

Tabla 1. Principales métodos numéricos para estudios en macizo rocosos.....	23
Tabla 2. Parámetros base de los diferentes modelos numéricos.....	41
Tabla 3. Parámetro de variación de cada modelo. Adicionalmente se especifica el valor de la tasa porcentual de variación respecto a su valor original dado por la Tabla 2.	41
Tabla 4. Clasificación de la intensidad del evento de estallido de rocas en función del radio de roca afectada.....	50
Tabla 5. Clasificación de la intensidad del evento de estallido de rocas en función de la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación.	50
Tabla 6. Clasificación de la intensidad del evento de estallido de rocas en función del radio de plasticidad del macizo rocoso.....	51
Tabla 7. Clasificación de la probabilidad de ocurrencia del evento de estallido de rocas en función del índice LERR.	52
Tabla 8. Descripción de los eventos de estallidos de rocas analizados (Keneti and Sainsbury, 2018) (Heal, 2010).	56
Tabla 9. Parámetros de daño asociados a los eventos de estallidos de rocas analizados (Keneti and Sainsbury, 2018) (Heal, 2010).	56
Tabla 10. Propiedades adoptadas del modelo constitutivo Hoek-Brown asociado a la roca intacta y al macizo rocoso para cada escenario de estallido de rocas analizado.	60
Tabla 11. Propiedades mecánicas variables del macizo rocoso modelado.....	63
Tabla 12. Parámetros asociados a la determinación del nivel de peligro de los eventos reales de estallido de rocas estudiados.	64
Tabla 13. Propiedades del campo tensional in-situ adoptado en cada modelo.	68
Tabla 14. Propiedades mecánicas de la muestra de granito (espécimen #BSG-8) proporcionada por P.Y.Hou.	69
Tabla 15. Resultados del balance de energía mecánico y de la energía cinética liberada en el análisis dinámico, para cada modelo simulado.....	73
Tabla 16. Parámetros asociados a la determinación del nivel de peligro de los eventos de estallido de rocas estudiados.	73

Capítulo 1. Introducción general

1.1. Introducción

Con la creciente demanda de los recursos minerales y el agotamiento de los depósitos superficiales, la minería subterránea se encuentra en un periodo de expansión. Este crecimiento implica la necesidad de realizar excavaciones más profundas para extraer los metales de interés. Tanto en proyectos de ingeniería civil como en proyectos de ingeniería minera, la industria se enfrenta a condiciones de terreno extremadamente desafiantes que pueden comprometer la integridad de las excavaciones subterráneas. Estas condiciones incluyen tensiones in situ elevadas, macizos rocosos de alta resistencia y fragilidad, y mayores temperaturas, lo que crea un entorno propicio para la ocurrencia de eventos de estallidos de roca.

A medida que la profundidad de las excavaciones aumenta, los estallidos de roca se convierten en uno de los riesgos geológicos más críticos debido a su imprevisibilidad y su alta intensidad. Estos eventos pueden causar daños a equipos, instalaciones e incluso ocasionar tragedias humanas. Como resultado, tanto la comunidad académica como la industria a nivel mundial se han esforzado por desarrollar metodologías para abordar los problemas y desafíos asociados con estos eventos. En la actualidad, se han invertido considerables recursos en la investigación de estos fenómenos, con un enfoque principal en comprender los mecanismos subyacentes, los factores contribuyentes, la evaluación y predicción del riesgo, así como las estrategias de prevención y mitigación de los estallidos de roca. Sin embargo, la complejidad y la incertidumbre inherentes a las condiciones geológicas que rodean estos fenómenos han propiciado un progreso lento y gradual en el entendimiento de estos eventos, estableciendo un área de estudio que se encuentra en constante desarrollo.

Desde el primer registro documentado de un evento de estallido de rocas en una mina de estaño en Gran Bretaña en el año 1738, estos incidentes han sido frecuentes en diversos contextos, como centrales hidroeléctricas, galerías mineras, túneles de carreteras o ferrocarriles, así como en instalaciones nucleares, entre otros. La confusión a menudo surge al intentar definir con precisión lo que constituye un estallido de rocas. Esta falta de claridad se debe al amplio uso de múltiples términos para describir este fenómeno, que incluyen evento sísmico, explosión de pilar, explosión de aplastamiento, explosión de deformación, explosión de falla, entre otros (Feng, 2017). La literatura internacional proporciona diversas definiciones para el mecanismo subyacente de los estallidos de rocas, dependiendo de los antecedentes de estudio y de la experiencia de cada investigador, dado que aún no existe un concepto estandarizado universalmente. Una definición integral la proporciona la Administración de Seguridad y Salud de Minas de EE. UU., que describe a los estallidos de rocas como: “una falla repentina y violenta de un gran volumen de roca sobrecargada, lo que resulta en la liberación instantánea de grandes cantidades de energía acumulada” (Blake and Hedley, 2003).

La clasificación global más aceptada en la literatura de los eventos de estallidos de rocas agrupa en tres grandes categorías estos fenómenos, dependiendo de la posible fuente del evento: (1) estallido de deformación, (2) estallido de pilar y (3) deslizamiento de falla (Blake and Hedley, 2003). El estallido de deformación es el tipo más común de falla de roca inestable en las aberturas subterráneas, donde la intensidad y la escala suelen ser menores que los otros dos tipos de fenómenos, pero sus repercusiones siguen siendo igual de significantes. Los mecanismos desencadenantes del estallido por deformación pueden variar desde una concentración de alto

estrés en el borde de la excavación hasta el pandeo de las discontinuidades que se encuentran paralelas a la dirección axial de las aberturas subterráneas (Wang and Kaunda, 2019). Este tipo de falla puede generar como consecuencias la eyección de fragmentos de roca superficial a altas velocidades o desprendimientos gravitacionales de láminas de roca, que comprometen fuertemente la salud del personal y el correcto funcionamiento de los equipos en los distintos niveles operacionales del yacimiento minero.

El estallido de deformación generalmente ocurre en la vecindad de las excavaciones altamente estresadas, donde la roca del macizo rocoso se está fracturando o astillando. La roca que se fractura libera cierta cantidad de energía en forma de ondas sísmicas que se irradian desde el sitio de falla, a la cara libre de la excavación o al resto del macizo rocoso. En términos energéticos más específicos, el estallido de deformación ocurre cuando una gran cantidad de energía de deformación, que representa la energía almacenada internamente en la roca debido a los esfuerzos a los que está sometida, se transforma rápidamente en energía cinética. Este cambio de energía resulta en la expulsión de fragmentos de roca hacia el interior de la excavación, lo que puede provocar daños y lesiones tanto al personal presente en la zona como a los equipos que estén en operación.

En los últimos años, el estudio de los estallidos de rocas a través de un enfoque energético se ha establecido como uno de los análisis más consolidados en el área investigativa, debido a la validación física que se tiene con respecto al origen del fenómeno, y a su representación relativamente directa y rápida en modelos computacionales. Como establece T. Hauquin en su investigación (Hauquin et al., 2018), la falla de las rocas en un evento de estallido es un fenómeno de inestabilidad impulsado por la energía. Las investigaciones recientes a través de las distintas técnicas de simulación numérica se han centrado en analizar la totalidad de los procesos de transferencia y conversión de energía en las distintas etapas de sollicitación y deformación de la roca, para poder establecer una teoría de resistencia basada en el cambio de energía como criterio de falla dinámica. Esto último, con el objetivo de proporcionar un método que describa cuantitativamente el grado real de experimentación de explosión de roca durante la construcción de una estructura subterránea en un macizo rocoso a gran profundidad.

En este camino, se han propuesto diversos índices energéticos, como la Tasa de Liberación de Energía (ERR) (Cook et al., 1966), la Tasa de Almacenamiento de Energía (ESR) (Mitri et al., 1993), el Índice Potencial de Explosión (BPI) (Mitri et al., 1999), la Tasa de Liberación de Energía Local (LERR) (Qinghua et al., 2016, Jiang et al., 2010), y la Densidad de Energía Local Liberada (LERD) (Wiles et al., 2005), junto con diferentes estudios previos de ruptura de rocas basados en la utilización de modelos numéricos (He et al., 2016, Diederichs, 2018, Li et al., 2019, Khademian and Ozbay, 2019, Zhang et al., 2020). Estas metodologías han sido establecidas por diferentes autores para estimar la cantidad de energía de deformación elástica y/o la energía cinética liberada durante la falla de la roca, con el objetivo de cuantificar la intensidad del estallido de rocas, y su vez, entregar una clasificación de la severidad o gravedad del evento.

A pesar de que se han realizado grandes avances en el estudio de los mecanismos energéticos de la falla de rocas inestables y en el entendimiento de las transformaciones de energía entre los diferentes componentes de energía durante el proceso de falla de las rocas, aún no se han logrado construir una metodología robusta que permita tangibilizar el riesgo o peligro de un evento de estallido de rocas considerando de forma integrada diversos factores energéticos, tensoriales y deformacionales del macizo rocoso. Según Z. Khademian y Ozbay (Khademian and Ozbay, 2019) medidas individuales como la energía radiada, el volumen de la zona de falla, el área de

deslizamiento de la falla, la fragilidad de la roca, la resistencia del macizo rocoso, las magnitudes de los esfuerzos in situ, la relación de esfuerzos in situ (k), y la extensión de la excavación, pueden no representar la ocurrencia e intensidad de fallas violentas. Esto se debe a que las combinaciones específicas de estas medidas son las que generan una falla violenta y destructiva de la roca, y no la contribución por separada o individual. Siguiendo esta misma línea, Feng estableció que los diferentes tipos de estallidos de rocas tienen diferentes mecanismos de explosión intrínsecos y características de rendimiento externo, por lo tanto, cuando se evalúa el riesgo o peligro, debe apuntarse a la combinación apropiada de diferentes indicadores físicos (Feng et al., 2012).

En base a los antecedentes mencionados, el propósito principal de este estudio se enfoca en la evaluación de los diversos procesos involucrados en el origen, distribución y liberación de los componentes de energía en un incidente de estallido de rocas. El objetivo es desarrollar una metodología o herramienta que permita cuantificar el nivel de riesgo asociado a la ocurrencia de un estallido de rocas en una galería subterránea. Para lograr esto, se han establecido cuatro parámetros de análisis que posibilitan la representación de la intensidad del evento y la probabilidad de su aparición, y, por ende, la determinación del grado de peligro. Este estudio empleó el método numérico de diferencias finitas a través del software FLAC3D, proporcionado por la empresa ITASCA, para simular las condiciones dinámicas que caracterizan un estallido de rocas y para examinar los procesos relacionados con la liberación de energía, con el fin de establecer su relación con el potencial de un estallido.

1.1.1. Motivación

En la actualidad, la investigación relacionada con el fenómeno de los estallidos de rocas ha evolucionado desde una mera observación de los eventos hasta una comprensión más profunda que abarca sus mecanismos subyacentes, técnicas de monitoreo y sistemas de alerta temprana (Wu et al., 2022). Sin embargo, a pesar de estos avances, debido a la compleja interacción de los múltiples factores que influyen en los estallidos de rocas, los resultados de las investigaciones actuales aún no han logrado proporcionar una explicación completa y confiable de los mecanismos que los controlan. Además, resulta especialmente desafiante establecer un conjunto unificado de teorías mecánicas que sean aplicables a todos los tipos de eventos de estallidos de rocas.

Por otro lado, la parte relacionada con la predicción del momento exacto en el que ocurrirán los estallidos de rocas sigue siendo un enigma sin resolver. A medida que más y más yacimientos mineros avanzan hacia etapas de excavación más profundas, se vuelve aún más imperativo abordar estos desafíos para garantizar la seguridad en la industria minera y en otras actividades subterráneas.

1.1.2. Alcances del proyecto

Durante las últimas cinco décadas, con rápidos avances en softwares y hardwares, se han logrado avances significativos en el uso de modelos numéricos para simular fenómenos físicos en la mecánica e ingeniería de rocas a diversas escalas. En comparación con otros métodos, como la simulación física y las pruebas de campo, el método del modelado numérico presenta ventajas notables en términos de costos menores, mayor seguridad, mayor ahorro de tiempo y un gran aumento de la flexibilidad, además de la capacidad para proporcionar una mayor cantidad de información (Wang et al., 2021).

Salamon (1993) afirmó que diferentes aspectos vinculados a la problemática de los estallidos de rocas, como la relación entre las actividades mineras y la sismicidad asociada, el mecanismo de origen y los efectos de las ondas sísmicas en las excavaciones mineras, se beneficiarían considerablemente de la aplicación del modelado numérico. Hasta la fecha, los métodos de simulación numérica se han utilizado ampliamente para evaluar la respuesta mecánica de macizos rocosos complejos y para estudiar los mecanismos de falla y deformación en estos contextos. Desde la década de 1970, estos métodos también han representado una herramienta común e incluso esencial para el estudio de los estallidos de rocas.

En el marco principal de este estudio, se desarrolló una herramienta diseñada para la evaluación del peligro asociado a la ocurrencia de estallidos de rocas en el contexto de excavaciones subterráneas. Para llevar a cabo esta investigación, se construyeron diversos modelos numéricos en el software FLAC3D v.7.0, de la empresa ITASCA, empleando el método de cálculo de diferencias finitas.

Con base en lo anterior, a continuación, se detallan los principales alcances del estudio realizado en términos del modelado numérico:

- Los modelos numéricos desarrollados no incluyen la incorporación de un nivel de agua subterránea en el proceso de generación de los estallidos de rocas.
- No se considera ningún grado de sismicidad externa inducido por procesos o actividades ajenos a la excavación de la galería subterránea.
- La caracterización del macizo rocoso se limitó a los modelos constitutivos: Elástico Lineal y Hoek & Brown.
- La simulación de la creación de la excavación o galería subterránea en el macizo rocoso se realizó de forma instantánea, sin recrear ninguna pérdida gradual de esfuerzos en la roca.
- Para representar la pérdida energética que experimentan las ondas sísmicas (generadas por la creación de la excavación) a través del macizo rocoso, se utilizó el amortiguamiento de tipo Local dado por la formulación del software FLAC3D.
- La totalidad de los modelos numéricos realizados en relación a la evaluación de peligro de los eventos de estallidos, se efectuaron sobre modelos de deformaciones planas, es decir, con una profundidad muy pequeña, debido a las condiciones de análisis que presentan las galerías subterráneas y a las ventajas en términos de eficiencia computacional que esta consideración implica.
- Para simular el evento de estallido de rocas en el software FLAC3D, solo se replicaron las condiciones de campo en las que comúnmente se producen estos fenómenos. Este enfoque adoptado se validó mediante la verificación del balance de energía mecánica y la aplicación de índices de energía propuestos por distintos autores para verificar la intensidad de los eventos.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivos generales

- Determinar la influencia de las propiedades mecánicas, el campo tensional, y las condiciones de operación en la distribución y magnitud de la energía disponible para un evento de estallido de roca en una galería subterránea.
- Establecer una metodología o herramienta que permita determinar el nivel de peligro de un evento de estallido de roca en una galería subterránea, considerando la evaluación de la intensidad del evento y la probabilidad de ocurrencia del fenómeno.

1.2.2. Objetivos específicos

- Evaluar los diversos componentes energéticos implicados en un evento de estallido de rocas a través de la realización de simulaciones numéricas tridimensionales.
- Validar a través del cálculo analítico los valores de los diversos componentes energéticos implicados en un evento de estallido de rocas obtenidos a través de las simulaciones numéricas.
- Determinar los factores que posibiliten la representación cuantitativa de la magnitud y la probabilidad de ocurrencia de un evento de estallido de rocas.
- Establecer escalas de clasificación cuantitativa de la intensidad y la probabilidad de ocurrencia de un evento de estallido de rocas.
- Validar mediante el análisis de eventos reales previamente registrados, la metodología propuesta asociada a la estimación del peligro potencial de estallido de rocas.

1.3. Estructura del trabajo

El presente trabajo de investigación se divide en los siguientes capítulos:

Capítulo 1: Se introducen y definen los desafíos existentes, y se establecen tanto los objetivos generales como los objetivos específicos del trabajo de investigación.

Capítulo 2: Se presenta el marco teórico, que incluye una revisión bibliográfica centrada en la descripción general de los eventos de estallidos de rocas ocurridos en las galerías subterráneas, en el análisis energético de estos fenómenos, y en la evaluación de estos derrumbes a través del uso de la modelación numérica.

Capítulo 3: Se lleva a cabo un análisis de cómo diversos factores influyen en la magnitud y distribución de la energía de deformación en diferentes modelos numéricos que simulan la ocurrencia de un estallido de rocas. Se presentan los resultados que ilustran cómo los parámetros elásticos de la roca, las tensiones in situ y el proceso de excavación afectan los valores de la energía de deformación máxima en el contorno y el frente de avance de una galería subterránea.

Capítulo 4: Se propone una nueva metodología y herramienta para determinar el potencial peligro de un evento de estallido de rocas, a partir de la estimación cuantitativa tanto de la intensidad como de la probabilidad de ocurrencia del fenómeno. Así mismo, se lleva a cabo la evaluación de



dos casos reales de estallidos de rocas registrados en la industria minera de Australia, utilizando la metodología planteada. Para concluir el estudio, se realiza un análisis de sensibilidad mediante diversos modelos numéricos, que examina cómo la magnitud y distribución de las tensiones in situ influyen en el potencial peligro de estallidos de rocas, tal como se calcula bajo la metodología planteada.

Capítulo 2. Marco Teórico

2.1. Estallidos de rocas

2.1.1. Definición

Muchos artículos periodísticos y publicaciones gubernamentales han proporcionado definiciones de lo que constituye un estallido de rocas. La definición ampliamente aceptada tanto en la academia como en la industria proviene de la Administración de Salud y Seguridad de Minas de EE. UU. en 1984, que lo describe como: “una falla repentina y violenta de un gran volumen de roca sobrecargada, lo que resulta en la liberación instantánea de grandes cantidades de energía acumulada”. En otras palabras, un estallido de roca corresponde al daño en una excavación que ocurre de manera repentina o violenta y está asociado con un evento sísmico o más bien con una liberación de energía sísmica. Un evento sísmico hace referencia a una onda de tensión dinámica transitoria causada por la falla o fractura de la masa rocosa. El origen de esta sismicidad inducida se debe a la relajación abrupta de la energía elástica almacenada en la masa rocosa. Y a su vez esta energía guardada en la roca se debe a los esfuerzos de confinamiento excesivos que se han aplicado a través del tiempo.

Como menciona Feng, los estallidos de rocas ocurren en secciones de la masa rocosa que se encuentran en un estado de estrés máximo, en condiciones en las que la tasa de cambio de este estado supera la velocidad de relajación de los esfuerzos (Feng, 2017).

Aunque no se ha alcanzado un consenso en una definición universal estandarizada de los estallidos de rocas, se ha dejado establecido que la falla por estallido de rocas es un fenómeno de inestabilidad dinámica (un colapso repentino y violento), que es esencialmente diferente de la falla estática, haciendo una clara distinción con los mecanismos de caída o desprendimientos de rocas. La falla estática simple no pertenece al estallido de rocas, pero el fenómeno precursor del estallido de rocas puede ser una falla estática (Wu et al., 2022).

2.1.2. Clasificación

Blake y Hedley establecieron en el año 2003, que los estallidos de rocas se pueden clasificar en tres grandes grupos dependiendo de la posible fuente del evento: (1) estallido de deformación, (2) estallido de pilar y (3) deslizamiento de falla.

El estallido de deformación es el tipo más común de estallidos en todas las excavaciones subterráneas. Ocurre debido a la concentración de tensión tangencial inducida por la excavación y a la existencia de un entorno de carga relativamente “suave” en el macizo rocoso que rodea la roca fracturada. La roca puede fallar localmente en los límites de la excavación de manera inestable y violenta.

El estallido de pilar es una falla violenta en el núcleo del pilar o el colapso completo de la columna. Este tipo de falla ocurrirá repentinamente cuando la energía de deformación elástica acumulada alcance un nivel crítico, lo que significa que la energía liberada es mayor que la energía disipada. Se libera un gran volumen de rocas fallidas y la magnitud suele ser mayor que la de un estallido de deformación.

Finalmente, la explosión por deslizamiento de fallas se debe al deslizamiento a lo largo de fallas preexistentes o a lo largo de rupturas de corte recién generadas. Cuando el esfuerzo cortante a lo largo de una falla o ruptura por corte excede la resistencia al corte, la falla o ruptura por corte se deslizará. Como resultado, una gran cantidad de energía sísmica se liberará repentinamente, con fuertes vibraciones o movimientos del suelo, pudiendo desencadenar otros tipos de estallidos de rocas (Wang et al., 2021).

2.1.2.1. Estallidos de deformación

Un estallido de deformación es probablemente la forma más común de explosión de rocas tanto en yacimientos mineros como en estructuras de ingeniería civil. El término se utiliza para describir un evento de falla violenta donde se expulsan piezas relativamente pequeñas de roca desde el límite de una excavación. Esta falla causa desprendimiento o corte de roca superficial; por lo tanto, no se requieren discontinuidades geológicas preexistentes para que ocurran las consecuencias. Los estallidos de deformación pueden ser una forma de falla de la masa rocosa local. Las piezas de roca que se expulsan suelen ser delgadas con bordes afilados. Si la roca cerca de la excavación está unida, la falla no atraviesa la roca intacta, sino que causa el pandeo de laminados finos de roca cercana a la superficie (Larsson, 2004). Los estallidos de deformación son causados por concentraciones locales de alto estrés en el borde de las aberturas de la mina. En general, la magnitud de estas explosiones es inferior a 2.0 en la escala Richter y el daño total es inferior a 100 toneladas (Blake and Hedley, 2003).

2.1.3. Factores que favorecen la ocurrencia

Con una base de datos de más un centenar de años, se han establecido una serie de conclusiones generales sobre los incidentes de estallidos de rocas en excavaciones subterráneas. Algunas de estas reglas son universales, mientras que otras son específicas del tipo de yacimiento minero.

A partir de la literatura, se establece que varios parámetros pueden controlar las ocurrencias de los eventos de estallidos de rocas: las propiedades de la roca, la profundidad de la galería, la extensión del área minería, la tasa de extracción del yacimiento, etc.

1. **Esfuerzos en la roca:** Los altos niveles de esfuerzo en la roca, ya sea debido a la profundidad de la excavación o a la tasa de extracción de material, pueden aumentar la probabilidad de estallidos de rocas. En las excavaciones profundas, la roca circundante está sometida a altas tensiones debido al peso de las capas de roca sobre ella. Estas tensiones pueden acumularse con el tiempo y generar una condición de estrés elevado en el macizo rocoso. Cuando esta tensión alcanza un punto crítico, puede desencadenar una falla repentina en la roca, resultando en un estallido.
2. **Presión de confinamiento:** La presión de confinamiento es la presión ejercida sobre la roca debido a la sobrecarga de material. Cuando esta presión es liberada repentinamente, como en el proceso de excavación de una galería subterránea, puede dar lugar a la fractura de la roca y por tanto a la generación de un estallido de la roca.
3. **Presencia de discontinuidades:** Las discontinuidades en la roca, como fracturas, fallas o planos de estratificación, pueden actuar como zonas de debilidad que facilitan la ruptura y el estallido de la roca. Estas discontinuidades pueden amplificar los efectos de concentración de esfuerzos.

4. **Tipo de roca:** Las propiedades mecánicas de la roca, como su resistencia y fragilidad, son factores clave. Las rocas frágiles tienen una tendencia mayor a estallar bajo carga, especialmente cuando se someten a tensiones in situ elevadas, debido a su pérdida abrupta de resistencia una vez que falla la roca. La resistencia de la roca también influye en su capacidad para soportar tensiones antes de romperse.
5. **Velocidad de extracción:** La rapidez con la que se extrae el material de una excavación puede influir en la probabilidad de estallidos de rocas. Una extracción muy rápida puede aumentar los esfuerzos y provocar una ruptura repentina.
6. **Tamaño y forma de la excavación:** La geometría de la excavación, como su tamaño y forma, puede influir en la distribución de los esfuerzos y, por lo tanto, en la probabilidad de estallidos de rocas.
7. **Nivel freático:** La presencia de agua subterránea en el macizo rocoso puede aumentar la presión en las grietas y fisuras de la roca. Esto puede debilitar la roca y contribuir a su fractura repentina.
8. **Actividades de excavación:** La creación de la excavación en sí misma puede inducir tensiones en la roca circundante. Adicionalmente, los métodos de excavación, como la voladura, pueden generar ondas de choque y liberar energía acumulada en la roca, lo que puede contribuir a los estallidos. Las actividades de perforación y carguío de explosivos también pueden generar estrés adicional en la roca y aumentar la probabilidad de generación de un estallido.
9. **Actividad sísmica:** Ya sea natural o inducida por actividades mineras, puede contribuir a los estallidos de rocas. Los movimientos sísmicos pueden desencadenar la liberación de energía acumulada en la roca.

Estos factores interactúan de manera compleja y pueden variar según la ubicación geográfica y las condiciones específicas de la excavación. Por lo tanto, es esencial comprender y evaluar estos factores en el diseño y la operación de excavaciones subterráneas para prevenir y mitigar los estallidos de rocas.

2.2. Tipos de metodologías de estudio de los estallidos de rocas

La gran cantidad de estallidos de rocas y la gravedad de esos incidentes son evidencia incontrovertible de que estos eventos son un problema universal y trascendental que requiere atención inmediata.

En la actualidad se han dedicado grandes esfuerzos a la investigación de los estallidos de rocas. La mayor parte de la investigación se centra en los mecanismos, los factores contribuyentes, la evaluación y predicción de riesgos, y la prevención y mitigación de los desprendimientos de rocas. Las metodologías para estudiar los estallidos de rocas se pueden resumir generalmente en cinco tipos: empírica, analítica, experimental, basada en datos y numérica. Los métodos empíricos son generalmente específicos del sitio y, por lo tanto, difíciles de generalizar. Tanto los métodos analíticos como los experimentales emplean muchos supuestos idealizados que son incapaces de coincidir con las circunstancias reales del campo. Por ejemplo, las condiciones de prueba experimentales generalmente están diseñadas para representar las condiciones de campo, pero el comportamiento de la roca en condiciones experimentales puede ser muy diferente del de campo debido a las

diferentes propiedades de las rocas intactas y los macizos rocosos (Manouchehrian, 2016). Finalmente, los enfoques que hacen uso de datos y técnicas de modelación numérica pueden resultar efectivos y precisos cuando se cuenta con una base de datos sustancial y de fácil acceso (Pu et al., 2020; Zhou et al., 2018).

Con el rápido desarrollo de las tecnologías de la información (TI) y los equipos computacionales, la disponibilidad de equipos informáticos de alta potencia, y la gran cantidad de enfoques numéricos, así como una gran variedad de códigos comerciales o académicos, se han abierto grandes caminos para el análisis y evaluación de problemas complejos en mecánica de rocas e ingeniería de rocas a través de la modelación numérica (Wang et al., 2021).

2.2.1. Modelación numérica

Los modelos numéricos son programas computacionales que intentan representar la respuesta mecánica de un suelo o un macizo rocoso sujeto a un conjunto de condiciones iniciales (esfuerzos in-situ, niveles de agua subterránea, etc.), condiciones de borde y cambios inducidos (excavaciones). En general esta metodología de análisis se utiliza cuando no se dispone de otros métodos (analítico, equilibrio límite), o los disponibles tienden a simplificar demasiado el problema, llevando a soluciones demasiado conservadoras.

Los métodos numéricos permiten realizar una aproximación de la realidad a través de una formulación matemática y una sucesión de operaciones numéricas destinadas a resolver ecuaciones diferenciales. Estas ecuaciones, por lo general, se resuelven de manera matricial hasta alcanzar la convergencia a una solución aproximada, en contraste con la solución analítica de ecuaciones diferenciales, donde la solución es conocida en cada punto. La solución numérica es calculada en un número finito de nodos predefinidos lo que reduce la complejidad del sistema. En el enfoque numérico, los cálculos se realizan en un conjunto discreto de nodos predefinidos, lo que simplifica la complejidad del sistema. En la mayoría de los casos prácticos reales, no es factible resolver estas ecuaciones de manera analítica, por lo que los métodos numéricos utilizan criterios de convergencia para simular el comportamiento del medio en estudio.

Una ventaja significativa de los métodos numéricos radica en su capacidad para la extrapolación a otras áreas con diferentes condiciones de esfuerzo, deformación, resistencia, entre otros parámetros. Esto contrasta con los métodos empíricos, que no son extrapolables y carecen de la capacidad de adaptarse a diversas situaciones. Además de proporcionar una base sólida para explicar el comportamiento físico observado, como el colapso, los métodos numéricos permiten la evaluación de múltiples escenarios y opciones de diseño, lo que resulta fundamental en la investigación y la ingeniería. (Zhou et al., 2018).

Los métodos numéricos usados en ingeniería pueden ser agrupados en dos categorías: métodos continuos y métodos discretos. En los métodos de tipo continuo, el dominio de interés no puede ser separado, manteniendo una continuidad ininterrumpida entre puntos. Por otro lado, en los métodos de tipo discreto, el dominio es separado individualmente en elementos continuos que interactúan entre ellos. Modelos del tipo discreto suelen ser usado en estudios de movimientos de cuerpos rígidos, mientras que los modelos del tipo continuo se privilegian en el estudio de deformación de sistemas (Nikolic et al., 2016).

A continuación, se presenta la Tabla 1 que resume los principales métodos numéricos que se utilizan para el estudio del macizo rocoso en mecánica de rocas.

Tabla 1. Principales métodos numéricos para estudios en macizo rocos.

Tipo de método	Método	Sigla
Continuo	Método de diferencias finitas	FDM
	Método de volúmenes finitos	FVM
	Método de elementos finitos	FEM
	Método de elementos de borde	BEM
Discreto	Método de elementos discretos	DEM
	Método de redes discretas de fracturas	DFN

2.2.1.1. Diferencias Finitas

El método de las diferencias finitas es el método más antiguo para la resolución de un conjunto de ecuaciones diferenciales, dados un conjunto de valores iniciales y unas condiciones de contorno. En el método de las diferencias finitas, cada derivada del conjunto de ecuaciones diferenciales se sustituye directamente por una expresión algebraica que relaciona las variables de campo (desplazamientos, velocidades, etc.) en zonas específicas y discretas de la malla (nodos y zonas). Por tanto, el método de las diferencias finitas, como el de los elementos finitos, implica la discretización (o división) de un medio continuo en partes discretas e individuales (nodos y zonas) en las que se resolverán las ecuaciones del movimiento (nodos) y constitutivas (zonas) para obtener, por un lado, desplazamientos y velocidades y por otro tensiones y deformaciones.

De manera simplificada, puede decirse que un método de análisis numérico de resolución de ecuaciones diferenciales temporales (dependientes del tiempo) es explícito cuando este permite calcular y determinar el estado (inicialmente desconocido) de un sistema, medio o problema objeto de análisis en un tiempo futuro (t_{n+1}), a partir del estado y las condiciones del sistema, medio o problema en el tiempo presente o actual (t_n), que resultan conocidos. Por el contrario, el método implícito permite calcular y determinar el estado (inicialmente desconocido) de un sistema, medio o problema objeto de análisis en un tiempo futuro (t_{n+1}), a partir del estado y las condiciones del sistema, medio o problema en el tiempo presente o actual (t_n), que son conocidas, y en el tiempo futuro (t_{n+1}), que, como se ha dicho, son desconocidas.

A partir de lo anterior, podemos concluir que un método de análisis numérico de resolución de ecuaciones diferenciales temporales es explícito cuando el estado del problema en un tiempo futuro (t_{n+1}) puede calcularse en términos de cantidades conocidas (el estado del sistema en el tiempo t_n). Cuando el estado del problema en un tiempo futuro (t_{n+1}) se calcula a partir de magnitudes conocidas (en t_n) y desconocidas (t_{n+1}), se dice que el esquema de resolución del método de análisis numérico es implícito. En este último caso, es necesario emplear técnicas matriciales o iterativas (caso de los elementos finitos, que usan fundamentalmente un esquema de resolución implícito) para obtener la solución del problema.

Todo lo anterior podría expresarse matemáticamente de forma sencilla considerando la siguiente ecuación diferencial:

$$\dot{y} = f(y, t) \quad (1)$$

Mediante un método de análisis numérico explícito, la anterior ecuación diferencial podría expresarse como:

$$y_{n+1} = y_n + \Delta t \cdot f(y_n, t_n) \quad (2)$$

De la ecuación (2) se observa que efectivamente, el estado futuro del sistema (y_{n+1}) depende exclusivamente del estado presente o actual del mismo, que resulta conocido (y_n y t_n). La magnitud Δt es el paso de tiempo entre el estado y_{n+1} y y_n .

Por el contrario, para un método de análisis numérico implícito, la ecuación diferencial anterior se expresaría como:

$$y_{n+1} = y_n + \Delta t \cdot f(y_{n+1}, t_{n+1}) \quad (3)$$

De la ecuación (3) se observa que, para el método implícito, el estado futuro del sistema (y_{n+1}) se calcula a partir del estado presente o actual del mismo, que resulta conocido (y_n), pero también a partir del estado futuro del sistema (y_{n+1}), que resulta desconocido y aparece en ambos lados de la ecuación. Por tanto, para este último método es necesario utilizar técnicas de cálculo matricial e iterativas.

Otra forma de expresar matemáticamente la diferencia entre un método explícito y un método implícito serían las ecuaciones (4) y (5). Considerando que $Y(t)$ es el estado actual del sistema y $Y(t + \Delta t)$ es el estado futuro del sistema, siendo Δt es el paso de tiempo entre el estado futuro y el actual. Teniendo en cuenta que, para ambos casos (explícito e implícito) es necesario resolver para $Y(t + \Delta t)$. De esta forma, se obtendría lo siguiente:

$$\text{Método explícito:} \quad Y(t + \Delta t) = F(Y(t)) \quad (4)$$

$$\text{Método implícito:} \quad G(Y(t), Y(t + \Delta t)) = 0 \quad (5)$$

De las ecuaciones se observa nuevamente que para el método explícito, la solución del estado futuro del sistema depende exclusivamente del estado presente o actual que es conocido, mientras que para el método implícito, la solución del estado futuro depende tanto del estado futuro (desconocido) como del estado actual o presente (conocido) (Silvestre Ordaz, 2019).

2.2.1.2. FLAC3D

Generalidades

FLAC3D (Fast Lagrangian Analysis of Continua) es un programa de cálculo numérico tridimensional especialmente concebido para analizar problemas geotécnicos, geológicos y mineros. El programa se basa en el método explícito de las diferencias finitas, también conocido como el método de los volúmenes finitos. El software permite tener en cuenta cualquier geometría a través de elementos de forma arbitraria, con condiciones de contorno más o menos generales (esto es, bloqueo de los desplazamientos en la dirección normal a los planos de los contornos laterales y bloqueo de todos los desplazamientos en la base del modelo).

El software permite analizar problemas estáticos y dinámicos fuertemente no lineales en pequeñas o grandes deformaciones, ya sea en suelo o en roca y teniendo en cuenta o no (según el caso) el acoplamiento hidromecánico y la interacción suelo-estructura. Incorpora una gran variedad de modelos constitutivos elásticos, plásticos y elasto-viscoplásticos, así como elementos lineales y superficiales especialmente concebidos para modelizar vigas, pilotes, anclajes, bulones y placas. Así mismo, permite considerar planos de deslizamiento y la interacción suelo-estructura por medio de elementos de tipo “interfase”. El módulo principal del software puede complementarse con tres módulos opcionales (dinámico, fluencia (creep) y térmico).

Los diferentes materiales (suelos, rocas, etc.) se representan por medio de elementos poliédricos en una malla tridimensional que el usuario ajusta para considerar la forma y la geometría del problema en cuestión a analizar. Cada elemento de la malla se comporta según una determinada relación tensión/deformación (ley constitutiva), de carácter lineal o no lineal, en respuesta a las fuerzas aplicadas y a las condiciones del contorno establecidas. Los materiales pueden plastificar y la malla deformarse (en el caso del modo “large strain” o “grandes deformaciones”) y moverse.

FLAC3D resuelve de forma total las ecuaciones dinámicas del movimiento, aunque se trate de problemas cuasi estáticos. La principal ventaja de esta forma de proceder radica en la posibilidad que ofrece FLAC3D al usuario de modelizar de forma muy precisa problemas de inestabilidad física, como es el caso de los estallidos de roca. Esto último, es una de las principales ventajas del software frente a los programas de cálculo numérico basados en el método de los elementos finitos (Silvestre Ordaz, 2019).

Características

Un modelo de FLAC3D está compuesto de “zonas”, desde unos cientos a unas miles o millones de ellas. Por tanto, el modelo más pequeño que podría hacerse con FLAC3D estaría constituido por una única *zona*. Generalmente, las zonas suelen ser de forma hexaédrica, es decir, con ocho vértices y seis caras, aunque también pueden ser en forma de pirámide, cuña, o tetraedro.

Los vértices de las *zonas* corresponden a los *nodos*. La combinación de las *zonas* y los *nodos* dan lugar a la malla de FLAC3D. Durante el cálculo, las ecuaciones mecánicas se resuelven para cada *zona/nodo*. La Fig. 1 muestra el detalle de una malla y las *zonas* y *nodos* que la componen.

FLAC3D 7.00
©2021 Itasca Consulting Group, Inc.
Academic Model

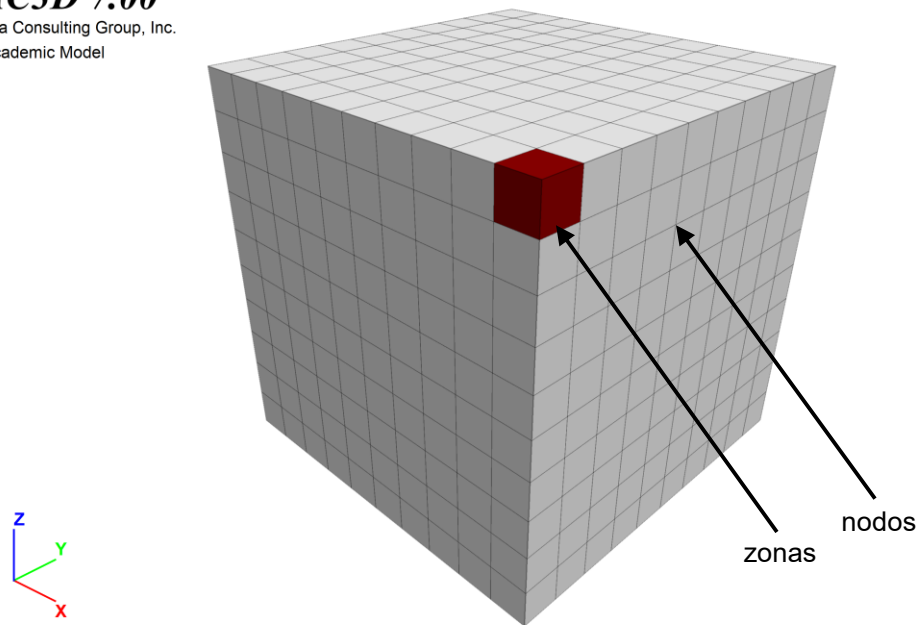


Fig. 1. Ejemplo de malla, zonas y nodos en FLAC3D.

En FLAC3D, es el usuario el que lleva a cabo la discretización del medio o problema objeto de análisis en *zonas* hexaédricas. Posteriormente, FLAC3D, de manera automática, discretiza estas *zonas* hexaédricas en grupos de tetraedro cuyos vértices son los *nodos* de la malla, tal y como se ha mencionado anteriormente. Generalmente, cada *zona* hexaédrica se divide en dos grupos (overlays) de 5 tetraedros cada uno, tal y como muestra en la Fig. 2.

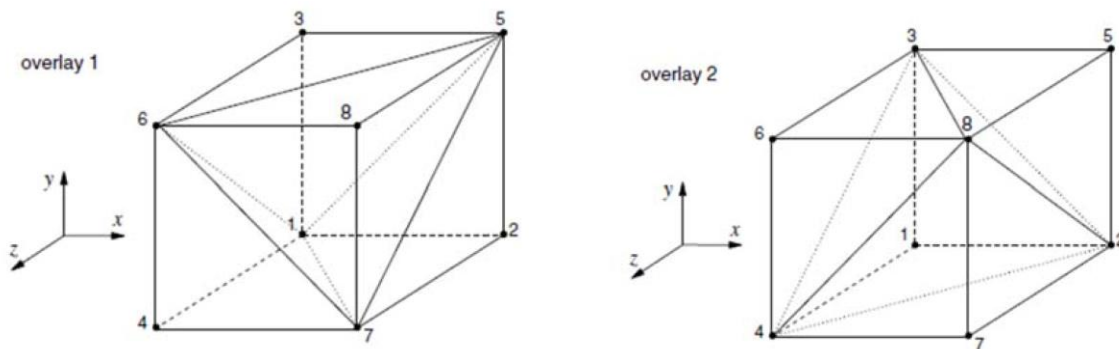


Fig. 2. División de las zonas en elementos tetraédricos.

Así pues, las fuerzas nodales se evalúan a partir de la media entre los dos grupos de tetraedros. Cada uno de estos tetraedros tiene una deformación y tensión constante (única y homogénea) dentro del propio tetraedro, que irá variando a lo largo del cálculo. La deformación volumétrica de la *zona* se computa como la media de los tetraedros que la componen, mientras que la deformación desviadora se calcula para cada tetraedro independientemente. La división de las *zonas* en tetraedros se debe a la versatilidad de este elemento geométrico a la hora de aplicar las ecuaciones matemáticas del esquema de resolución numérica.

Ciclo de calculo

El método explícito de resolución en diferencias finitas de FLAC3D está basado en el principio de propagación y disipación de la energía cinética en un cuerpo deformable en movimiento. La solución numérica implementada en el software se fundamenta en el empleo de las ecuaciones dinámicas de movimiento. Es decir, se trata de resolver un problema estático por medio de las expresiones dinámicas. El ciclo de cálculo explícito básico de resolución de FLAC3D, referido a un paso de cálculo (step) Δt , se presenta de forma esquemática en la Fig. 3.

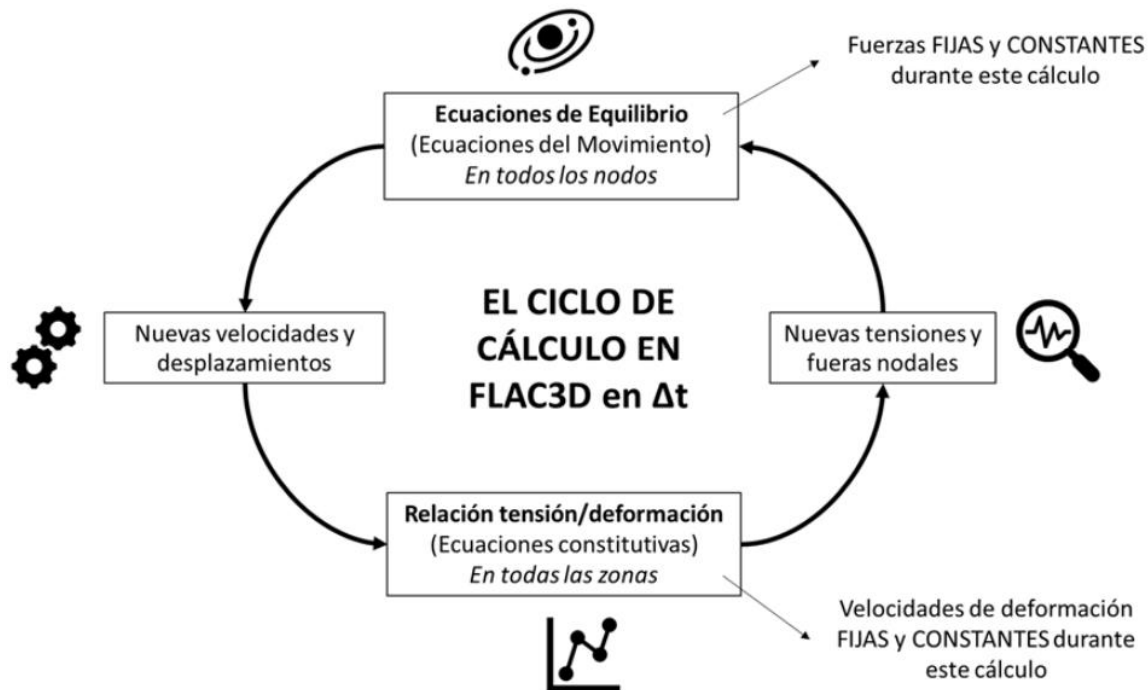


Fig. 3. Esquema del ciclo de cálculo explícito en FLAC3D.

Tal y como puede apreciarse en la Fig. 3, el ciclo de cálculo en FLAC3D se inicia a partir del cálculo de las aceleraciones de los nodos del modelo, empleando para ellos las ecuaciones dinámicas de movimiento, siendo conocidas las fuerzas que actúan en ellos (primer recuadro de la figura anterior). Una primera integración de las aceleraciones en el paso de cálculo $\Delta t/2$ permite obtener las velocidades de los nodos y una segunda integración en el siguiente paso de cálculo $\Delta t/2$ permite obtener los desplazamientos de los nodos (segundo recuadro de la figura anterior). A partir de las velocidades y los desplazamientos de los nodos, se pueden calcular las velocidades de deformación y las deformaciones de las zonas y, empleando las ecuaciones constitutivas (relaciones tensión/deformación), se obtienen las tensiones en las zonas del modelo (tercer recuadro de la figura anterior). Finalmente, a partir de las tensiones calculadas en las zonas, se calculan las nuevas fuerzas en los nodos (cuarto recuadro de la figura anterior), iniciándose así un nuevo ciclo de cálculo y repitiéndose el proceso descrito de nuevo.

Observando el ciclo de cálculo de FLAC3D anterior, podría entenderse que el cálculo continuará hasta que la resultante de las fuerzas actuando sobre los nodos del modelo sea nula, y por tanto los nodos estén en equilibrio perfecto. Esto es así en el sentido estricto, formal y teórico. Sin embargo, llegado un determinado momento del cálculo, las fuerzas desequilibradas de los nodos serán muy

pequeñas en comparación con las fuerzas que actúan sobre ellos en ese momento. Estas pequeñas fuerzas desequilibradas producirán cambios muy poco significativos en los desplazamientos y velocidades de los nodos y en las deformaciones y tensiones de las zonas (cambios que únicamente se observarán a partir del cuarto o quinto decimal). Por tanto, podría considerarse que el modelo ha alcanzado un estado de equilibrio, aunque no en el sentido exacto del término, pues sigue existiendo una componente de fuerzas desequilibrada en los nodos, aunque es despreciable. Así pues, en FLAC3D, es el usuario quien define la magnitud de la fuerza desequilibrada en los nodos a partir de la cual se considera que el modelo está en estado de equilibrio y que dicha fuerza desequilibrada ya no tiene influencia significativa sobre la magnitud de los resultados. Generalmente, se considera que el modelo está en equilibrio cuando la razón (ratio) entre las fuerzas desequilibradas y las fuerzas totales actuando sobre los nodos es igual o inferior a 1×10^{-5} . Dicho de otra manera, los nodos de un modelo de FLAC3D que se considera en equilibrio no estarán totalmente “quietos” (velocidad nula), pero sí lo suficientemente “quietos” para considerar que el modelo está en equilibrio (Silvestre Ordaz, 2019).

2.3. Evaluación energética de los eventos de estallidos de rocas

Tal como se mencionó anteriormente, los estallidos de roca son un fenómeno dinámico de carácter instantáneo que ocurre en los yacimientos mineros subterráneos, donde se tienen registros de estos eventos desde hace décadas. En la actualidad existen diversos estudios al respecto que están orientados a la predicción y los mecanismos de estos, realizando análisis principalmente en base a los esfuerzos y a los desplazamientos. Estudios más reciente han implementado otro enfoque para estudiar estos fenómenos, como es el caso de T. Hauquin (Hauquin, 2016) quien demostró, a partir de consideraciones teóricas y en línea con lo sugerido por otros autores, que la intensidad de la inestabilidad de un sistema puede ser caracterizada por el exceso de energía cinética que teóricamente es necesario disipar (W_k) para que vuelva a un nuevo estado de equilibrio tras la falla.

La energía total liberada en un evento de estallido de rocas se compone de la energía de deformación liberada dentro de la roca de las excavaciones y, si la hay, de la energía sísmica producida por eventos sísmicos remotos. Para el macizo rocoso no soportado, la energía liberada total se puede disipar de tres maneras: fracturamiento de la roca (W_{plas}), vibración y calor de la roca (W_v), y energía cinética (W_k). Este último componente, es de gran interés debido a que se manifiesta a través de ondas sísmicas que se propagan al interior del macizo rocoso y que pueden generar la expulsión y proyección violenta de masas de roca en la cara libre de alguna estructura subterránea.

La energía cinética liberada en un estallido de rocas se puede determinar por dos métodos principales (Hauquin et al., 2018):

- I. **Método implícito:** consiste en aplicar el primer principio de la termodinámica, asociado a la ley de conservación de la energía entorno al fenómeno físico del estallido de rocas. Se identifican los diferentes componentes energéticos que participan en los procesos de conversión y transferencia de energía en dos estados de equilibrio estático diferentes, es decir, sin considerar las transferencias de energía en los estados intermedios. Una vez dilucidados los componentes, estos se calculan utilizando sus respectivas ecuaciones analíticas considerando el escenario de análisis inicial y final. Este método permite considerar sistemas complejos, pero es global e indirecto, es decir, que el valor de W_k se deduce del balance de energía, pero no se calcula de forma independiente y directa, por lo tanto, no se puede determinar la ubicación y el momento en el que se disipa la energía cinética. A pesar de este

gran inconveniente, tiene la ventaja de poder aplicarse a los métodos numéricos más habituales (elementos finitos y diferencias finitas);

- II. **Método explícito:** se basa en un cálculo local directo de W_k en tiempo y espacio a través de un modelo numérico con esquema de resolución dinámico. Este método a través de las fuerzas de amortiguamiento en los nodos del modelo en conjunto con los desplazamientos nodales permite determinar directamente la magnitud de la energía cinética liberada en un evento de estallido de rocas.

A continuación, se presenta el detalla de cálculo de cada uno de estos métodos de resolución de la energía cinética liberada en un evento de estallido de rocas en una galería subterránea.

2.3.1. Método implícito de cálculo de W_k

El equilibrio de la energía almacenada en una unidad de roca proporciona la energía que se puede disipar cuando ocurre un cambio geométrico y/o tensional en la masa esta. Este balance energético ha sido revisado en detalle por diferentes autores (Cook et al., 1966, Salamon, 1984) para entender la fuente, distribución y liberación de los distintos componente de energía en un estallido de deformación.

A continuación, se plantea la evaluación de un escenario simplificado, compuesto por dos etapas análisis, como se observa en la Fig. 4., para entender el origen de los distintos componentes de energía que intervienen en un estallido de deformación.

En la etapa (I), se considera el estado natural del macizo rocoso a una cierta profundidad de la superficie terrestre. En una etapa posterior (II) se realiza una excavación circular de una abertura subterránea sobre la roca de estudio. A partir del sistema configurado, se analizan los cambios de energía que ocurren entre las etapas (I) y (II) sobre el volumen de roca in – situ no excavada (Fig. 4).

En la etapa inicial (I), antes de realizar la excavación, la masa de roca aislada considerada está en equilibrio bajo un conjunto de fuerzas límites que actúan en la superficie del sistema, y que representan los esfuerzos in – situ de la roca. En consecuencia, la masa de roca posee un estado tensional interno, y por tanto, una cierta cantidad de energía de deformación elástica U_c . Así mismo, debido a la ubicación espacial de su centro de gravedad, la masa rocosa también posee una energía potencial gravitacional, E_{gp} .

En la etapa final (II), en respuesta a la realización de la abertura subterránea, las fuerzas externas que actúan en el límite del sistema efectúan un trabajo W_{ext} . En el volumen restante de roca, hay un aumento de la energía de deformación elástica ΔU_c en comparación con el estado inicial U_{ci} , debido a la redistribución de esfuerzos en el modelo. Así mismo, la energía potencial gravitacional del sistema también posee una variación en relación a su valor inicial E_{gpi} , en una cantidad ΔE_{gp} , ya que existe un desplazamiento del centro de gravedad del macizo rocoso en dirección a la excavación producto de la roca minada o extraída.

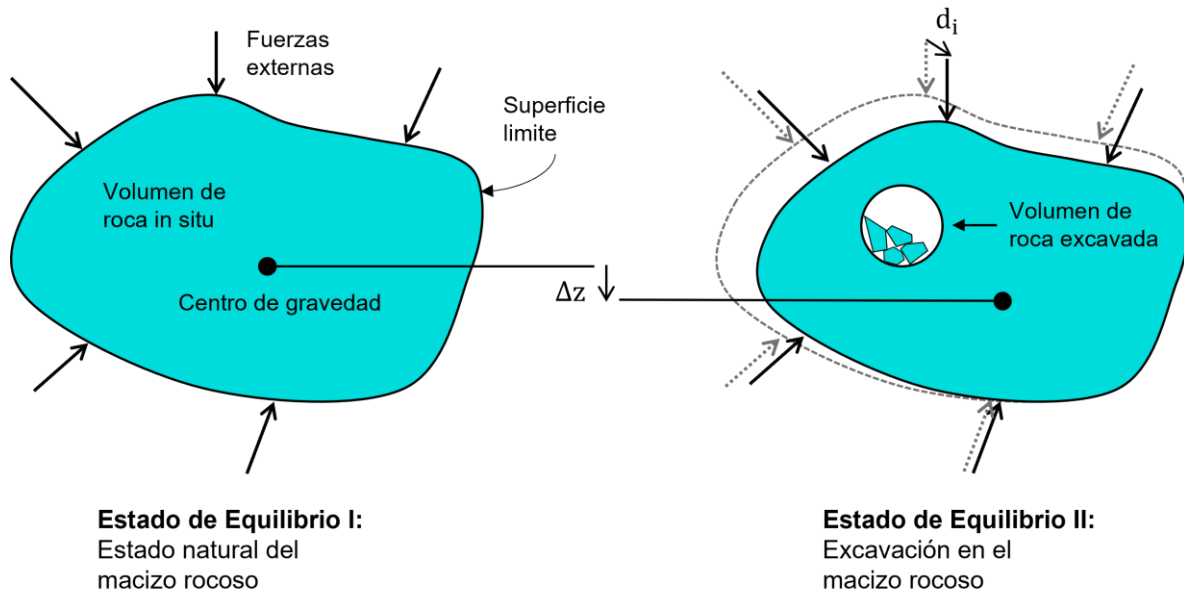


Fig. 4. Cambios de energía inducidos por la creación de una excavación considerando un macizo rocoso cerrado.

De acuerdo con la primera ley de la termodinámica, el balance de energía en el sistema cerrado entre los dos estados de equilibrio se expresa a través de la siguiente ecuación:

$$U_{ci} + E_{gpi} = U_{cf} + E_{gpf} - W_{ext} \quad (6)$$

Si se agrupan los términos de energía asociados a la variación entre el estado inicial y final, se obtiene la siguiente expresión:

$$W_{ext} = \Delta U_c + \Delta E_{gp} \quad (7)$$

Salamon (1984) demostró a través de varios ejemplos analíticos que: $W_{ext} > \Delta U_c + \Delta E_{gp}$. De acuerdo con la ecuación (7), la consecuencia de esta desigualdad se debe a que un porcentaje de disipación de energía debe estar involucrado en el sistema, para que este recupere el equilibrio en un tiempo posterior a la excavación.

La naturaleza de esta energía disipada se puede desglosar en dos componentes principales. Primeramente, la energía liberada por la roca que falla, es decir, que presenta plastificación W_{plas} . Y, en segundo lugar, un componente energético, correspondiente a la energía cinética W_k , que se manifiesta como una onda sísmica que viaja a través del macizo rocoso y que puede derivar en la expulsión de fragmentos de roca a gran velocidad.

De esta forma, la energía liberada por un fenómeno de estallido de rocas queda formulado a partir de la siguiente expresión (Hauquin et al., 2018):

$$W_k + W_{plas} = W_{ext} - (\Delta U_c + \Delta E_{gp}) \quad (8)$$

Si sobre esta expresión, se considera el análisis de un medio elástico ideal, donde no existe la disipación de energía por fracturamiento o deformación inelástica de la roca, la energía cinética liberada resulta:

$$W_k = W_{\text{ext}} - (\Delta U_c + \Delta E_{\text{gp}}) \quad (9)$$

Si sobre cada etapa del esquema ejemplificado en la Fig. 4 se considera un sistema de volumen V , discretizado en elementos voluminosos de malla i , estando V delimitado por una superficie S discretizada en mallas superficiales separadas por nodos j , los términos W_{ext} y E_{gp} se pueden evaluar de forma discretizada a través de las siguientes expresiones, respectivamente:

$$W_{\text{ext}j} = |\vec{F}_j \cdot \vec{u}_j| \quad (10)$$

$$\Delta E_{\text{gp}i} = m_i \cdot \vec{g} \cdot \vec{v}_i \quad (11)$$

donde $\vec{F}_j$ corresponde a las fuerzas externas actuantes en el nodo j , $\vec{u}_j$ a la magnitud del vector desplazamiento en el nodo j , m_i a la masa del elemento i , $\vec{g}$ a la fuerza potencial gravitatoria, y $\vec{v}_i$ a la variación en la altimetría del centro de gravedad del elemento i en un sistema de referencia arbitrario.

De esta forma los valores totales de W_{ext} y E_{gp} entre dos estados de equilibrio estático, quedan determinados a partir de las ecuaciones (12) y (13) respectivamente.

$$W_{\text{ext}} = \sum_j W_{\text{ext}j} \quad (12)$$

$$E_{\text{gp}} = \sum_i E_{\text{gp}i} \quad (13)$$

2.3.2. Energía de deformación elástica U_c

La energía de deformación almacenada en el macizo rocoso determina la cantidad de energía disponible para generar derrumbes una vez que se realiza una abertura subterránea. El potencial de estallido de rocas aumentará, por lo tanto, con el aumento de la energía almacenada.

La energía almacenada en una unidad de volumen se denomina densidad de energía de deformación. Un continuo está compuesto de muchas unidades estructurales pequeñas, y cada una de ellas almacena cierta energía de deformación.

La densidad de energía de deformación proporciona una forma de entender la falla de la roca. Dado que el cambio en la energía de deformación pasa por todo el proceso de falla de la roca, cuando la densidad de energía de deformación excede un cierto valor, la roca cede o falla (Vazaios et al., 2019). En esta misma línea, Jiang et al., establece que cuanto mayor sea la liberación de energía elástica en un macizo rocoso localizado, mayor será la posibilidad de falla frágil asociada a una energía dinámica.

La densidad de energía de deformación en una unidad de roca en cualquier instante de tiempo en un esquema de resolución dinámico se puede expresar como:

$$u_i = \frac{1}{2E} [(\sigma_1(t)^2 + \sigma_2(t)^2 + \sigma_3(t)^2 - 2\nu(\sigma_1(t) \cdot \sigma_2(t) + \sigma_1(t) \cdot \sigma_3(t) + \sigma_2(t) \cdot \sigma_3(t)))] \quad (14)$$

donde u_i corresponde a la densidad de energía de deformación promedio para un elemento volumétrico i en Pascales (Pa), E al módulo de Young, ν al coeficiente de Poisson, σ_1 , σ_2 , σ_3 a los esfuerzos principales máximo, intermedio, y menor respectivamente, y t al instante temporal de análisis.

Una vez que se estima la densidad de energía de deformación promedio de un elemento, la energía de deformación promedio para el volumen de roca, se calcula multiplicando la densidad de energía de deformación u_i con el volumen de roca V_e :

$$U_i = u_i \cdot V_e \quad (15)$$

2.3.2.1. Evaluación analítica

En el año 1852, Lamé publicó una solución de forma cerrada en dos dimensiones, para determinar las tensiones y desplazamientos inducidos en un cilindro elástico hueco sometido a cargas radiales en sus superficies exteriores e interiores. Este método matemático fue una de las metodologías científicas pioneras en representar una abertura circular con una presión interna uniforme, ubicado en una masa rocosa elástica sometida a un campo de tensión hidrostática in situ.

Las ecuaciones (16), (17) y (18) derivadas de la solución de Lamé, permiten determinar los esfuerzos inducidos radiales (σ_r), tangenciales (σ_t), y axiales (σ_a) entorno a una excavación circular en un medio elástico semi-infinito, sujeto a tensiones principales iniciales de campo lejano en condiciones de deformación plana Fig. 5.

$$\sigma_r = \frac{p \cdot r_e^2}{r_e^2 - r_i^2} \left(1 - \frac{r_i^2}{r^2} \right) \quad (16)$$

$$\sigma_t = \frac{p \cdot r_e^2}{r_e^2 - r_i^2} \left(1 + \frac{r_i^2}{r^2} \right) \quad (17)$$

$$\sigma_a = (\sigma_r + \sigma_t)\nu \quad (18)$$

donde: p corresponde a la tensión hidrostática externa, r_i al radio de excavación de la abertura subterránea, r_e al radio del límite exterior del cilindro, r al radio donde se desean determinar los esfuerzos, y ν al coeficiente de Poisson del medio rocoso.

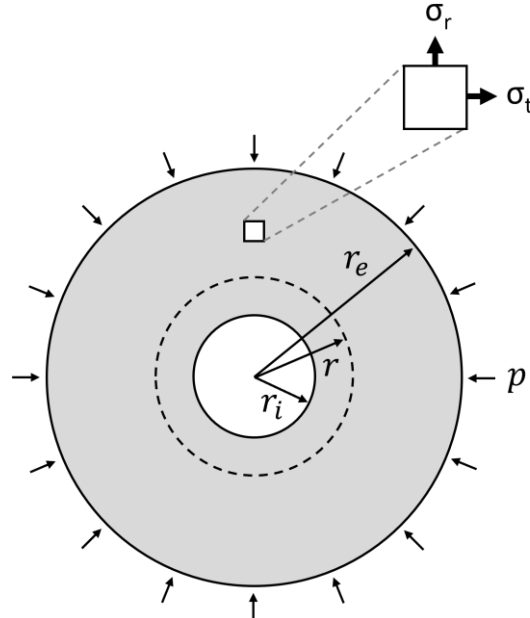


Fig. 5. Cilindro de pared gruesa sin presión interna propuesto por Lamé.

Con la obtención del campo tensional es posible estimar el valor analítico de la variación de energía de deformación elástica almacenada entre el estado de equilibrio inicial (macizo rocoso intacto) y final (macizo rocoso con excavación), a través de la ecuación (14). En base a la simetría cilíndrica, los esfuerzos axiales, tangenciales, y radiales, pueden corresponderse con los esfuerzos principales mayores, intermedios y menores, respectivamente.

2.3.3. Método explícito de cálculo de W_k

Como se mencionó al inicio de la sección, el método implícito de determinación de la energía cinética no permite identificar las zonas del modelo donde se crea y se disipa energía, y por tanto analizar la evolución de esta en el espacio – tiempo. Para ello, es necesario recurrir a cálculos dinámicos locales (método explícito) que consideren las fuerzas desequilibradas en los estados transitorios del modelo entre dos estados de equilibrio diferentes. Esto es posible con una resolución explícita basada en una discretización temporal de los resultados.

En un esquema de cálculo numérico, como por ejemplo el del software FLAC3D, la energía cinética de cada nodo i del modelo ($W_{k,i,t}$) varía en una cantidad $\delta E_{k,i,t}$, durante cada paso de tiempo δt , proporcional a la fuerza desequilibrada que actúa sobre el nodo ($\vec{F}_{i,t}$) y a la velocidad que experimenta el nodo ($\vec{v}_{i,t}$). Si se espera una solución de equilibrio, la energía cinética que no se disipa por la plasticidad debe amortiguarse progresivamente (hasta $E_{k,i,t} \approx 0$) mediante un factor numérico, procedimiento que reproduce el proceso de fricción del macizo rocoso. Entre los diferentes tipos de amortiguamiento numérico existentes, para obtener la energía cinética liberada está ampliamente aceptado en el campo, la utilización del “amortiguamiento local no viscoso”, que consiste en disipar una fracción de la variación de la energía cinética (Hauquin, 2016):

$$W_{k,i,t} = \alpha \cdot \delta E_{k,i,t} = \alpha \cdot (\vec{F}_{i,t} \cdot \vec{v}_{i,t}) \cdot \delta t \quad (19)$$

La amortiguación local tiene la ventaja de depender de un único parámetro, que es el factor de amortiguación adimensional α :

$$\alpha = D \cdot \pi \quad (20)$$

donde D es la fracción de la amortiguación crítico, un parámetro empírico que no tiene bien establecido un fundamento físico. Para simulaciones dinámicas realistas, T. Hauquin en su investigación recomienda la utilización de $D = 8\%$, correspondiente a $\alpha = 0.25$ (Hauquin et al., 2018).

La formulación local e instantánea establecida por la ecuación (19), permite obtener la energía cinética disipada instantáneamente por el modelo $W_{k,i}$ para un nodo i dado, cuando este valor se integra durante toda la totalidad del tiempo de cálculo, se obtiene:

$$W_{k_i} = \sum_t W_{k,i,t} \quad (21)$$

Finalmente, la energía cinética amortiguada total dentro del modelo durante la transición de un estado de equilibrio a otro se obtiene integrando la energía cinética amortiguada de todos los nodos durante todo el tiempo de cálculo, representado por la siguiente expresión:

$$W_k = \sum_i \sum_t W_{k,i,t} \quad (22)$$

A partir de la ecuación (22) es posible determinar en cualquier instante de tiempo y en cualquier lugar del modelo el valor de la energía cinética liberada por un evento de estallido de rocas.

2.3.4. Indicadores energéticos

En las últimas décadas, los académicos han propuesto una serie de índices o indicadores de predicción y evaluación del potencial de estallidos de rocas basados en una variedad de teorías y fenómenos desde los aspectos de resistencia, rigidez, energía, estabilidad, fractura, daño, etc. (Li et al., 2013).

En la actualidad, los indicadores propuestos de predicción y evaluación de estallidos de rocas se pueden clasificar generalmente en dos categorías: (1) indicadores basados en el criterio esfuerzo/resistencia, como tensión tangencial, tensión axial, resistencia a la compresión uniaxial (σ_c) y tensión principal mayor (σ_1), en el que los índices representativos son σ_t / σ_c (Russenes, 1974), σ_c / σ_1 (Barton et al., 1974), σ_a / σ_c (Turchaninov et al., 1972), σ_c / σ_t (Hoek y Brown, 1980), σ_c / σ_1 (Tao, 1988), exceso de esfuerzo cortante (ESS) (Ryder, 1988), σ_c / σ_t (Peng et al., 1996) $(\sigma_1 - \sigma_3) / \sigma_c$ (Castro et al., 2012), etc.; y (2) indicadores basados en el criterio de energía, como la energía de deformación elástica y la energía de deformación elastoplástica, en los cuales los índices representativos son el coeficiente de almacenamiento de energía de deformación (Kidybiński, 1981), la relación entre energía cinética y energía liberada (W_k / W_r) (Hedley, 1992), tasa de liberación de energía (ERR) (Salamon, 1984; Kaiser et al., 1996), índice de potencial de explosión (BPI) (Mitri et al., 1999), tasa de liberación de energía local (LERR) (Jiang et al., 2010; Wiles, 2002), carga rigidez del sistema (LSS) (Wiles, 2002), densidad de energía de deformación (SED) (WATTIMENA et al., 2012), etc.

Dada la complejidad inherente de las condiciones geológicas y de construcción, junto con los impactos ocasionados por actividades de minería o excavación, resulta altamente desafiante anticipar eventos de estallidos de rocas mediante métodos analíticos y experimentales. Estos

métodos suelen basarse en numerosas suposiciones idealizadas. Por otro lado, el modelado numérico permite simular el comportamiento elastoplástico, no lineal y posterior al pico de resistencia de los macizos rocosos, así como los efectos de las tensiones in situ y las características geológicas en proyectos de minería o excavación. Esto proporciona a los investigadores la capacidad de comprender y abordar situaciones del mundo real en ingeniería subterránea. Por lo tanto, la utilización de modelos numéricos en conjunto con índices de predicción y evaluación se convierte en una herramienta valiosa para que investigadores e ingenieros estimen eventos de estallidos de rocas.

El uso de estos indicadores combinados con métodos numéricos se ha convertido en un enfoque fácil, útil y aplicable para predecir cualitativa y cuantitativamente los riesgos de explosión de rocas para proyectos de investigación e ingeniería. No obstante, es importante destacar que los diversos indicadores utilizados para predecir y evaluar los estallidos de rocas presentan ciertas limitaciones y alcances. Esto se debe a que la mayoría de estos índices se basan en casos particulares de diferentes regiones del mundo, donde las condiciones geológicas, las propiedades de las rocas, la geometría de las estructuras y los efectos generados por las excavaciones varían significativamente (Wang et al., 2021).

A continuación, se presentan dos índices destacados de la literatura que se encuentran relacionados con la tasa de liberación de energía y con la fragilidad de la roca, y que se plantean como parte de una serie de indicadores de la intensidad y la probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas.

2.3.4.1. Almacenamiento máximo de energía de deformación elástica

La capacidad de un macizo rocoso para almacenar energía está asociada con su resistencia y deformabilidad. Las trayectorias de tensión dentro de la roca que se originan desde la condición in situ hasta el estado de tensión inducido en las paredes del túnel o en el frente de la excavación, gobiernan la respuesta del macizo rocoso y el posterior almacenamiento y liberación de energía. Los macizos rocosos sometidos a esfuerzos de confinamiento de gran magnitud tienen la capacidad de almacenar más energía de deformación antes del desconfinamiento, lo que conduce a un mayor potencial de estallido de rocas.

En el estado tridimensional de tensión, el límite de almacenamiento de energía U_c , puede calcularse mediante la siguiente ecuación empírica (Xie et al., 2005):

$$U_c = \frac{\sigma_c^3}{2E(\sigma_1 - \sigma_3)} \quad (23)$$

donde σ_c corresponde a la resistencia a la compresión uniaxial de la roca.

De esta forma, a partir de las ecuaciones (14) y (23) es posible evaluar el valor de energía de deformación actual de la roca en conjunto con su valor de almacenamiento máximo de energía de deformación (en unidades de densidad de energía) en cada instante de tiempo, y por tanto, establecer las zonas del modelo donde se es superada la capacidad límite de acumulación de energía de la roca.

2.3.4.2. Tasa de liberación de energía local (LERR)

Cook (1965), Cook et al. (1966), Rice (1983) y Salamon (1974) plantearon teóricamente el problema de las fallas violentas como un problema de inestabilidad del equilibrio que conduce a la

aparición de un exceso de energía comúnmente conocido como energía radiada. La magnitud de dicho término de energía depende de la energía de deformación disponible en la roca, la energía consumida durante el proceso de falla y la energía de deformación que permanece en el sistema cuando cesa la falla. Las fallas violentas se caracterizan por la radiación de energía, mientras que las fallas no violentas ocurren gradualmente con poca o ninguna radiación de energía. Por lo tanto, la ocurrencia de las fallas violentas puede analizarse por la magnitud de la energía radiada por las fallas de las rocas. Además, este enfoque implica que una vez que la falla de la roca es violenta, la extensión de la zona de falla puede contribuir a la intensidad de tales fallas al aumentar la magnitud de la energía radiada (Khademian and Ozbay, 2019).

Como se mencionó recientemente, para que se desarrolle un estallido de deformación debe existir una liberación abrupta de energía en el contorno de la estructura subterránea, es decir, una magnitud de energía considerable debe liberarse en la cara libre de la excavación en milésimas de segundo. Este factor de ocurrencia del estallido se puede relacionar directamente con la capacidad asociada a la pérdida de rigidez de la roca una vez superado el límite de fluencia, lo que se puede representar concretamente con el índice LERR (tasa de liberación de energía local).

El índice LERR hace referencia a la liberación repentina de energía almacenada en la masa rocosa por volumen cuando la energía de deformación concentrada en un área local de roca es mayor que su capacidad límite durante la excavación. El índice se puede calcular mediante un análisis numérico que tiene en cuenta la diferencia de energía almacenada en el macizo rocoso antes y después de la rotura frágil, utilizando un modelo constitutivo elásto-plástico frágil. En este sentido, el índice LERR posee la capacidad de rastrear la traza de energía de un solo elemento en el proceso de excavación determinando la trayectoria de tensión de la masa de roca para localizar la unidad que está acumulando mayor tensión o liberándola (Qinghua et al., 2016).

El cálculo del LERR ignora las pequeñas cantidades de energía liberada asociadas a elementos generados por fallas no frágiles. La tasa de liberación de energía de un elemento que genera falla frágil se multiplica por el volumen del elemento para obtener su liberación de energía elástica. La ecuación que describe el cálculo del índice se expresa de la siguiente forma:

$$LERR_i = U_{i\max} - U_{i\min} \quad (24)$$

donde $LERR_i$ es la tasa de liberación de energía local del i -ésimo elemento, $U_{i\max}$ y $U_{i\min}$ son los valores máximo y mínimo de la magnitud de energía de deformación elástica antes y después de la falla frágil del i -ésimo elemento, respectivamente.

El valor máximo y mínimo de la energía de deformación considerado antes y después de la falla frágil de la roca, respectivamente, se encuentran dados por las siguientes expresiones:

$$U_{i\max} = \frac{V_i}{2E} [(\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3))] \quad (25)$$

$$U_{i\min} = \frac{V_i}{2E} [(\sigma'_1{}^2 + \sigma'_2{}^2 + \sigma'_3{}^2 - 2\nu(\sigma'_1\sigma'_2 + \sigma'_1\sigma'_3 + \sigma'_2\sigma'_3))] \quad (26)$$

donde σ_1 , σ_2 y σ_3 son los tres esfuerzos principales correspondientes a la energía de deformación máxima del elemento, σ'_1 , σ'_2 y σ'_3 son los tres esfuerzos principales correspondientes a la energía de deformación residual del elemento, y V_i es el volumen del i -ésimo elemento.



A partir del cálculo del LERR en cada zona de discretización del modelo, el valor promedio del LERR considerando la totalidad de los elementos en el modelo, queda determinado a través de la siguiente expresión:

$$\overline{\text{LERR}} = \frac{\sum_i^n \text{LERR}_i}{\sum_i^n V_i} \quad (27)$$

donde n corresponde al número de elementos que experimentan una falla frágil.

Capítulo 3. Influencia de los parámetros geotécnicos, las tensiones in situ y la velocidad de avance del túnel, en la energía de deformación del estallido de rocas

3.1. Introducción

En la actualidad el enfoque teórico que se ha adoptado comúnmente para estudiar y prevenir la ocurrencia de los estallidos de rocas en galerías subterráneas se ha centrado en el balance de energía mecánica desarrollado por Salamon (1984), que permite calcular cada uno de los componentes energéticos que forman parte del equilibrio termodinámico del macizo rocoso durante la construcción de un desarrollo minero (análisis desarrollado en la sección 2.3.1).

Chen and Guo (2020) acreditaron que, al refinarse gradualmente este proceso de distribución de energía del estallido de roca, la principal energía a considerar durante el fenómeno de falla de la roca corresponde a la energía de deformación elástica. Este parámetro ha sido catalogado como la variable precursora de todos los procesos energéticos asociado a los eventos de desprendimiento de rocas, y por tanto, su generación, propagación y disipación es de un gran interés en el industria minera.

Como se mencionó en el ítem 1.1.1, pese a los grandes avances y las numerosas investigaciones en la materia, en la actualidad aún no se logra obtener una comprensión total del fenómeno físico de los estallidos de rocas ni de cómo afectan cada uno de los múltiples factores a la frecuencia de ocurrencia y a la magnitud de estos eventos.

El propósito principal de este capítulo es identificar, por medio de 24 modelos numéricos realizados en el software FLAC3D, los factores que tienen una influencia más significativa en la cantidad de energía de deformación almacenada en una roca que se encuentra propensa a experimentar un estallido de rocas. En la totalidad de los modelos se simula el proceso de excavación de una abertura subterránea cilíndrica en un medio rocoso elástico finito sometido a esfuerzos predefinidos. El análisis considera el cálculo de la energía de deformación total de los modelos, en conjunto con la determinación de la magnitud y la distribución espacial de la energía de deformación máxima de las simulaciones. Los modelos de estudios se componen de la variación de distintos parámetros geomecánicos del macizo rocoso: (1) módulo de Young (E); (2) coeficiente de Poisson (ν); (3) magnitud de los esfuerzos in situ (σ_x , σ_y , σ_z); (4) relación de esfuerzos horizontales y verticales (k_x , k_z); como de parámetros operacionales: (5) paso de excavación de la abertura subterránea.

3.2. Metodología

Para el análisis de este estudio se adoptaron los siguientes pasos metodológicos:

1. Construcción del modelo base de análisis numérico para el estudio de la energía de deformación.
2. Definición de los escenarios de análisis en base a la variación de parámetros mecánicos, tensionales y operacionales.

3. Validación analítica de los diferentes modelos numéricos construidos mediante el cálculo de la energía de deformación mediante las ecuaciones de Lamé.

3.2.1. Modelación de la energía de deformación U_c

Para la simulación de los distintos modelos numéricos se utilizó el software FLAC3D (v7.0). Este código de diferencias finitas en conjunto con el lenguaje de programación interno FISH, permitió realizar el cálculo de la energía de deformación elástica de los modelos predefinidos, a partir de los parámetros elásticos de la roca y de la distribución de las tensiones inducidas por la excavación.

Adicionalmente, la implementación y creación de funciones externas por medio del código FISH permitió: (1) determinar los valores totales y máximos de la energía de deformación tanto en la extensión completa de los modelos, como en el volumen por delante del frente de avance; (2) identificar espacialmente las zonas de los modelos que presentaban una mayor magnitud del ΔU_c ; y (3) estimar el radio de influencia en torno a la excavación, donde las magnitudes de ΔU_c representaban un porcentaje importante de la energía de deformación máxima del modelo.

Se realizaron 24 escenarios de análisis, donde se simuló el proceso de excavación de una abertura circular en un medio elástico continuo cilíndrico (sin fallas ni fracturas). Los distintos modelos se discretizaron en aproximadamente 70.000 elementos cuadriláteros de diferentes tamaños, tal como se ilustra en la Fig. 6.

La geometría inicial de la totalidad de los modelos simulados fue idéntica, y correspondió a un cuarto de la simetría cilíndrica, con la finalidad de obtener un mayor ahorro de los recursos computacionales. En términos dimensionales, los modelos se conformaron por un radio de excavación de 1 (m), un radio exterior de análisis de 10 (m), una longitud del modelo en la dirección axial al plano $z - x$ de 50 (m) y un paso de excavación de dimensión variable, dependiente del escenario de análisis (detallado en la siguiente sección).

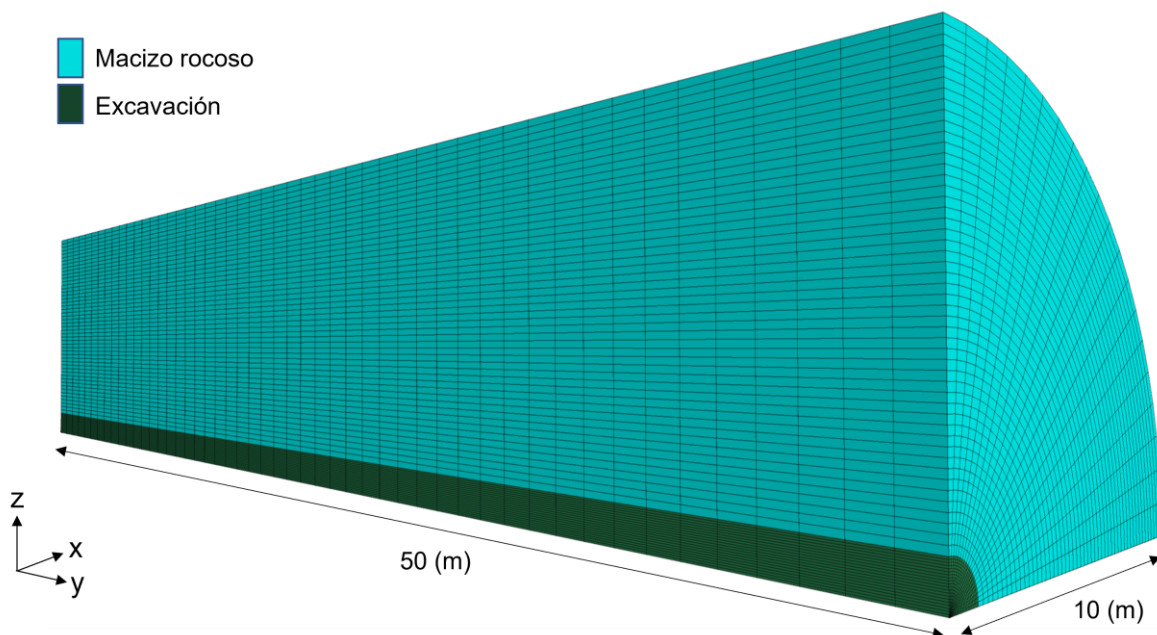


Fig. 6. Geometría 3D de la fase inicial de los modelos simulados.

Las condiciones de borde asignadas a los diferentes modelos se detallan en la Fig. 7, donde se instaure la restricción de desplazamientos en la dirección normal de las distintas caras (se fija el desplazamiento horizontal a las caras verticales y el desplazamiento vertical a las caras horizontales), con excepción de la superficie que representa el manto del cilindro. Esta área se encuentra libre en relación a los desplazamientos y presenta como condición límite la aplicación de los esfuerzos in – situ (σ_x , σ_y , σ_z) en dirección normal a las distintas orientaciones cartesianas (x, y, z).

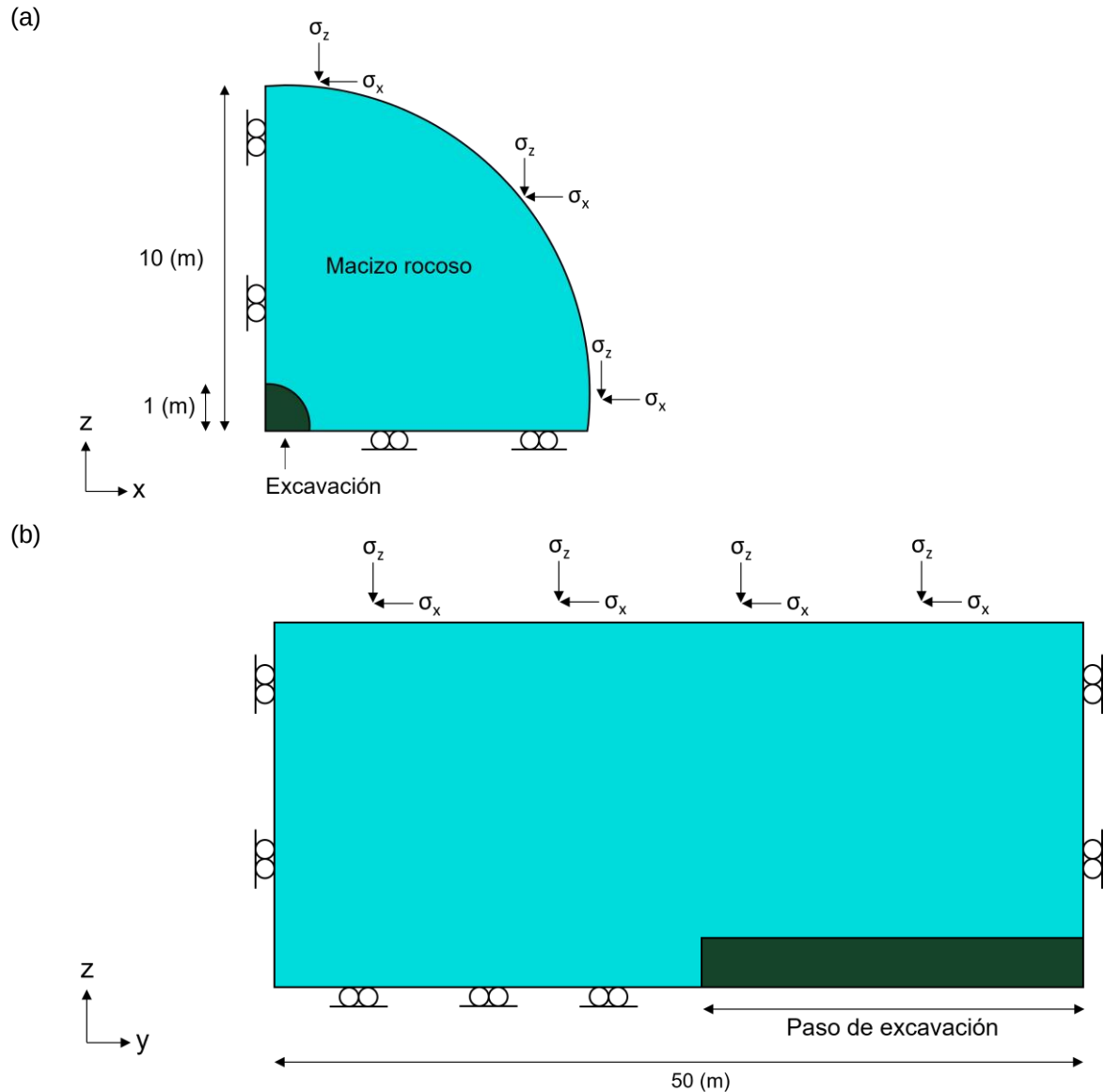


Fig. 7. Dimensiones y condiciones de borde de los modelos 3D en los planos: (a) z – x y (b) z – y.

Las etapas constructivas de la totalidad de los modelos se componen de una fase inicial de asignación del modelo constitutivo elástico, establecimiento de las condiciones de borde, e inicialización de las tensiones in situ; y una fase secundaria, donde se simula la excavación de la

abertura subterránea, es decir, la remoción instantánea del volumen de roca predefinido por el radio de excavación y por el paso de excavación del modelo en la dirección axial al plano $z - x$.

3.2.2. Análisis de sensibilidad

El modelo de referencia (Fig. 6 y Fig. 7) corresponde a un escenario de análisis que se encuentra a una profundidad de operación de 1,000 (m), en un estado de estrés geostático, donde se desprecian los efectos y los esfuerzos generados por el campo gravitacional. Las propiedades mecánicas detalladas en la Tabla 2, son idénticas tanto para la roca que compone la abertura de excavación como para el macizo rocoso circundante a este. El módulo de Young y el coeficiente de Poisson se definieron en relación a una litología granítica promedio y el campo tensional inicial (σ_x , σ_y , σ_z) se fijó en función de la profundidad de operación detallada.

Tabla 2. Parámetros base de los diferentes modelos numéricos.

Parámetro	Valor
Densidad (kg/m ³)	2750
Módulo de Young (GPa)	50.0
Coeficiente de Poisson	0.30
Esfuerzo horizontal, vertical y axial, σ_x , σ_y , σ_z (MPa)	27.0
Relación de esfuerzos horizontal y vertical, k_x , k_y	1.0

A partir de los parámetros identificados en la sección 2.1.3 y según lo establecido por Feng (2012), cuatro parámetros principales controlan la ocurrencia de eventos de estallidos de roca: las propiedades de la roca, la profundidad de la galería, la extensión del área minera y la tasa de extracción del depósito (Feng et al., 2012).

Con base en lo mencionado, se analizó la influencia de los parámetros elásticos de la roca, el campo tensional in situ y el paso de excavación en el valor de la energía de deformación cuando se crea una abertura subterránea en macizo rocoso resistente. De esta forma, las variables consideradas correspondieron a: (1) el módulo de Young; (2) el coeficiente de Poisson; (3) las tensiones normales (σ_x , σ_y , σ_z); (4) la relación de tensiones horizontales y verticales (k_x , k_z); y (5) la longitud del paso de excavación.

Para las distintas simulaciones, se fijaron las propiedades geométricas y mecánicas y cada parámetro se modificó en una magnitud específica de forma independiente, creando 24 escenarios de análisis diferentes. La Tabla 3 resume todas las configuraciones simuladas.

Tabla 3. Parámetro de variación de cada modelo. Adicionalmente se especifica el valor de la tasa porcentual de variación respecto a su valor original dado por la Tabla 2.

# Modelo	Parámetro de variación	Valor	Porcentaje de variación (%)
1	Paso de excavación (m)	1	-
2		2	-
3		5	-

4		10	-
5		20	-
6	Módulo de Young (GPa)	62.5	+25.0
7		25.0	-50.0
8		40.0	-20.0
9		15.0	-70.0
10		75.0	+50.0
11		100.0	+100.0
12	Coeficiente de Poisson	0.26	-13.3
13		0.21	-30.0
14		0.17	-43.3
15		0.35	+16.7
16	Esfuerzos principales, $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ (MPa)	13.5	-50.0
17		35.1	+30.0
18		48.6	+80.0
19		21.6	-20.0
20		40.5	+50.0
21		54.0	+100.0
22	Relación de esfuerzos, k_x, k_z	0.5	+25.0
23		1.5	-50.0
24		2.0	-20.0

Para los modelos #6 - #24 el paso de excavación utilizado correspondió a 10 (m). Este valor fue elegido en correspondencia con los resultados analíticos y los resultados numéricos de los modelos #1 - #5 (donde se obtuvo un bajo porcentaje de error), y considerando adicionalmente la tasa promedio de avance en un macizo rocoso competente a gran profundidad. en operaciones reales (Morrison et al., 2014).

3.2.3. Validación analítica de modelos numéricos

A partir de las ecuaciones (16), (17), y (18) se realizó el cálculo del campo tensional entre el estado de equilibrio inicial (macizo rocoso intacto) y el estado de equilibrio final (macizo rocoso con excavación) de cada uno de los modelos. Utilizando los resultados obtenidos de cada una de las dos fases de construcción en la ecuación (14), se determinó el valor analítico de la variación de la energía de deformación elástica almacenada para cada escenario de análisis. La solución teórica calculada se utilizó para su verificación y validación con los métodos numéricos detallados recientemente.

3.3. Resultados

3.3.1. Verificación de resultados analíticos - numéricos

La Fig. 8 presenta los resultados numéricos de la variación total de la energía de deformación frente al cálculo analítico mediante las ecuaciones de Lamé para cada modelo simulado.

La diferencia porcentual entre los resultados numéricos y analíticos está influenciada exclusivamente por el tamaño del paso de excavación. Para una longitud de extracción de 1 (m) existe un error máximo de 28.3%, que disminuye potencialmente a un valor mínimo de 2.61% al considerar un paso de excavación de 20 (m). Los cambios en los demás parámetros característicos generan variaciones de muy baja magnitud en los valores porcentuales. Los modelos #6 - #21 representados por un paso de excavación de 10 (m) presentan un error porcentual medio del 4.3%.

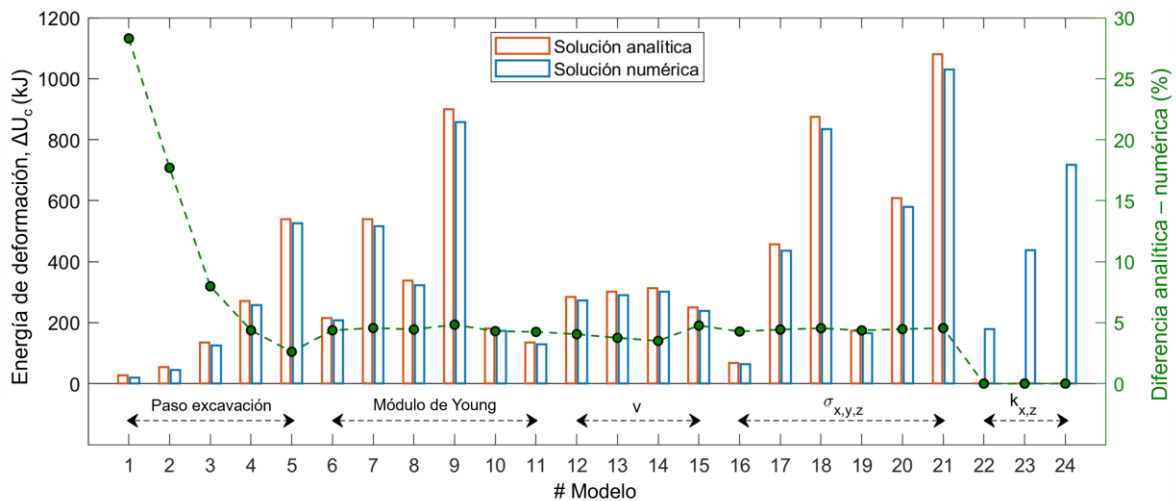


Fig. 8. Solución analítica y numérica de la energía de deformación total de los distintos modelos simulados.

Se encontró que los resultados analíticos sobreestiman el valor de la energía de deformación, ya que al ser una solución para problemas 2D, las ecuaciones solo determinan un perfil de distribución de esfuerzos en el plano perpendicular al eje de la excavación (eje y). De esta forma, no se incluye en el cálculo la variabilidad de los esfuerzos generados en la dirección axial del túnel, ni la influencia que produce el frente de avance sobre los esfuerzos radiales y tangenciales asociados a las zonas circundantes a la excavación.

A menor paso de excavación, la energía de deformación estimada en las proximidades del frente de avance corresponde a una mayor proporción en relación a la energía total del modelo y en consecuencia la diferencia numérico-analítica aumenta. En los modelos donde se varió porcentualmente la relación de esfuerzos, no se realizó la validación analítica (modelos #22 - 24), debido a que las ecuaciones de Lamé solo permiten como entrada un estado de tensiones en condición hidrostática.

3.3.2. Factores más influyentes

La Fig. 9 presenta la influencia de los diferentes parámetros estudiados en el valor de la energía de deformación en los modelos simulados. Aquí se detallan los resultados de los valores máximos

de ΔU_c , diferenciados por el sector espacial de análisis, se observan ya sea en el área aledaña a la excavación o en el área detrás del frente de avance. Los resultados de las diferentes simulaciones se agrupan según el parámetro de sensibilización correspondiente.

Con el objetivo de garantizar que los resultados relacionados con la energía de deformación no estuvieran influenciados por el tamaño de discretización de los modelos, se optó por emplear valores numéricos normalizados en función del volumen de análisis correspondiente. A partir de este punto, la energía de deformación se representará en unidades de densidad de energía de deformación, expresadas como J/m^3 o kJ/m^3 .

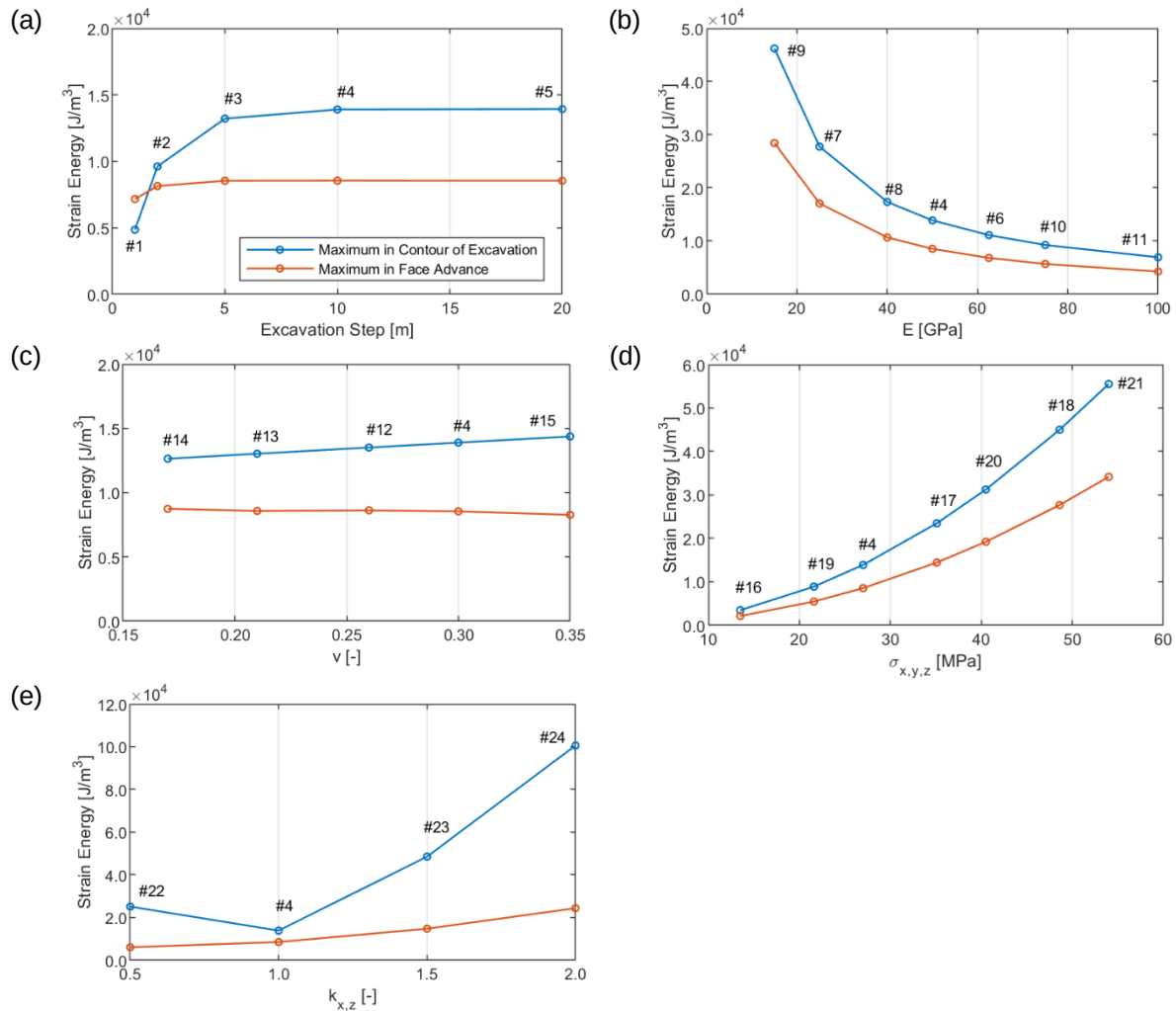


Fig. 9. Energías de deformación máximas asociadas con la sensibilización de: (a) paso de excavación; (b) módulo de Young; (c) coeficiente de Poisson; (d) esfuerzos in situ; (e) relación de esfuerzos horizontal/vertical.

En la Fig. 9.a se observa que los valores de las energías máximas tanto en el frente de avance como en el contorno de la abertura presentan una tendencia asintótica para la energía de deformación a medida que se varía el paso de excavación, la cual se estabiliza cuando el valor de este último es mayor o igual a 5 (m). Es decir, para longitudes de extracción mayores que este valor, la densidad de energía de deformación máxima en el modelo permanece constante. Para un paso

de excavación de 1 (m), independientemente de los demás parámetros del modelo, la densidad de energía de deformación máxima es mayor en el frente de excavación que en el contorno de la abertura.

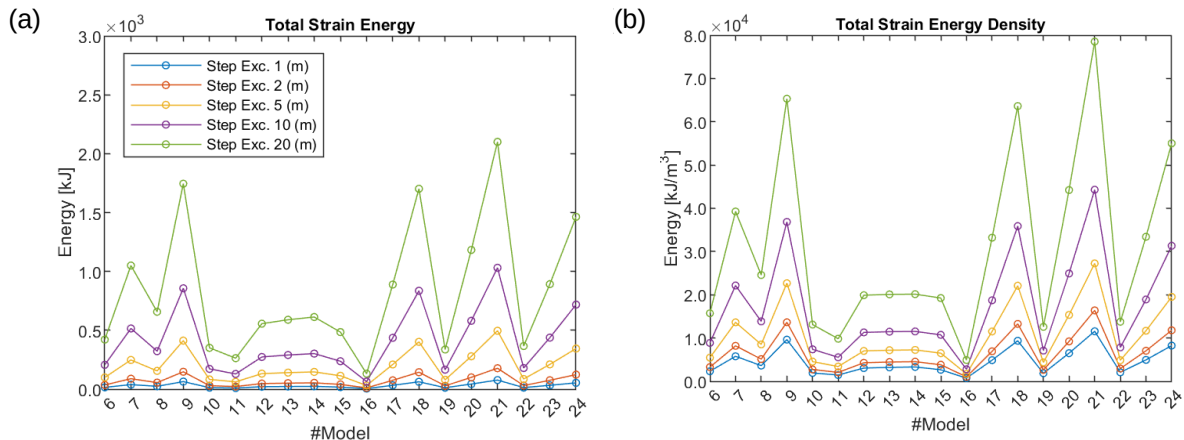
En las Fig. 9.b y Fig. 9.d la variación porcentual del módulo de Young y las tensiones in situ en los diferentes modelos genera una tendencia exponencial en los valores de la energía de deformación máxima similar a la trayectoria obtenida para el valor total de ΔU_c . De forma decreciente para el aumento de E, y de forma incremental para el aumento general de los esfuerzos principales.

La Fig. 9.c muestra que un aumento porcentual en ν genera variaciones lineales muy bajas en el valor de la energía de deformación máxima, tanto en el frente de la excavación como en el contorno. Sin embargo, existe una tendencia lineal creciente para el primer escenario y una tendencia lineal decreciente para el segundo.

Finalmente, para la variación de la relación de esfuerzos se produce un comportamiento parabólico en las magnitudes relacionadas con la energía de deformación en el contorno de la excavación, presentando un valor mínimo para $k=1$. Mientras que la energía de deformación máxima en la parte delantera presenta una relación lineal incremental. Estas dos tendencias generan que para valores de $k \neq 1$, la energía de deformación en el contorno de la abertura represente un porcentaje mucho mayor de la energía total en el modelo en comparación con las otras simulaciones realizadas.

Para analizar de manera más completa la influencia del paso de excavación en el valor de la energía de deformación, se seleccionaron los modelos #6 a #24 construidos anteriormente con un paso de excavación de 10 (m) y se simularon nuevamente con longitudes de excavación de 1, 2, 5, y 20 (m). Los resultados obtenidos para la energía de deformación total, la densidad de energía de deformación total, máxima en el frente y máxima en el contorno de la excavación se detallan en la Fig. 10 (a), (b), (c), y (d) respectivamente.

La Fig. 10 (e) presenta el radio del volumen donde se concentra el valor de la densidad de energía de deformación máxima que es superior al 90% del valor máximo. De forma paralela, la figura 8.f presenta el porcentaje de energía de deformación de todo el modelo que es mayor al 90% del valor máximo de ΔU_c .



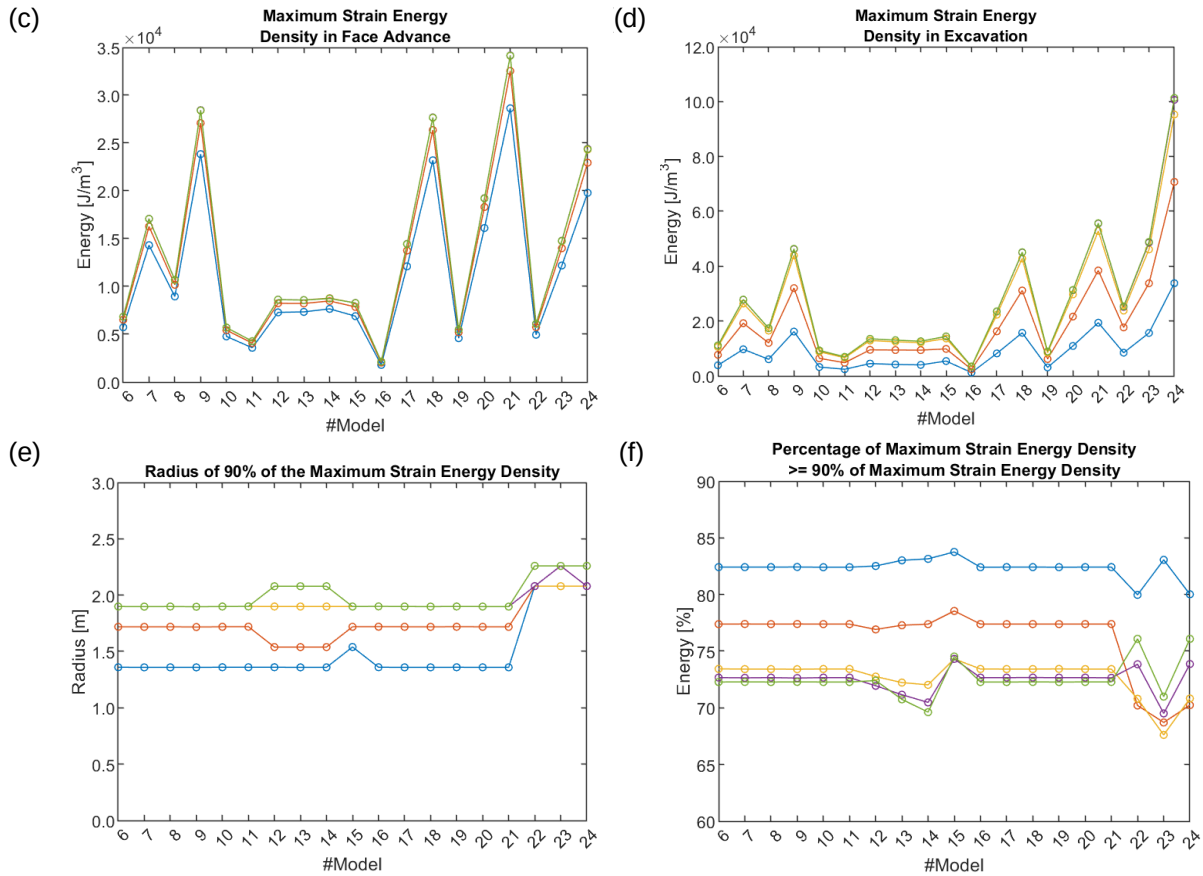


Fig. 10. Influencia de la variación del paso de excavación en los resultados numéricos de los distintos modelos simulados.

Para visualizar directamente la influencia de los todos los parámetros analizados en la variación de la energía de deformación total, se presenta la Fig. 11.

Entre los parámetros mecánicos y tensionales modificados, se encuentra que el módulo de elasticidad, las tensiones in situ y la relación de tensiones tienen un efecto similar y considerable sobre la cantidad de energía de deformación elástica. Un aumento del 100% en el valor de las tensiones in situ genera un aumento del 299.5% en el valor de la energía de deformación total. Una variación similar genera el parámetro asociado a la rigidez elástica de la roca. Cuando el módulo de elasticidad varía su magnitud entre -70% y 100%, genera una variación del total de ΔU_c entre 232.3% y 50.0%, respectivamente. El parámetro de relación de esfuerzos tiene una influencia inversamente proporcional muy similar a la variación de E . Finalmente, la sensibilización de ν genera un menor impacto en el índice de energía. Aquí se observa una tendencia lineal entre la modificación de ν y el cambio en la densidad de energía de deformación total. Una variación de este parámetro en un 43.3% solo genera un cambio del 4.0% en el valor de ΔU_c .

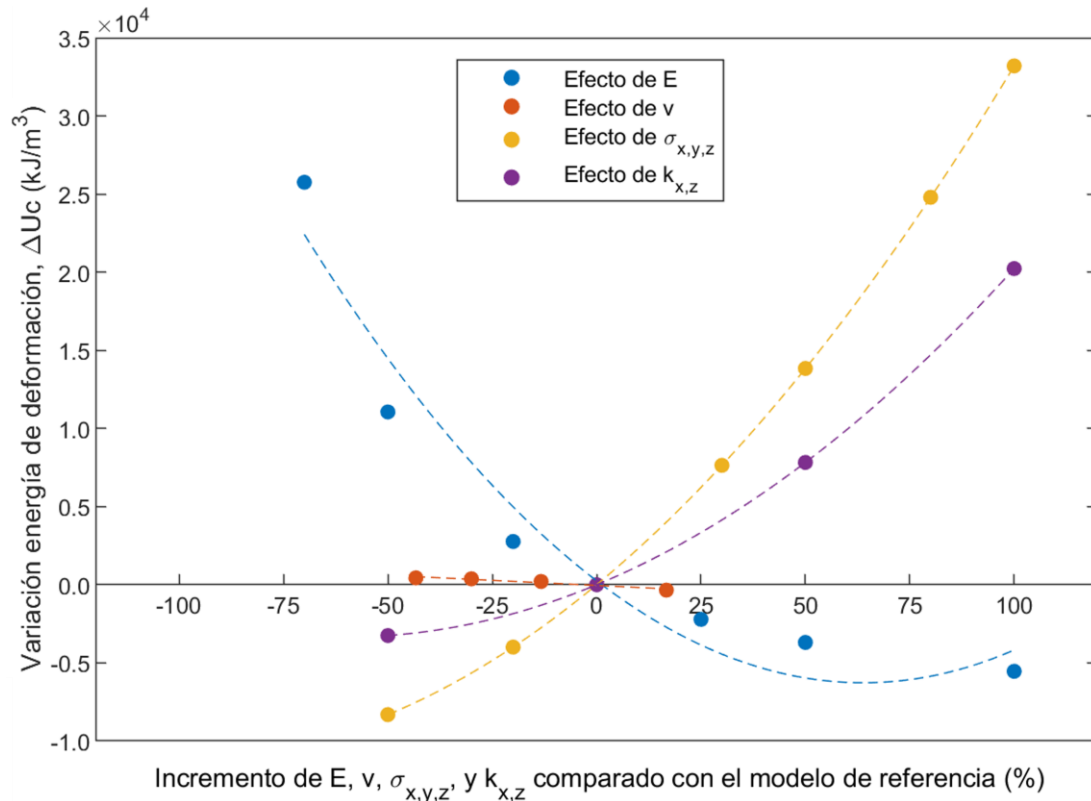


Fig. 11. Influencia de los diferentes parámetros analizados en el valor total de la energía de deformación.

3.4. Discusión

Un estallido de roca ocurre cuando un volumen de roca supera el límite elástico y la falla que lo acompaña es de tal naturaleza que la energía almacenada se libera instantáneamente. Para que ocurra un colapso violento, la masa rocosa en el contorno de la excavación debe ser de baja rigidez, muy frágil y de gran resistencia. Primero, para la misma cantidad de tensión aplicada, una roca de baja rigidez acumulará más energía de deformación. En segundo lugar, una roca más frágil, una vez que se produce la falla, tenderá a liberar la energía de deformación que había acumulado más rápidamente y en mayor medida. En tercer lugar, la alta resistencia que generalmente acompaña a una alta fragilidad aumenta el nivel de energía de deformación elástica acumulada en el material antes de la falla. Esto, a su vez, aumenta la energía que potencialmente puede liberarse en caso de falla. Por tanto, un aumento en el módulo de Young disminuye tanto la energía de deformación total como la energía de deformación máxima.

Como es bien sabido, cuanto mayor es la profundidad de extracción, mayor es el estado tensional in situ. Los altos gradientes de tensiones in situ sumados a las tensiones inducidas por la excavación de una abertura subterránea son condiciones que favorecen la acumulación de una mayor cantidad de energía de deformación en el macizo rocoso que rodea la excavación. Mientras exista esta condición, habrá mayor riesgo de que se produzca una liberación repentina de gran parte de la energía almacenada en la roca. Este punto se suma a las condiciones generadas por un valor

de relación de tensiones $k \neq 1$, donde las concentraciones de tensiones en ciertos puntos circundantes a la excavación generan zonas locales con valores de energía de deformación máxima muy altos.

En relación a los parámetros de operación, es de conocimiento que a medida que el frente de avance de una galería subterránea se desarrolla en un terreno altamente tensionado, una zona de reordenamiento de tensiones se extiende delante y alrededor de esta cara. Si bien la mayor parte de esta zona ocurre unas pocas horas después de que se excava el frente de avance, la zona afectada por los cambios de esfuerzos continúa migrando durante aproximadamente 24 horas. Un avance facial demasiado rápido no permite que esta zona de autoesfuerzo se produzca gradualmente y se alcance el equilibrio de esfuerzos en la roca. Si no se puede alcanzar el equilibrio de tensiones, es probable que la roca falle. Asimismo, una longitud de excavación de la galería demasiado grande aumentará el volumen de roca afectada por la transferencia de esfuerzos de tracción y también aumentará la energía de deformación máxima acumulada en el frente de avance y en el entorno del túnel, elevando el riesgo potencial de estallido de rocas.

El presente estudio tuvo en cuenta el análisis de diversos factores para evaluar la distribución de la energía de deformación en el proceso de excavación de una galería subterránea, con el objetivo de ampliar el campo de estudio y la predicción de estos fenómenos. No obstante, los modelos desarrollados incluyen ciertas simplificaciones (como la adopción de un modelo constitutivo elástico y la omisión de la fuerza potencial gravitatoria) que no siempre reflejan con precisión los fenómenos reales que tienen lugar durante la operación. Se recomienda incorporar al estudio, simulaciones con modelos elastoplásticos para determinar con mayor precisión las condiciones que pueden provocar eventos repentinos de liberación de energía en los yacimientos subterráneos.

3.5. Conclusiones

Se llevaron a cabo simulaciones numéricas tridimensionales de excavaciones subterráneas, considerando diversas combinaciones de configuraciones de esfuerzos, propiedades mecánicas y condiciones operativas, con el propósito de investigar cómo la creación instantánea de una abertura en un macizo rocoso afecta la distribución y la magnitud de las variaciones en la energía de deformación elástica.

Se ha demostrado que tres parámetros tienen una influencia considerable en la variación de la energía de deformación total de la roca sobre esforzada: el módulo de elasticidad, la magnitud de las tensiones in situ preexistentes y la relación entre las tensiones horizontales y verticales del entorno litológico. Cuando el valor de uno de estos parámetros es alto, el orden de magnitud de la energía almacenada en la roca puede crecer considerablemente, creando un entorno potencialmente peligroso para la liberación instantánea de energía. Además, se ha demostrado numéricamente que la relación de tensiones en el macizo rocoso puede crear zonas locales de alta energía de deformación en el contorno de la excavación, lo que puede conducir a la generación de un evento de explosión de roca.

Considerando que la energía de deformación se utiliza como indicador de la magnitud o violencia de la falla de la roca y, por tanto, del potencial de ruptura de la roca, este estudio resalta la importancia de ampliar el campo de conocimiento de los diferentes factores y variables que inciden en este concepto y por tanto, profundizar en la comprensión de los fenómenos de explosión de rocas.

Capítulo 4. Desarrollo de un método para evaluar el estallido de rocas en excavaciones subterráneas mediante el modelado numérico de la energía

4.1. Introducción

En base a los antecedentes mencionados en el capítulo 2, el objetivo de esta sección se centra en proponer una nueva metodología que permita determinar el nivel de peligro de un evento de estallido de rocas en una galería subterránea, a partir de la intensidad del fenómeno y de la probabilidad de ocurrencia del evento. La metodología propuesta considera la evaluación conjunta de 4 parámetros: (1) el radio de roca donde se excede el almacenamiento máximo de energía de deformación, (2) la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación, (3) el radio de plastificación del macizo rocoso, y (4) la tasa de liberación de energía local (LERR). En la sección 2.3 del documento, se detalló el cálculo analítico y la implementación del cálculo numérico de los distintos componentes de energía que integran la metodología planteada, y que provienen del balance de energía mecánico propuesto por Cook (Cook et al., 1966).

La primera sección de este apartado aborda los distintos parámetros de análisis en conjunto con la especificación secuencial de la metodología propuesta. En un segundo apartado, se presenta la validación del enfoque planteado, a través de la evaluación de dos incidentes de estallidos de rocas ocurridos en las minas Big Bell y Junction en Australia. En esta etapa, se llevó a cabo una representación numérica de cada escenario en el software FLAC3D, donde se contrastaron los distintos índices de consecuencias registradas en cada yacimiento, con los resultados obtenidos de cada parámetro de la matriz de peligro propuesta. En el apartado final de estudio, se discuten los resultados obtenidos de la sección anterior, en conjunto, con un análisis de sensibilidad efectuado en base a la magnitud y distribución de los esfuerzos in-situ en un macizo rocoso caracterizado por un comportamiento post-peak frágil. Esto último, se efectuó a través del estudio de diversos modelos numéricos utilizando del modelo constitutivo Hoek & Brown, donde los distintos parámetros adoptados en relación a la litología de la roca se calibraron en base a un conjunto de datos experimentales recopilados de la literatura.

4.2. Matriz de peligro propuesta

Para definir el nivel de peligro de un estallido de roca, basado en lo presentado precedentemente, se propone la realización de una matriz fundada sobre la evaluación de la intensidad del fenómeno y sobre la probabilidad de ocurrencia del evento.

4.2.1. Determinación de la intensidad del evento

La determinación de la intensidad del estallido de roca considera la evaluación del potencial volumen de roca que participa de los mecanismos de intercambio de energía, la potencial magnitud de energía liberada en el contorno de la excavación, y el potencial volumen de roca eyectada. A partir de esto, se plantea la determinación de los siguientes tres parámetros:

1. **Radio de roca donde se supera el almacenamiento máximo de energía de deformación:** el almacenamiento máximo de energía de deformación representa la capacidad de un macizo rocoso para almacenar energía (ecuación (23)). Cuando se supera este valor, se asume que la roca no puede almacenar más energía, y por tanto, tendera a liberarla con diferentes grados de violencia. Este parámetro participa en la evaluación de la magnitud. Si el radio de roca es pequeño, no existe una magnitud de energía significativa que se necesite liberar, mientras que si el valor del radio de roca es más grande, se tendera a liberar una mayor cantidad de energía;
2. **Energía cinética máxima en el contorno de la excavación:** se evalúa el valor máximo de energía cinética liberada por área (kJ/m^2) en la pared del túnel. El cálculo se realiza a través del método explícito, presentado en la ecuación (19). Se considera de forma conservadora que la totalidad de esta energía cinética participa en el momento de eyección de los fragmentos de rocas durante un evento de estallido de rocas;
3. **Radio de plasticidad:** se considera el radio de plasticidad en torno a la excavación de la abertura subterránea, para definir el volumen de roca potencialmente eyectado de la pared rocosa del túnel en un evento de estallido de rocas (similar a las herramientas gráficas de profundidad de falla publicados – ver trabajo de Martin et al., 1999 y Diederichs, 2018).

4.2.1.1. Radio de roca donde se supera el almacenamiento máximo de U_c

Se propone la Tabla 4 para clasificar la intensidad del evento de estallido de rocas en función del radio de roca afectada.

Tabla 4. Clasificación de la intensidad del evento de estallido de rocas en función del radio de roca afectada.

Categoría	Muy bajo	Bajo	Medio	Alto	Muy alto
Radio de roca afectada / radio de excavación	1.00 – 1.25	1.25 – 1.50	1.50 – 2.25	2.25 – 3.00	> 3.00

4.2.1.2. Energía cinética máxima en el contorno de la excavación

Se propone la Tabla 5 para clasificar la intensidad del evento de estallido de rocas en función de la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación. Para el establecimiento de los distintos rangos de energía, se utilizó la metodología propuesta por Villaescusa (2014) en base a las solicitaciones de carga dinámica de los distintos sistemas de soporte existentes en la industria, que se expresan en función del desplazamiento del sistema y de la demanda energética (Villaescusa et al., 2014). La clasificación entregada por el autor utilizo como parte del estudio, la base de datos de capacidad dinámica de refuerzo de la Western Australian School of Mines, (Villaescusa et al., 2015).

Tabla 5. Clasificación de la intensidad del evento de estallido de rocas en función de la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación.

Categoría	Muy bajo	Bajo	Medio	Alto	Muy alto
W_k máximo (kJ/m^2)	< 5	5 – 15	15 – 25	25 – 35	> 35

4.2.1.3. Radio de plasticidad

Se propone la Tabla 6 para clasificar la intensidad del evento de estallido de rocas en función del radio de roca plastificada. Los rangos numéricos definidos se validaron con los valores obtenidos por la profundidad de falla de Diederichs y con los resultados estadísticos obtenidos por Perras para el análisis del estallido de deformación en un macizo rocoso compuesto por litología granítica (Diederichs, 2018, Perras and Diederichs, 2015).

Tabla 6. Clasificación de la intensidad del evento de estallido de rocas en función del radio de plasticidad del macizo rocoso.

Categoría	Bajo	Medio	Alto
Radio de plasticidad / radio de excavación (-)	1.00 – 1.20	1.20 – 1.50	> 1.50

4.2.1.4. Matrices de intensidad

A partir de las clasificaciones definidas por la Tabla 4 y la Tabla 5, se considera la matriz presentada en la Fig. 12 para estimar la clasificación inicial de la intensidad del estallido de roca.

		Radio de roca afectada / Radio de excavación (-)				
		1.00 – 1.25	1.25 – 1.50	1.50 – 2.25	2.25 – 3.00	> 3.00
		Muy bajo 1	Bajo 2	Medio 3	Alto 4	Muy alto 5
Máxima energía cinética disipada (kJ/m²)	> 35	Muy alto 5	Medio (5)	Medio (10)	Alto (15)	Alto (20)
	25 – 35	Alto 4	Bajo (4)	Medio (8)	Medio (12)	Alto (16)
	15 – 25	Medio 3	Bajo (3)	Medio (6)	Medio (9)	Alto (12)
	5 – 15	Bajo 2	Bajo (2)	Bajo (4)	Medio (6)	Medio (8)
	< 5	Muy bajo 1	Bajo (1)	Bajo (2)	Bajo (3)	Medio (4)

Fig. 12. Matriz de determinación de la magnitud del evento de estallido de rocas.

Una vez obtenido el nivel de clasificación y el puntaje del evento a partir de la matriz representada en la Fig. 12, el resultado se debe acoplar con la matriz de plasticidad detallada en la Fig. 13. El puntaje procedente de la clasificación de intensidad inicial de la Fig. 12 debe ponderarse con el multiplicador definido en la matriz de la Fig. 13, de acuerdo a la categoría de clasificación del evento (Bajo, Medio o Alto). De esta forma queda establecido el puntaje final de la intensidad del evento de estallido de rocas.

Clasificación del evento basado en la Fig. 12

		Bajo	Medio	Alto
Radio de plasticidad / Radio de excavación (-)	1.00 – 1.20	Bajo	Bajo (x1.0)	Medio (x1.2)
	1.20 – 1.50	Medio	Medio (x1.2)	Alto (x1.6)
	> 1.50	Alto	Alto (x1.6)	Alto (x1.6)

Fig. 13. Matriz de determinación de la intensidad del evento de estallido de rocas.

4.2.2. Determinación de la probabilidad de ocurrencia

Se acepta como una tendencia estándar que cuanto mayor sea la liberación de energía elástica en un macizo rocoso, mayor será la posibilidad de que la roca experimente una falla frágil, y por ende, mayor la probabilidad de que se desarrolle un evento de estallido de deformación. Para analizar cuantitativamente la probabilidad de ocurrencia de un estallido de deformación, basado en la teoría de que el estallido es un fenómeno de falla frágil con la característica intrínseca de la liberación de energía, se utiliza el índice LERR.

En base a lo detallado en la sección 2.3.4.2, se observa que el cálculo de la tasa de liberación de energía local se lleva a cabo mediante el seguimiento dinámico de la energía de deformación en los elementos, incluido los mecanismos de concentración, liberación, transferencia y disipación, que revelan el comportamiento elástico-plástico frágil de la roca. Adicionalmente, el índice LERR considera la influencia de la trayectoria de la tensión (y su cambio inducido por la excavación) tanto en la concentración de energía como en el proceso de liberación, por lo tanto, refleja directamente las diferentes condiciones después de la excavación, es decir, los diferentes estados de concentración de tensiones y la limitada capacidad de almacenamiento de energía del macizo rocoso.

En la Tabla 7 se presenta la clasificación de la probabilidad de ocurrencia adoptada en función de los valores promedios del LERR.

Tabla 7. Clasificación de la probabilidad de ocurrencia del evento de estallido de rocas en función del índice LERR.

Categoría	Excepcional	Improbable	Moderado	Probable	Seguro
$\overline{LERR}_i$ (kJ/m ³)	0 – 50	50 – 180	180 – 320	320 – 470	> 470

4.2.3. Determinación del nivel de peligro de un evento de estallido de rocas

A partir del puntaje final determinado para la intensidad del estallido y de la clasificación obtenida a través del índice LERR, se utiliza la Fig. 14 para determinar el nivel de peligro de un evento de estallido de rocas.

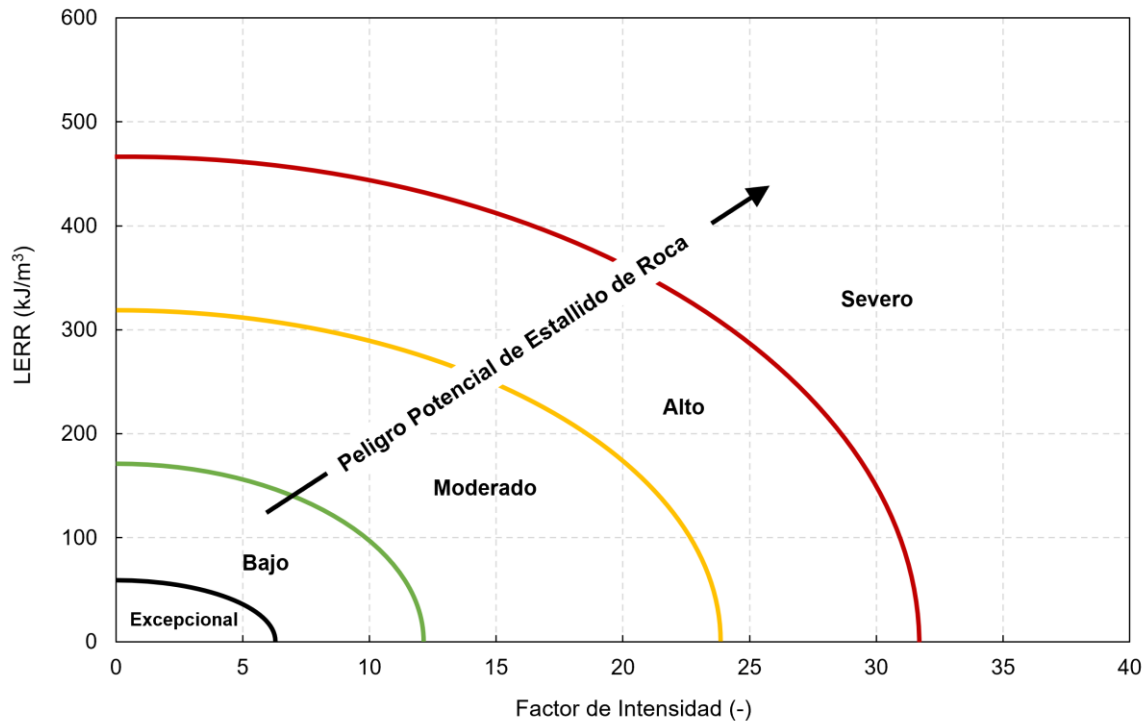


Fig. 14. Matriz de evaluación del peligro de estallido de rocas.

4.3. Implementación de la matriz de peligro

4.3.1. 4.1. Protocolo de modelación numérica utilizando FLAC3D

Con el objetivo de validar la correcta determinación del nivel de riesgo asociado a la posibilidad de un estallido de rocas mediante el enfoque metodológico expuesto anteriormente, se desarrolló una pauta general de aplicación para la modelización numérica.

En la Fig. 15 se presenta un esquema que describe brevemente las distintas etapas establecidas para validar y obtener los resultados finales asociados a la matriz de peligro, a partir de modelos numéricos realizados en el software FLAC3D. Estas consisten en:

- I. **Etapla 1 – Modelo inicial:** se definen los diferentes parámetros de entrada del modelo. Entre ellos se encuentran: la geometría de la excavación (forma y dimensión del túnel), la litología del macizo rocoso (propiedades mecánicas de las unidades litológicas consideradas), el campo tensional inicial (relación de esfuerzos horizontal / vertical, tensor de esfuerzos in-situ), y los parámetros de configuración del modelo numérico (dimensiones del dominio, modelos constitutivos de las unidades litológicas analizadas, condiciones de borde).
- II. **Etapla 2 – Modelo elástico con resolución de cálculo estático:** se determina la magnitud de los distintos componentes de energía (U_c , ΔE_{gp} , W_{ext} , W_k) para un estado inicial (macizo rocoso en estado natural) y un estado final (creación de una abertura circular en el macizo rocoso) del modelo, utilizando un modelo constitutivo elástico lineal. A través del balance de energía mecánico se calcula de forma indirecta el valor total de la energía cinética liberada. Los valores de W_{ext} y de ΔU_c obtenidos a través del análisis numérico se contrastan con los

valores analíticos de estos, calculados por medio de las ecuaciones de Lamé (Hazrati Aghchai et al., 2020).

- III. Etapa 3 – Modelo elástico con resolución de cálculo dinámico:** a partir del modelo inicial (definido en la etapa 1) se configura el modo de resolución dinámico en el software FLAC3D, se establece el modelo constitutivo elástico, y se obtiene de forma directa el valor total de la energía cinética liberada en el modelo. La magnitud obtenida se contrasta con la calculada en la etapa estática (etapa 2), verificando que entre ambos valores el porcentaje de diferenciación sea menor al 7%, según el criterio explicitado por T. Hauquin en su artículo de investigación sobre estallidos de rocas en métodos de extracción por pilares (Hauquin et al., 2018).
- IV. Etapa 4 – Modelo elastoplástico con resolución de cálculo dinámico:** una vez validado el cálculo de la energía cinética liberada en el modelo utilizando un modelo elástico, se vuelve a ejecutar el método de resolución dinámico, pero esta vez, empleando un modelo constitutivo elastoplástico. En esta etapa se rastrea de forma temporal y local los valores de la energía cinética amortiguada y de la energía de deformación. Una vez obtenido los valores de estos parámetros, se determinan los distintos componentes de la matriz de peligro propuesta.

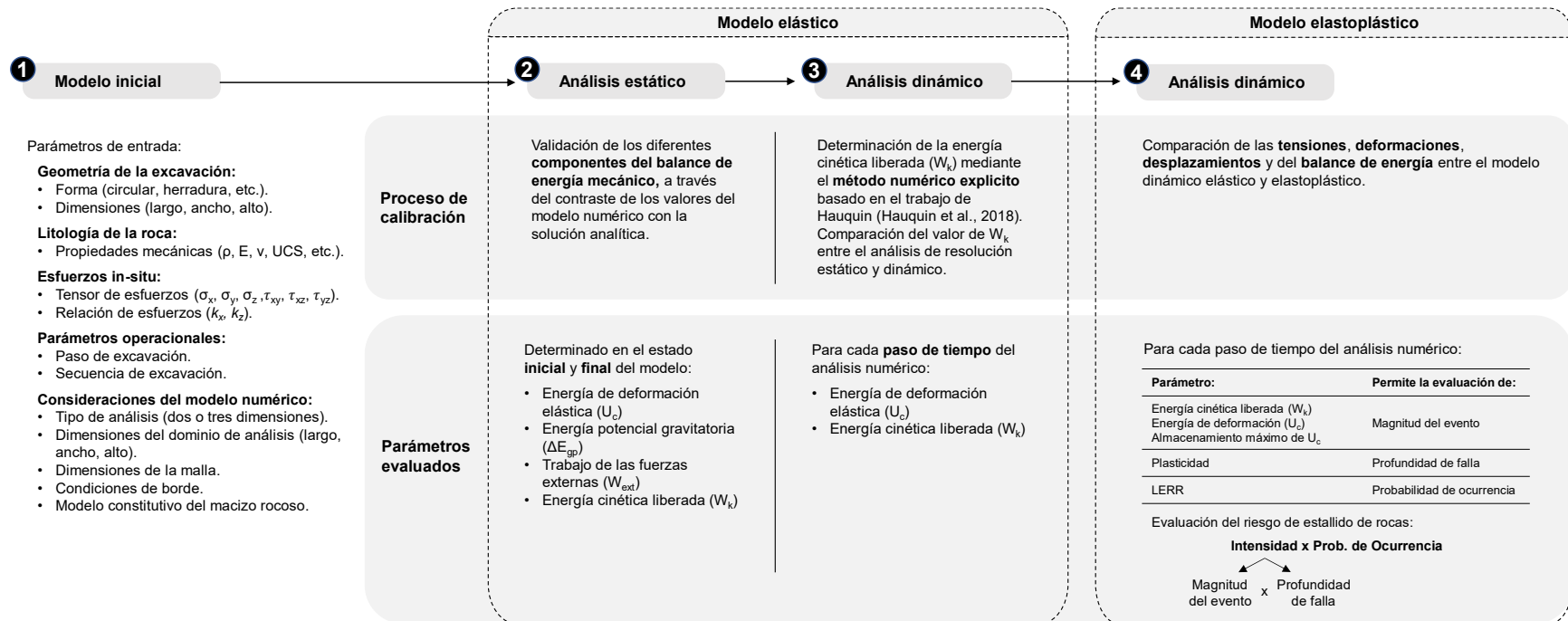


Fig. 15. Diagrama de flujo asociado a la evaluación de la matriz de peligro utilizando el software FLAC3D.

4.4. Análisis de escenarios reales de eventos de estallidos de rocas

Con el propósito de validar la metodología presentada previamente, se examinaron dos casos reales de eventos de estallidos de rocas que tuvieron lugar en los yacimientos mineros subterráneos de Big Bell Mine (Murchison, Australia) y Junction Mine (Kambalda, Australia) en junio del 2000 y en enero del 2003, respectivamente.

El análisis se centró en comparar los resultados derivados de la matriz propuesta con las consecuencias resultantes registradas de estos accidentes mineros. Las propiedades del entorno litológico y del campo tensional en los que ocurrieron ambos incidentes, se detallan en la Tabla 8.

Tabla 8. Descripción de los eventos de estallidos de rocas analizados (Keneti and Sainsbury, 2018) (Heal, 2010).

Parámetro	Evento de estallido de rocas	
	Big Bell 07F	Junction 06A
Yacimiento minero	Big Bell Mine	Junction Mine
Localidad	Murchison, Australia	Kambalda, Australia
Deposito	Oro	Oro
Tipo de roca	Anfibolita	Dolerita
Densidad natural, γ (kg/m ³)	2,870	3,030
Módulo de Young, E (GPa)	95.0 ⁽¹⁾	93.0
Coefficiente de Poisson, ν	0.26 ⁽¹⁾	0.30 ⁽³⁾
Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, σ_{ci} (MPa)	120	335
Esfuerzo principal máximo, σ_1 (MPa)	71.2	70.4
Esfuerzo principal mínimo, σ_3 (MPa)	47.5 ⁽²⁾	28.1
Relación de esfuerzo horizontal - vertical, k	1.5 ⁽²⁾	2.5

En base a la falta de especificaciones técnicas se adoptaron las siguientes consideraciones:

⁽¹⁾ Se asumió un valor de promedio de E y ν asociado a la litología Anfibolita (Haimson and Chang, 2002).

⁽²⁾ Se asumió un valor de $k = 1.5$.

⁽³⁾ Se asumió un valor de promedio de ν asociado a la litología Doloritica (Gercek, 2007).

La Tabla 9 presenta la descripción de la ubicación de los eventos de estallidos de rocas y los diferentes índices de representación de daño vinculados a cada incidente, tal como fue informado por Heal, en base a los reportes de daño proporcionados por las respectivas compañías mineras (Heal, 2010).

Tabla 9. Parámetros de daño asociados a los eventos de estallidos de rocas analizados (Keneti and Sainsbury, 2018) (Heal, 2010).

Parámetro	Evento de estallido de rocas	
	Big Bell 07F	Junction 06A

Ubicación del evento	Hombro sur de la intersección 535 FWN / X78	Acceso / Descenso principal de la Intersección trasera
Toneladas eyectadas o desplazadas (ton)	10.0	10.0
Tipo de soporte	Split Sets + Tubular Grouted Bolt + Grouted Cone Bolts + Malla soldada	Split Sets + Malla soldada + fibrecrete
Daño	Se observaron daños moderados en la parte que rodea la excavación (hombro), con un marcado desprendimiento de malla y la expulsión violenta de materiales por debajo del área de soporte en el suelo. El sistema de soporte logró mitigar en cierta medida los daños en esta ubicación, aunque fue insuficiente para evitarlos por completo.	El evento provocó agrietamiento del hormigón proyectado y ensanchamiento de la malla, con algunas placas dobladas y deformadas. Algunos trozos de hormigón proyectado cayeron sobre el camino. El evento se escuchó con un fuerte sonido en toda la mina.
Profundidad de falla (m)	0.50	0.50
Magnitud escala Richter, M_R	2.2	0.90
Escala de Daño de la Roca, RDS	R2	R2
Demanda energética (kJ/m^2)	2.33	2.26
Velocidad máxima de partícula, PPV (m/s)	1.76	0.79

4.4.1. Descripción de los modelos numéricos efectuados

4.4.1.1. Geometría y condiciones de borde

La geometría de los dos modelos simulados fue idéntica, y correspondió a la mitad del dominio tridimensional completo, con la finalidad de obtener un mayor ahorro de los recursos computacionales, considerando la simetría presentada. En términos dimensionales, los modelos numéricos contaron con un radio de excavación de 4 (m) y un dominio general de 60 m de ancho (7.5 veces el diámetro de excavación) por 120 m de alto (15 veces el diámetro de excavación), para garantizar que los efectos de contorno no generaran implicancias durante el proceso de simulación. Adicionalmente, los modelos consideraron una longitud de 0.2 (m) en la dirección axial al plano x-z, como se muestra en la Fig. 16. Durante la simulación de los modelos no se adiciono la instalación de ningún tipo de soporte en el macizo rocoso.

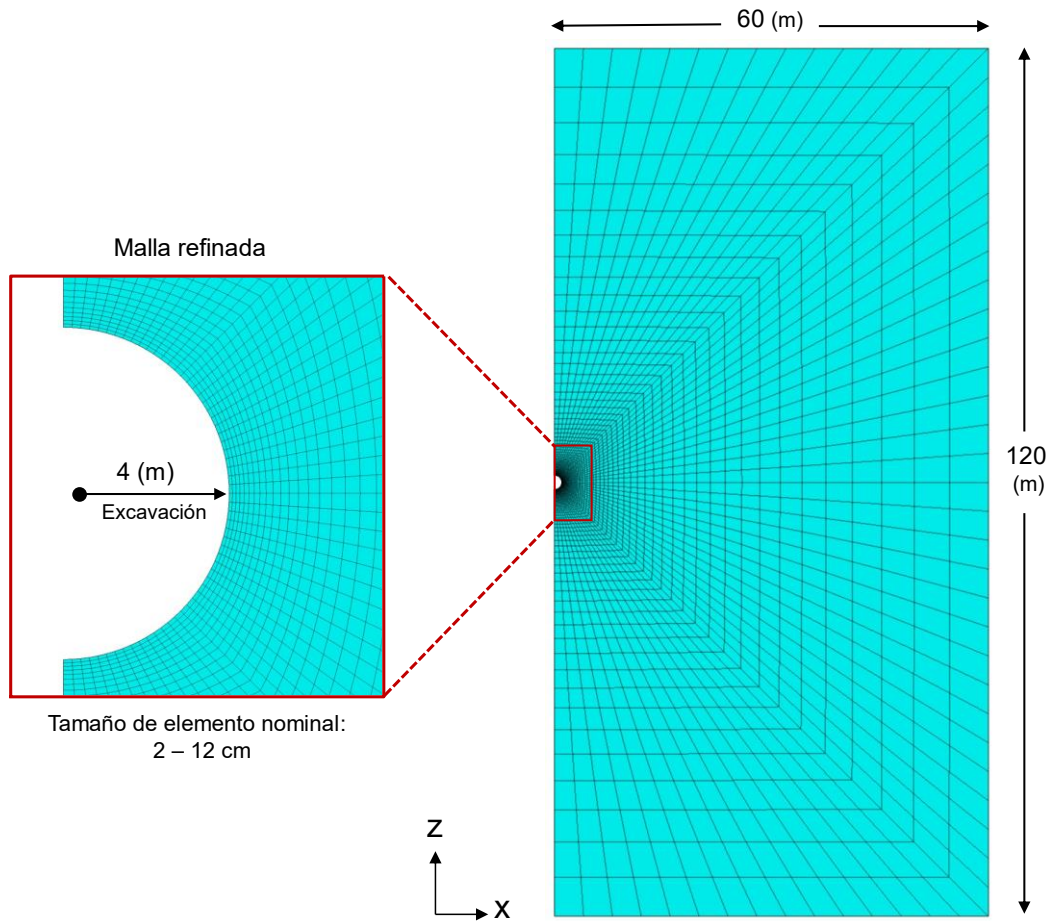


Fig. 16. Geometría y mallado de los modelos 3D simulados.

Para la discretización de cálculo de los modelos, se realizaron pruebas de independencia de malla con diferentes relaciones entre el tamaño de elementos de las zonas situadas en la superficie de la excavación y el radio de excavación. Se analizaron valores de: 0.05 m, 0.03 m, 0.02 m y 0.01 m. Es importante considerar, según lo mencionado por Perras (Perras and Diederichs, 2015), que la dimensión de los elementos de la malla define la resolución máxima de las profundidades de falla y de los distintos radios de análisis sobre la roca circundante a la excavación. Como criterio estándar, se adoptó el tamaño de elementos que produjera una variación menor al 5% en la magnitud de la energía cinética total liberada en el modelo, producto de la creación de la excavación. De esta forma, se empleó una cuadrícula de 4,560 elementos hexaédricos con una dimensión mínima de 0.02 m, como se muestra en la Fig. 16. Fuera de la zona cercana a la excavación, donde no se esperaba una influencia de esta en los distintos resultados, el tamaño de los elementos de malla se incrementó gradualmente en función de la distancia a la abertura con una *ratio* de 1.1, para optimizar el costo computacional sin comprometer la precisión de los resultados numéricos.

Las condiciones de borde configuradas inicialmente en los diferentes modelos correspondieron a la aplicación de los esfuerzos in – situ (σ_x , σ_y) en la cara superior y en la cara lateral derecha, en conjunto con la restricción normal de los desplazamientos en la cara inferior y en las caras laterales restantes de cada modelo, como se observa en la Fig. 17.

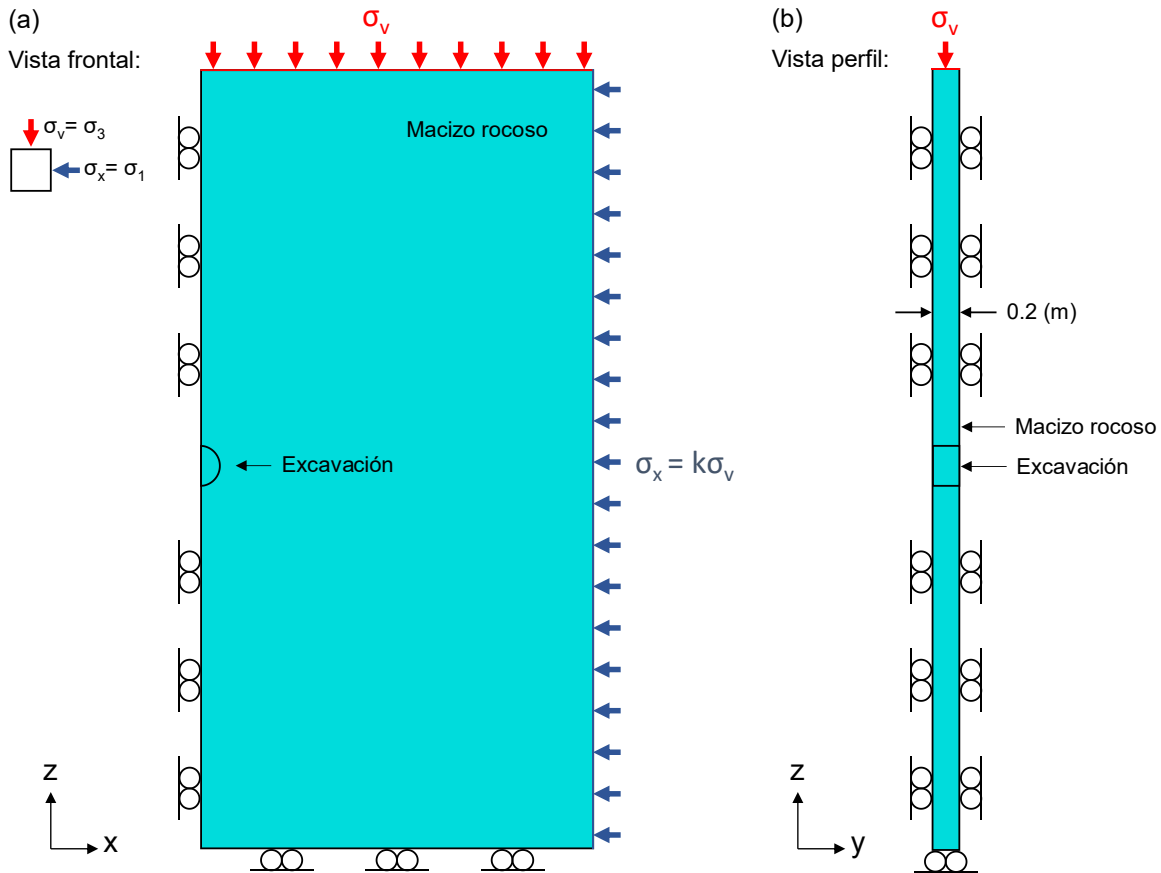


Fig. 17. Condiciones de borde iniciales de los modelos 3D simulados, en los planos: (a) $z - x$; (b) $z - y$.

4.4.1.2. Propiedades del macizo rocoso

Para garantizar la coherencia en la aplicación de la metodología propuesta, se hizo necesario recurrir a un modelo constitutivo elastoplástico para representar adecuadamente el comportamiento del macizo rocoso, con el propósito de capturar la caída prácticamente instantánea de la resistencia en este contexto.

A pesar de que inicialmente solo se disponía de valores relacionados con γ , E , ν y σ_{ci} para cada tipo de roca, se optó por utilizar el modelo constitutivo Hoek & Brown. Para definir las propiedades posteriores al punto de falla de la roca, se tomó como referencia las características de una roca granítica, basándose en datos obtenidos de experimentos de laboratorio proporcionados por P.Y. Hou (Hou and Cai, 2022).

De esta forma, los parámetros asociados al γ , E , ν , y σ_{ci} , de cada modelo fueron los detallados en la Tabla 8, mientras que los parámetros asociados a la roca intacta y al macizo rocoso se presentan en la Tabla 10.

Tabla 10. Propiedades adoptadas del modelo constitutivo Hoek-Brown asociado a la roca intacta y al macizo rocoso para cada escenario de estallido de rocas analizado.

Parámetro		
Índice de Resistencia Geológica, GSI	85	85
Factor de perturbación, D	0	0
Constante de roca intacta, m_i	26	16
Constante macizo rocoso, m_b	15.22	9.36
Constante macizo rocoso, a	0.50	0.50
Constante macizo rocoso, s	0.19	0.19

En cuanto al valor del índice de resistencia geológica (GSI), se seleccionó un valor único para ambos modelos, correspondiente a la representación de un macizo rocoso con un número menor de familia de discontinuidades. Este escenario se caracteriza por la presencia de bloques de roca contiguos y una calidad superficial que varía entre muy buena y buena.

En lo que respecta a los valores asociados al factor de perturbación D , se consideró un macizo rocoso que presenta un control de tronadura excepcional con mínimas perturbaciones en el contorno de la galería. Para definir la constante relacionada con la roca intacta (m_i), se calculó un valor específico para cada modelo, siguiendo la clasificación detallada en la Fig. 18. Como se mencionó, los valores correspondientes a las constantes del macizo rocoso (m_b , a y s), se tomaron como referencia de las propiedades de la roca granítica de P.Y. Hou.

El macizo rocoso evaluado se asumió como un material uniforme, homogéneo e isotrópico.

Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	Medium	Fine	Very fine
SEDIMENTARY	Clastic		Conglomerates (21±3)	Sandstones 17±4	Siltstones 7±2	Claystones 4±2
			Breccias (19±5)		Greywackes (18±3)	Shales (6±2) Marls (7±2)
	Non-Clastic	Carbonates	Crystalline Limestone (12±3)	Sparitic Limestones (10±2)	Micritic Limestones (9±2)	Dolomites (9±3)
		Evaporites		Gypsum 8±2	Anhydrite 12±2	
		Organic				Chalk 7±2
METAMORPHIC	Non foliated		Marble 9±3	Hornfels (19±4) Metasandstone (19±3)	Quartzites 20±3	
	Slightly foliated		Migmatite (29±3)	Amphibolites 26±6	Gneiss 28±5	
	Foliated*			Schists 12±3	Phyllites (7±3)	Slates 7±4
IGNEOUS	Plutonic	Light	Granite 32±3	Diorite 25±5 Granodiorite (29±3)		
		Dark	Gabbro 27±3 Norite 20±5	Dolerite (16±5)		
	Hypabyssal		Porphyries (20±5)		Diabase (15±5)	Peridotite (25±5)
	Volcanic	Lava		Rhyolite (25±5) Andesite 25±5	Dacite (25±3) Basalt (25±5)	Obsidian (19±3)
		Pyroclastic	Agglomerate (19±3)	Breccia (19±5)	Tuff (13±5)	

Fig. 18. Constante de roca intacta m_i basada en la clasificación de litología.

Además de las propiedades máximas de resistencia y rigidez, los parámetros posteriores al *peak* que describen el comportamiento de los macizos rocosos fallidos suelen ser parámetros de entrada importantes para los macizos rocosos sometidos a grandes esfuerzos alrededor de los túneles. Para los presentes casos de evaluación, los parámetros post-peak de la roca se definieron por el criterio de falla de Hoek–Brown en el que σ_{ci} , s y a cambian linealmente de valores máximos a valores residuales en función de la deformación axial.

La Fig. 19 presenta un esquema de la curva esfuerzo – deformación donde se representan los diferentes parámetros configuracionales que componen la trayectoria previa y posterior a la ruptura frágil de la roca.

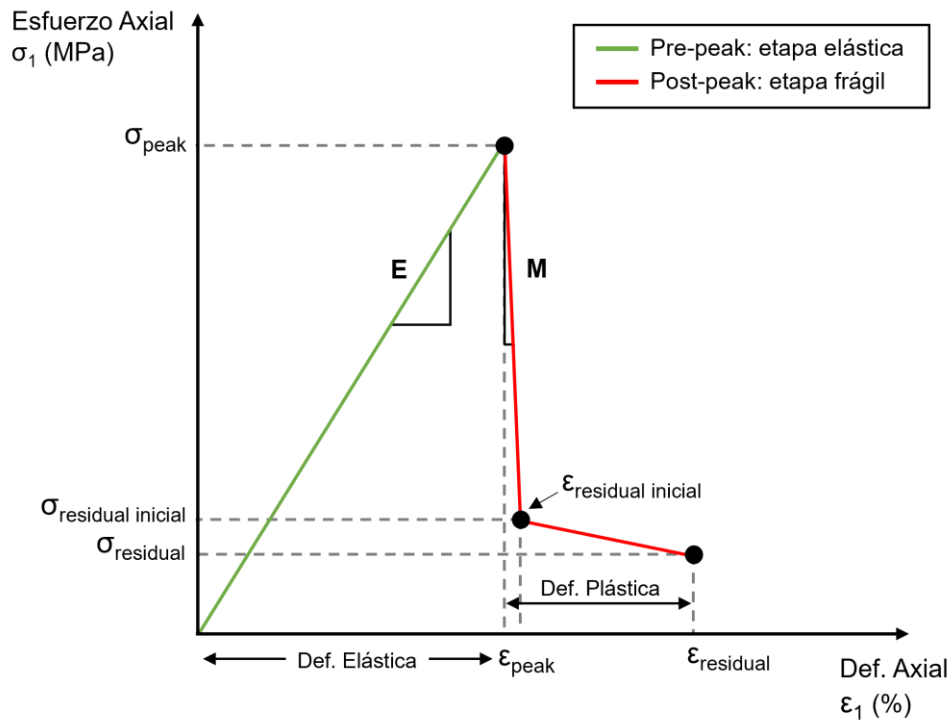


Fig. 19. Representación esquemática de los componentes de tensión y deformación del comportamiento por falla frágil de la roca.

Para establecer el valor de los diversos parámetros del modelo constitutivo que determinan la respuesta post-peak de la roca, se realizó un modelo de un elemento tridimensional cubico en el software FLAC3D con dimensiones de 1 m x 1 m x 1 m. En el modelo se replicaron las condiciones estándares del ensayo de compresión triaxial para distintas presiones de confinamiento según los datos compartidos por P.Y. Hou. para la litología granítica. En la Fig. 20 se observa la influencia de la presión de confinamiento para valores de 0, 10, 30, 50 y 100 MPa.

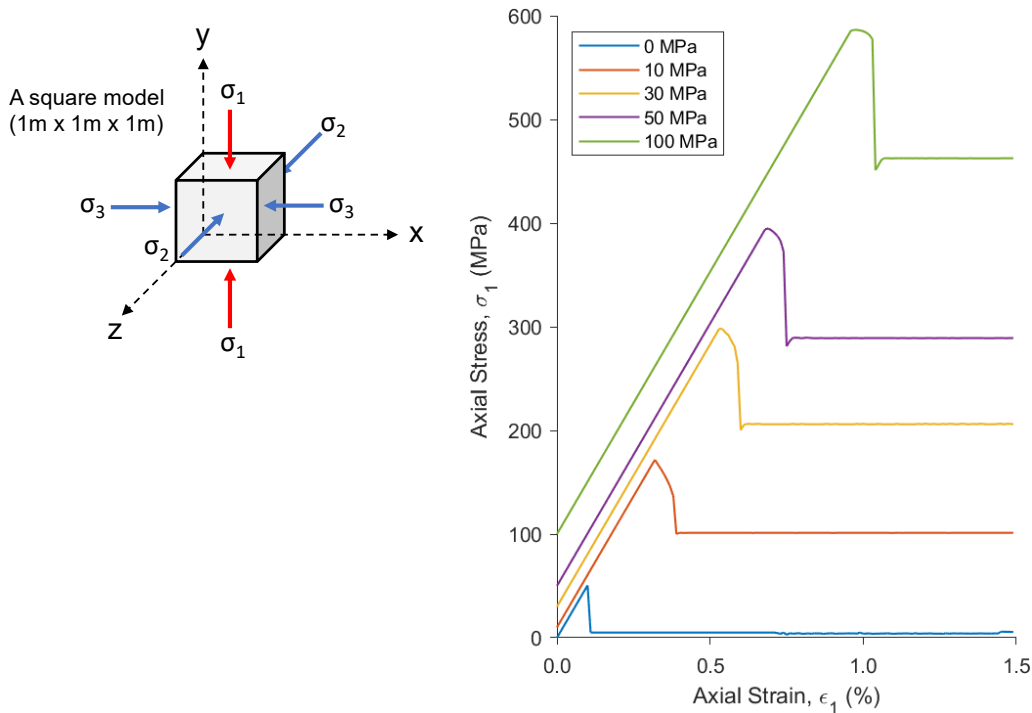


Fig. 20. Curvas de tensión-deformación bajo compresión triaxial para diferentes confinamientos de la roca granítica estudiada por P.Y. Hou (Hou and Cai, 2022).

Los distintos parámetros mecánicos calibrados se presentan en la Tabla 11.

Tabla 11. Propiedades mecánicas variables del macizo rocoso modelado.

Descripción	Parámetros mecánicos				
	ϵ_1 (%)	σ_{ci} (MPa)	m_b	a	s
Máximo	0.00	225	22.39	0.50	0.33
Residual inicial	0.45	55	25.00	0.60	0.10
Residual	0.80	55	25.00	0.60	0.10

Del grafico detallado en la Fig. 20 se destaca que para presiones de confinamiento bajo (0 – 10 MPa), la curva tensión-deformación decrece inmediatamente una vez superado el pico de resistencia de la roca, exhibiendo un comportamiento totalmente frágil. Mientras que para el aumento progresivo del confinamiento, la roca cada vez experimenta un proceso mayor de deformación dúctil antes de presentar la deformación frágil.

Cabe recalcar que las características mecánicas post-peak consideradas para cada litología de roca en los incidentes examinados, fueron idénticas. Esta elección se fundamenta en la ausencia de información detallada y en la indispensable caracterización requerida para lograr una evaluación realista del índice LERR en el enfoque de nivel de peligro aplicado a los eventos de desprendimientos de rocas.

4.4.1.3. Metodología de análisis

Considerando la geometría inicial del modelo de la Fig. 16, cada evento de estallido de rocas se simulo a partir del siguiente procedimiento, según el esquema de cálculo:

I. Análisis estático:

1. Se asignan las propiedades del modelo constitutivo respectivo, se establecen las condiciones de borde descritas anteriormente, se inicializan las tensiones in-situ de acuerdo a cada modelo, y se carga el modelo bajo el efecto de la gravedad. A partir de esta etapa se obtiene una primera solución de equilibrio cuasi-estática.
2. Se reinician los desplazamientos y se simula la excavación de la abertura subterránea mediante la eliminación instantánea del volumen de roca definido por el radio de excavación.

II. Análisis dinámico:

1. Se asignan las propiedades del modelo constitutivo respectivo, se establecen las condiciones de borde descritas anteriormente, se inicializan las tensiones in-situ de acuerdo a cada modelo, y se carga el modelo bajo el efecto de la gravedad. A partir de esta etapa se obtiene una primera solución de equilibrio cuasi-estática.
2. Se reinician los desplazamientos. El cálculo se configura al módulo de resolución dinámico y se establecen condiciones de borde *quiet* en la cara lateral derecha, en la cara superior y en la cara entrante del modelo. Estas condiciones limites se adoptan para evitar el reflejo de cualquier perturbación energética en el borde del modelo una vez que se realiza la excavación. Finalmente, se simula la excavación de la abertura subterránea mediante la eliminación instantánea del volumen de roca definido por el radio de excavación.
3. La energía cinética amortiguada W_k en cada una de las zonas y en la totalidad del modelo se determina con el método local (ecuación (19)) y se registra a lo largo del cálculo, hasta que el valor total de W_k del modelo alcanza un valor asintótico, lo que significa que el modelo ha alcanzado el equilibrio estático. La densidad de energía de deformación U_c y el almacenamiento máximo de U_c en cada zona, se registra de igual forma que W_k , en cada paso de tiempo de análisis y durante la totalidad de la simulación dinámica.

4.5. Resultados

4.5.1. Eventos de estallidos de rocas reales simulados

En la Tabla 12 se presentan los resultados de la evaluación del nivel de peligro para los eventos reales de estallido de rocas a través de la metodología descrita en el capítulo.

Tabla 12. Parámetros asociados a la determinación del nivel de peligro de los eventos reales de estallido de rocas estudiados.

Parámetro	Evento de estallido de rocas	
	Big Bell 07F	Junction 06A
Radio de roca donde se excede el almacenamiento máximo de U_c (-) ⁽¹⁾	1.47	1.07

Máxima W_k en el contorno de la excavación (kJ/m^2)	2.16	1.94
Puntaje matriz de intensidad (-)	2	2
Radio de plasticidad (-) ⁽¹⁾	1.39	1.19
Puntaje matriz de intensidad con el factor de corrección asociado al radio de plasticidad (-)	2	2
Índice LERR (kJ/m^3)	56.84	52.66
Peligro potencial de estallido de rocas	Bajo	Bajo

⁽¹⁾ Valores normalizados por el radio de excavación (para ambos eventos corresponde a 4 (m)).

En relación a la profundidad de falla en cada evento, se presentan las Fig. 21 y Fig. 22, que proporcionan detalles acerca de los diversos radios asociados a la región en la cual se supera el límite de almacenamiento máximo de U_c , así como al radio de plasticidad de la roca. En el caso del evento Big Bell 07F, se observa una zona de transferencia de energía que se extiende desde un máximo de 5.87 metros en el techo y en la cara superior del hombro de la excavación, hasta un mínimo de 4.39 metros en la superficie horizontal de la galería. Este perfil obtenido guarda coherencia con el perfil de plasticidad calculado para el mismo evento, donde se obtienen radios de afectación más reducidos. La profundidad de falla especificada en la Tabla 9 para el suceso ocurrido en la mina Big Bell presenta valores comparables a los radios de energía y plasticidad calculados en la superficie horizontal de la excavación.

Para el evento Junction 06A, los perfiles del radio de energía de deformación y del radio de plasticidad de la roca exhiben diferencias evidentes. Esto se debe a la presencia de un valor significativamente mayor de σ_c (335 MPa), lo que ocasiona un aumento directo en el límite máximo de almacenamiento de energía y, en consecuencia, conlleva a una disminución en las áreas donde la energía de deformación sobrepasa dicho límite de U_c . En consecuencia, en la Fig. 21 (b), se puede identificar un perfil más reducido de la roca que experimentara una transferencia de energía. En contraste, el perfil de plasticidad presentado en la Fig. 22 (b) revela un radio de afectación relativamente uniforme a lo largo de todo el contorno del túnel. Los valores de 4.25 y 4.74 metros para los diámetros de energía y plasticidad, respectivamente, están en el mismo rango que el evento previo y son comparables con la profundidad de la falla registrada en dicho suceso.

En lo que respecta a la energía involucrada en los eventos examinados, se observa que el cálculo de la máxima energía cinética liberada en el perímetro de la excavación de cada modelo exhibe discrepancias porcentuales muy similares en comparación con la demanda energética registrada para cada evento por las respectivas empresas mineras. En el caso del evento Big Bell 07F, se registra una diferencia porcentual de 8.0%, mientras que para el evento Junction 06A se presenta una desviación del 16.5%.

En la misma línea de los cálculos efectuados, se puede percibir que ambos sucesos exhiben una probabilidad de ocurrencia reducida debido a los valores obtenidos para el LERR: 56.84 y 52.66 kJ/m^2 , respectivamente. De igual forma, la categorización global del nivel de riesgo de ambas incidencias según el gráfico presentado en la Fig. 14, corresponden a posibles desprendimientos de rocas con un riesgo bajo, acorde con lo indicado por la escala de daños de roca que asigna a ambos incidentes la clasificación R2 (consultar Tabla 9).

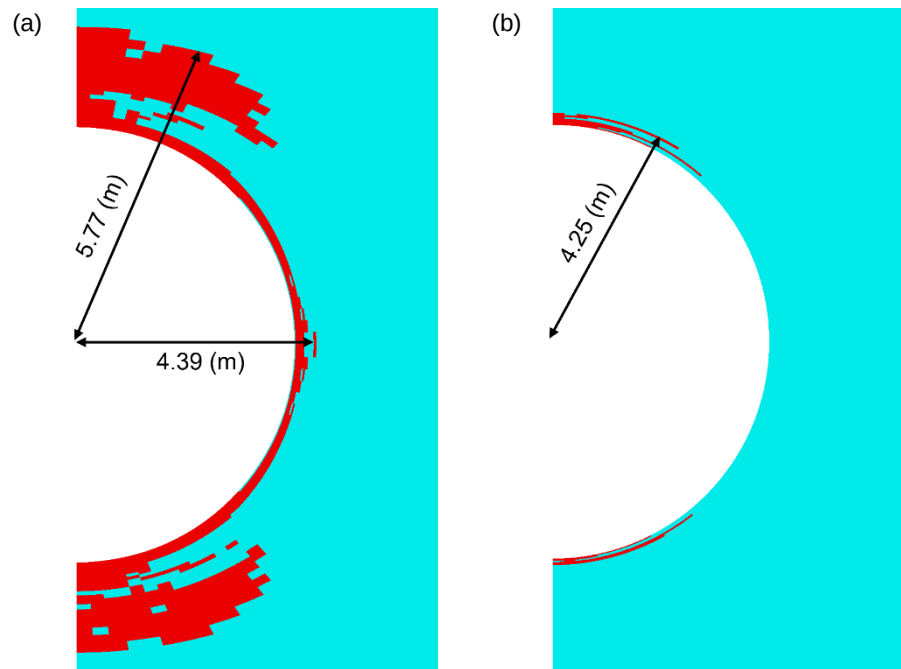


Fig. 21. Zonas del modelo donde se supera el almacenamiento máximo de energía de deformación, donde los eventos de estallido de rocas evaluados corresponden a: (a) Big Bell 07F; (b) Junction 06A.

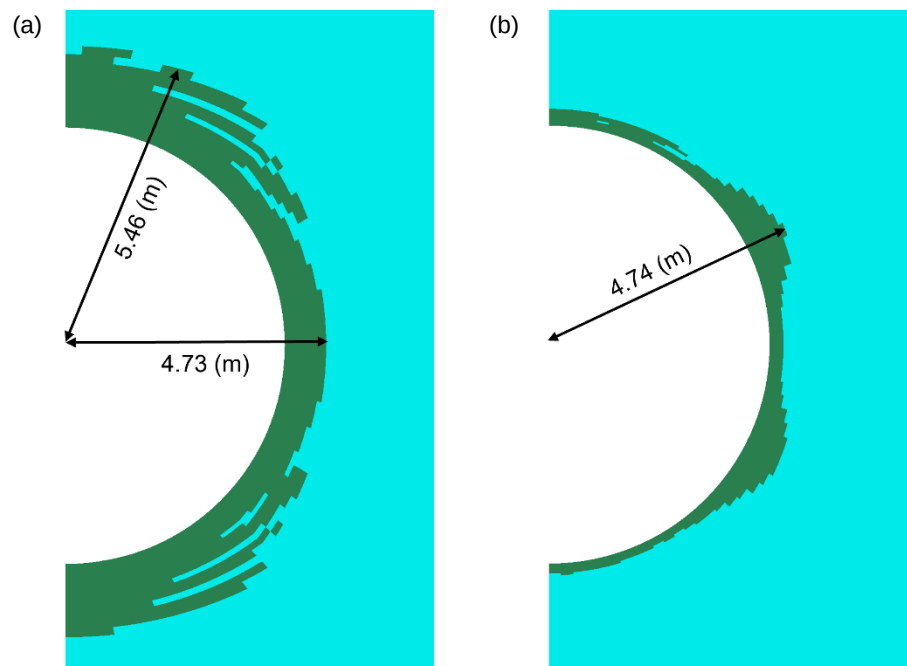


Fig. 22. Zonas del modelo que desarrollaron plasticidad (ya sea por fenómenos de corte como de tracción), donde los eventos de estallido de rocas evaluados corresponden a: (a) Big Bell 07F; (b) Junction 06A.

De forma concluyente, es posible establecer que la metodología de determinación del peligro de eventos de estallido de rocas sugirió resultados coherentes y cercanos a los registros de daños y consecuencias asociados a los eventos evaluados. Estos resultados se contrastaron y verificaron en términos de la profundidad de falla de la roca, la localización del estallido de rocas, la demanda energética determinada, y en base al registro y clasificación de daño de cada evento. Se destaca de igual forma que la incertidumbre asociada a ciertos parámetros, como el radio de la galería subterránea y las propiedades mecánicas residuales, que se asumieron en base a diversos criterios de análisis, que pueden generar cambios importantes en los resultados presentados.

4.6. Análisis y discusión de los resultados

En adición a los escenarios de análisis presentados, se realizaron modelos de análisis adicionales con la finalidad de evaluar la influencia del campo tensional in-situ (magnitud y distribución de los esfuerzos iniciales en el macizo rocoso) en los niveles de peligro de estallidos de rocas utilizando la metodología propuesta.

Se construyeron 18 modelos considerando diversas profundidades y diferentes relaciones de esfuerzos horizontal / vertical, generando diversos escenarios de estados de tensión in situ. Estos parámetros se presentan en detalle en la Tabla 13. Para analizar la influencia individual de estas dos variables en los resultados, se generaron 10 casos de análisis donde se varió únicamente la magnitud de los esfuerzos in-situ manteniendo constante la relación de esfuerzos, y 8 casos de análisis evaluados de forma opuesta.

Para la evaluación de estos eventos de estallidos de rocas simulados, en la matriz de peligro elaborada, se utilizó la misma metodología detallada en la sección 4.2.1.

En términos de los criterios de modelación, se empleó el mismo proceso de discretización del modelo, las dimensiones del dominio se mantuvieron, se aplicaron de forma idénticas las respectivas condiciones de borde, y se adoptó el mismo modelo constitutivo para el macizo rocoso.

En términos geométricos, se utilizaron nuevamente modelos bidimensionales en condición de deformaciones planas, con el propósito de simplificar tanto la construcción como el análisis de los resultados. Como diferencia con los modelos anteriores, estos modelos consideraron un radio de excavación de 1 (m).

Para los parámetros mecánicos del macizo rocoso se consideraron las propiedades de la roca granítica de P.Y. Hou (Hou and Cai, 2022). Donde las propiedades del rango elástico se presentan en la Tabla 14 y las propiedades del rango plástico se encuentran detalladas en las Tablas Tabla 10 y Tabla 11.



Tabla 13. Propiedades del campo tensional in-situ adoptado en cada modelo.

# Modelo	Variación de los esfuerzos in situ										Variación de la relación de esfuerzos horizontal/vertical							
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Profundidad (m)	1,955	2,346	2,737	3,128	3,519	3,910	4,301	4,692	5,082	5,473	3,554	3,258	3,007	2,793	2,606	1,955	1,564	1,303
Esfuerzo Vertical, σ_y (MPa)	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	91	83	77	71	67	50	40	33
Esfuerzo Horizontal, σ_x (MPa)	50	60	70	80	90	100	110	120	130	140	100	100	100	100	100	100	100	100
Relación de esfuerzo horizontal/vertical, k (-)	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5	2.0	2.5	3.0

Tabla 14. Propiedades mecánicas de la muestra de granito (espécimen #BSG-8) proporcionada por P.Y.Hou.

Parámetro	Valor
Tipo de roca	Granito
Densidad natural, γ (kg/m ³)	2,610
Módulo de Young, E (GPa)	50.6
Coeficiente de Poisson, ν	0.22
Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, σ_{ci} (MPa)	124.4

4.6.1. Influencia del campo tensional in-situ en el nivel de peligro de los eventos de estallidos de rocas

Tras la realización del análisis de sensibilidad que consideró la influencia del campo de tensiones en relación con el riesgo potencial de los estallidos de rocas, surgen diversas áreas de discusión que resultan ser pertinentes de un examen más detenido y profundo.

La Fig. 23 (a) y (b) presenta los resultados relativos al radio donde se excede la capacidad máxima de acumulación de energía de deformación de cada modelo. Estos resultados son exhibidos en función del esfuerzo horizontal inicial aplicado, para los modelos numerados del #1 al #10 en la Fig. 23 (a), y en función de la relación entre el esfuerzo horizontal y vertical in-situ para los modelos numerados del #11 al #18 en la Fig. 23 (b).

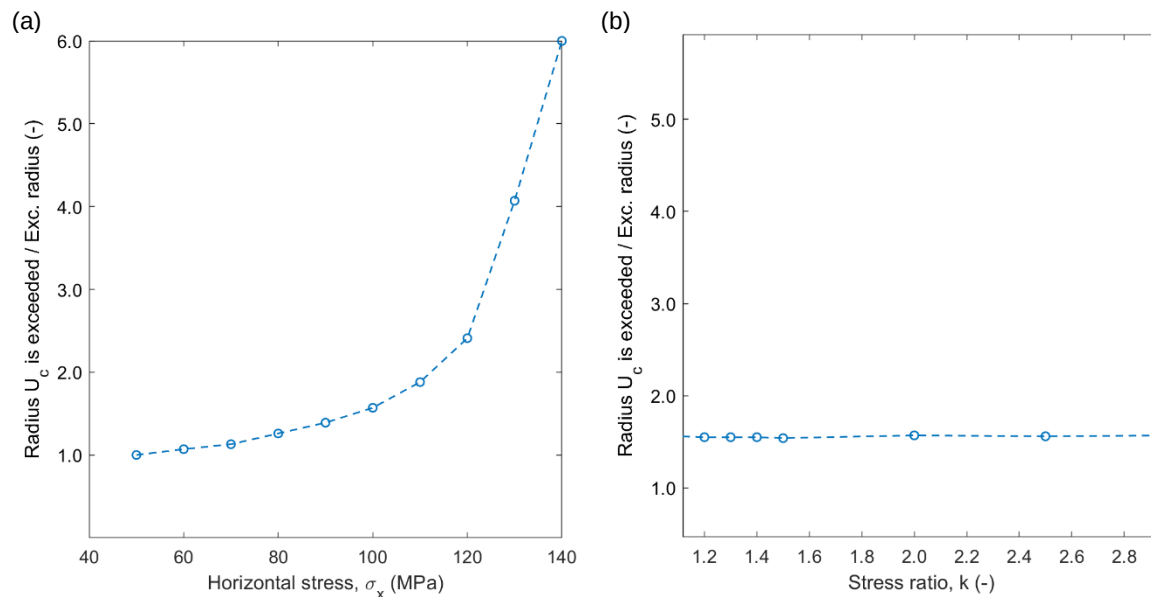


Fig. 23. Radio de roca donde se supera el almacenamiento máximo de U_c asociado a: (a) modelos con variación del esfuerzo in-situ; (b) modelos con variación de la relación de esfuerzo horizontal / vertical.

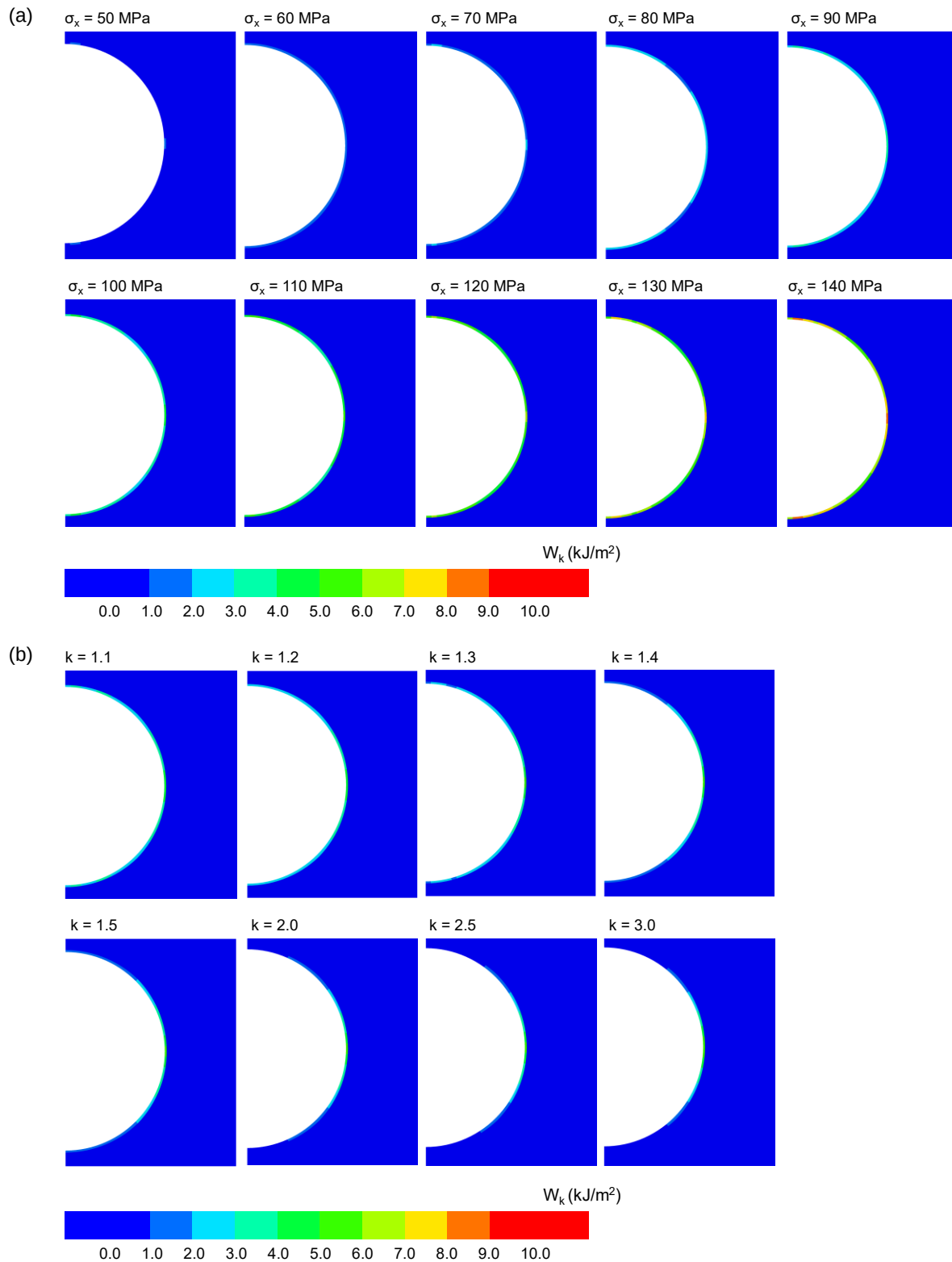


Fig. 24. Energía cinética liberada en el contorno de la excavación, asociada a: (a) modelos con variación del esfuerzo in-situ; (b) modelos con variación de la relación de esfuerzo horizontal / vertical.

De acuerdo con los resultados obtenidos, se observa que el radio definido por la zona donde se supera el almacenamiento máximo de U_c , presenta una tendencia potencial al variar la magnitud del esfuerzo in-situ (σ_x , σ_y) en un rango desde 50 a 140 MPa. En contraste, en los modelos analizados donde se varia la relación de esfuerzos desde 1.0 hasta 3.0, se evidencia una marcada tendencia lineal constante, con variaciones insignificantes en el valor del radio, presentando cambios porcentuales menores a 2% entre los modelos simulados. Esta observación refleja que el valor del esfuerzo máximo en los eventos de desprendimiento de rocas tiene una gran influencia en el área afectada a los procesos de transferencia de energía de deformación, debido principalmente al valor de U_c instantáneo y no al valor asociado al límite máximo de almacenamiento de U_c (ecuación (23)), que depende directamente del valor del k . En contraste, el valor del k a pesar de tener una influencia directa en el cálculo de la capacidad de límite de energía de deformación en la roca no genera una variación importante en el radio de liberación de energía de deformación.

En la Fig. 24 se presentan los diferentes perfiles de distribución de la energía cinética liberada en el contorno de la excavación, en unidades de energía sobre área, para los distintos escenarios simulados. En los casos de estudio donde se varió la magnitud de los esfuerzos in-situ, la cantidad máxima estimada de W_k fluctuó entre 1.11 y 8.94 kJ/m², localizándose principalmente en las regiones del techo y las paredes de la excavación, en concordancia con las áreas donde se anticipan desplazamientos y acumulaciones de esfuerzos más pronunciados. En los escenarios simulados que implican variaciones en el valor de k , se presentan variaciones de hasta 23% considerando los escenarios simulados entre un k de 1.0 y 3.0. En este último escenario, se observa la mayor concentración de W_k liberada en la zona adyacente a la pared de la excavación.

A partir de la Fig. 24 (b), se puede observar que los diferentes modelos exhiben un incremento gradual en la concentración de energía cinética en la pared del túnel a medida que el valor de k aumenta. Esto indica que la región donde se anticipa una mayor liberación de energía corresponde al área donde los esfuerzos están menos concentrados y existe un mayor potencial de desplazamientos, lo cual es consecuencia de un nivel de confinamiento más bajo.

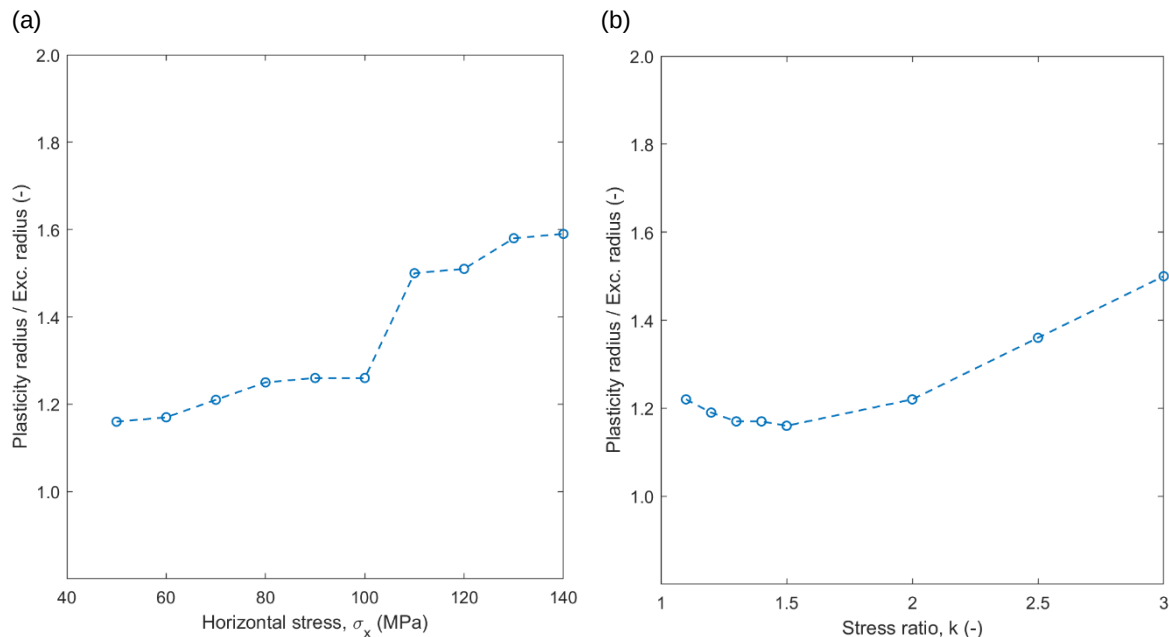


Fig. 25. Radio de plasticidad de la roca asociado a: (a) modelos con variación del esfuerzo in-situ; (b) modelos con variación de la relación de esfuerzo horizontal / vertical.

En relación a la zona de plastificación formada en cada modelo, la Fig. 25 ilustra que tanto la variación en la magnitud como la distribución de los esfuerzos impactan directamente en el valor del radio plástico, aunque con distintas tendencias. Cuando se altera la magnitud del esfuerzo máximo, se observa un punto de umbral cuando $\sigma_x = 110$ MPa ($\sigma_1/\sigma_c = 0.8$), el cual delimita un incremento del 19% en la extensión de la plastificación, que tiende a estabilizarse incluso al llegar a un valor de campo de tensión de 140 MPa. En contraste, al incrementar gradualmente el valor de k , se aprecia que existe una tendencia para valores de $k > 1.5$ a la que la zona afectada por la plastificación de la roca continúa expandiéndose de manera progresiva. En consecuencia, el radio de plasticidad muestra una alta sensibilidad y logra capturar el efecto originado por la disparidad entre los esfuerzos principales mayor y menor, en contra posición al radio de roca afectada por la energía de deformación.

En la Fig. 26 se exhibe el nivel de peligro de estallidos de rocas, siguiendo la metodología propuesta, vinculado a cada modelo simulado. De los resultados, se observa que existe un aumento proporcional entre los valores de LERR obtenidos y el incremento en la magnitud del esfuerzo in-situ. En el gráfico se pone de manifiesto el umbral previamente identificado, que corresponde al valor de esfuerzo de 110 MPa, donde se produce un aumento considerable en el factor de intensidad en los modelos con esfuerzos superiores a este umbral. La variación de los esfuerzos in-situ desde 50 a 140 MPa ocasiona una variabilidad en el nivel de riesgo que atraviesa todas las categorías establecidas, validando la importancia de la magnitud del campo tensional en los eventos de desprendimientos de rocas.

En los escenarios de análisis en los cuales se modifica la relación de esfuerzos, se puede observar que tanto la probabilidad de ocurrencia del evento, representada por el LERR, como el nivel de peligro, disminuyen a medida que se incrementa el valor del k . Esto puede explicarse, en base a que los escenarios con un k mayor a 1.0 presentan un esfuerzo medio considerablemente inferior a los escenarios donde se mantuvo constante el valor del k y se modificó la magnitud del esfuerzo inicial. En consecuencia, se concluye que la variación del k no ejerce una influencia significativa en el valor del LERR. Del mismo modo, el factor de intensidad del evento de desprendimiento de rocas solo se ve afectado por el valor del k cuando se presentan valores de relación superiores a 2.0.

Tabla 15. Resultados del balance de energía mecánica y de la energía cinética liberada en el análisis dinámico, para cada modelo simulado.

# Modelo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
ΔU_c (kJ)	39	57	77	100	127	156	189	222	263	304	142	133	126	120	117	107	103	104
ΔE_{gp} (kJ)	0.85	1.03	1.19	1.36	1.53	1.69	1.86	1.97	2.20	2.36	1.40	1.20	1.03	0.87	0.76	0.39	0.21	0.09
W_{ext} (kJ)	58	84	114	148	187	231	280	330	390	451	211	197	187	179	173	159	155	155
W_k estático (kJ)	18	26	35	47	59	73	89	106	125	145	67	63	60	58	56	52	51	51
W_k local (kJ)	18	26	35	46	58	72	87	103	121	140	65	61	57	55	53	49	49	49
Diferencia de W_k entre la solución estática y local (%)	2.5	1.0	0.2	1.0	1.6	2.2	2.6	3.1	3.3	3.6	2.8	3.7	4.5	5.0	5.3	5.3	5.1	5.0

Tabla 16. Parámetros asociados a la determinación del nivel de peligro de los eventos de estallido de rocas estudiados.

# Modelo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Radio de roca donde se supera el almacenamiento máximo de U_c (-) ⁽¹⁾	1.00	1.07	1.13	1.26	1.39	1.57	1.88	2.41	4.07	6.00	1.56	1.55	1.55	1.55	1.54	1.57	1.56	1.57
Máximo W_k en el contorno de la excavación (kJ/m ²)	1.11	1.63	2.22	2.91	3.69	4.56	5.50	6.56	7.68	8.94	4.79	4.95	5.05	5.08	5.16	5.37	5.53	5.61
Puntaje matriz de intensidad (-)	1	1	1	2	2	3	6	8	10	10	3	3	6	6	6	6	6	6
Radio de plasticidad (-) ⁽¹⁾	1.16	1.17	1.21	1.25	1.26	1.26	1.50	1.51	1.58	1.59	1.22	1.19	1.17	1.17	1.16	1.22	1.36	1.50
Puntaje de la matriz de intensidad con el factor de corrección por plasticidad (-)	1.0	1.0	1.2	2.4	2.4	3.6	9.6	12.8	16.0	16.0	3.6	3.0	6.0	6.0	6.0	6.0	7.2	7.2
LERR (kJ/m ³)	72	103	138	179	225	273	323	382	433	502	256	239	228	214	205	177	157	141
Potencial Peligro de Estallido de Rocas ⁽²⁾	L	L	L	M	M	M	H	H	S	S	M	M	M	M	M	M	M	M

⁽¹⁾ Valores normalizados por el radio de excavación.

⁽²⁾ L: low; M: moderate; H: high; S: severe.

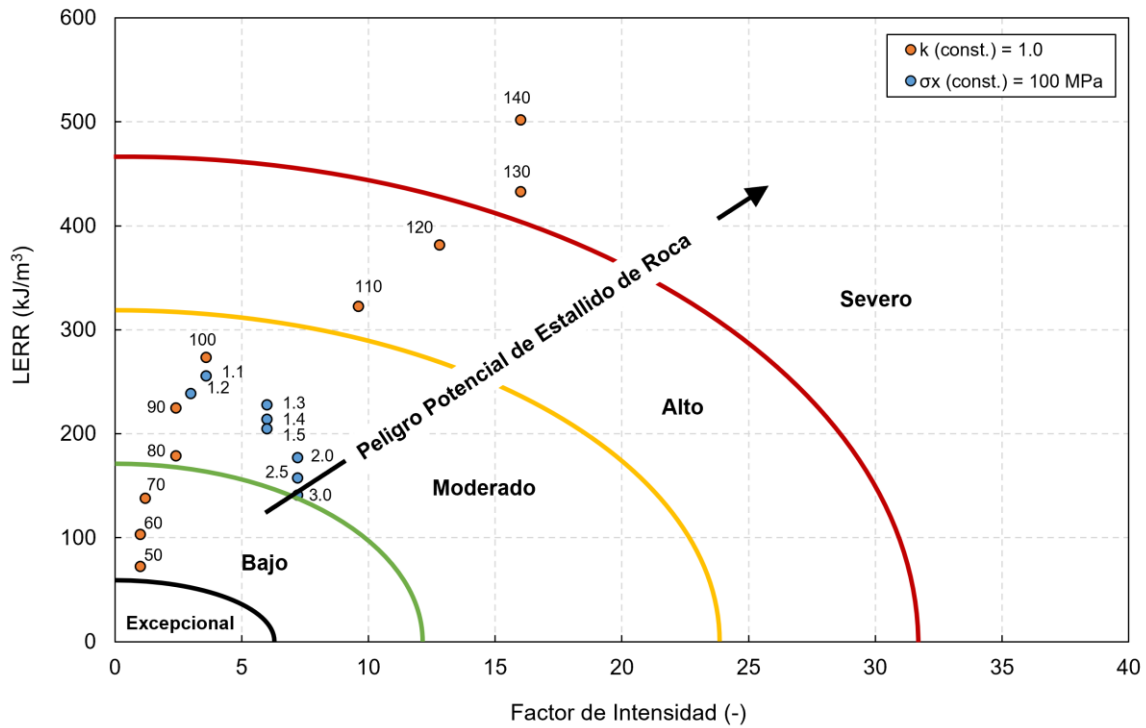


Fig. 26. Nivel de peligro de un evento de estallido de rocas asociado a los distintos escenarios de análisis simulados, según la matriz propuesta. Para los modelos donde se mantuvo constante el valor de k se muestra el valor de σ_x aplicado, mientras que para los modelos donde se mantuvo constante el valor de σ_x se muestra el valor del k adoptado.

4.7. Conclusiones

Se presento una metodología de varias etapas para la determinación temprana del peligro de estallido de rocas en galerías subterráneas a gran profundidad. La metodología se centró en el cálculo de 4 parámetros físicos correspondientes a: el radio de roca que excede el almacenamiento máximo de energía de deformación; la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación; el radio de plastificación del macizo rocoso; y la tasa de liberación de energía local (LERR).

El enfoque de la metodología propuesta es de carácter empírico, donde las distintas escalas de clasificación de los diferentes parámetros analizados, se basó en resultados e información de trabajos de investigación anteriores, en conjunto con el criterio del autor. La metodología considera en su evaluación, la magnitud del campo tensional in-situ, la relación de esfuerzos in-situ, las propiedades mecánicas de la roca (pre y post peak), y las condiciones de operación / construcción de una galería subterránea (geometría, secuencia constructiva, y tasa de avance de la excavación).

La metodología de cálculo del peligro potencial de estallido de rocas desarrollado por el autor y presentado aquí da como resultado un índice o clasificación para la ruptura dinámica potencial que es consistente con clasificaciones similares publicadas previamente por otros autores.

El enfoque propuesto fue validado a través de la simulación de dos eventos violentos de desprendimientos de rocas ocurridos en la minería subterránea. Y en segundo lugar, simulando diferentes escenarios de análisis basados en las propiedades mecánicas de una roca a gran profundidad, con el objetivo de determinar la influencia del campo tensional en los niveles de peligro de un evento de estallido de rocas.

Los resultados de ambas etapas sugieren que los valores de peligro de los eventos de estallidos de rocas estudiados a través del enfoque propuesto se encuentran en coherencia y concordancia con los valores esperados.

Es imperativo enfatizar que la calibración de las propiedades post-peak o residuales de la roca constituye un elemento primordial que ejerce una influencia significativa en los resultados de todos los parámetros evaluados en la metodología propuesta, especialmente en lo que respecta al valor atribuido al índice LERR.

Como alcance importante, se sugiere que la metodología propuesta, en específico, las escalas de clasificación planteadas deben ser complementadas, calibradas y respaldadas con una base estadística mayor de escenarios de análisis. A sí mismo, los intervalos de clasificación final del peligro de estallido de rocas planteados podrían estar sujetos a modificaciones para una mejor representación de los resultados.

Referencias

- Blake, W., Hedley, D.G.F., 2003. Rockbursts: case studies from North American hard-rock mines. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Littleton, Colo.
- Castro, L., Bewick, R., Carter, T., 2012. An overview of numerical modelling applied to deep mining. Innovative Numerical Modeling in Geomechanics 393–414. <https://doi.org/10.1201/b12130-22>
- Chen, L., Guo, L., 2020. Discussions on the Complete Strain Energy Characteristics of Deep Granite and Assessment of Rockburst Tendency. Shock and Vibration 2020, Article ID 8825505, 9 pages. <https://doi.org/10.1155/2020/8825505>
- Cook, N.G.W., Hoek, E., Pretorius, J.P.G., Ortlepp, W.D., Salamon, H.D.G., 1966. Rock mechanics applied to the study of rockbursts. J S Afr Inst Min Metall 66, 435–528.
- Diederichs, M.S., 2018. Early assessment of dynamic rupture hazard for rockburst risk management in deep tunnel projects. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy 118, 193–204. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n3a1>
- Feng, X.-T., 2017. Rockburst: Mechanisms, Monitoring, Warning, and Mitigation. Oxford, England ; Cambridge, Massachusetts.
- Feng, X.-T., Yashun, X., Guangliang, F., 2012. Mechanism, Warning and Dynamic Control of Rockburst Evolution Process. Presented at the ISRM Regional Symposium - 7th Asian Rock Mechanics Symposium, OnePetro.
- Gercek, H., 2007. Poisson's Ratio Values for Rocks. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 44, 1–13. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2006.04.011>
- Haimson, B., Chang, C., 2002. True triaxial strength of KTB amphibolite under borehole wall conditions and its use to estimate the maximum horizontal in-situ stress [J]. Journal of Geophysical Research 107. <https://doi.org/10.1029/2001JB000647>
- Hauquin, T., 2016. La rupture brutale des piliers conditionne-t-elle les effondrements miniers ? : approches énergétiques par modélisation numérique.
- Hauquin, T., Gunzburger, Y., Deck, O., 2018. Predicting pillar burst by an explicit modelling of kinetic energy. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 107, 159–171. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.05.004>
- Hazrati Aghchai, M., Moarefvand, P., Salari, H., 2020. On Analytic Solutions of Elastic Net Displacements around a Circular Tunnel. <https://doi.org/10.22044/jme.2020.9252.1821>
- He, B.-G., Zelig, R., Hatzor, Y.H., Feng, X.-T., 2016. Rockburst Generation in Discontinuous Rock Masses. Rock Mech Rock Eng 49, 4103–4124. <https://doi.org/10.1007/s00603-015-0906-8>
- Heal, D., 2010. Observations and analysis of incidences of rockburst damage in underground mines (Doctoral Thesis).
- Hedley, D.G., 1992. Rockburst handbook for Ontario hardrock mines. (No Title).
- Hou, P.Y., Cai, M., 2022. Post-Peak Stress–Strain Curves of Brittle Hard Rocks Under Different Loading Environment System Stiffness. Rock Mech Rock Eng 55, 3837–3857. <https://doi.org/10.1007/s00603-022-02839-2>
- Jiang, Q., Feng, X.-T., Xiang, T.-B., Su, G., 2010. Rockburst characteristics and numerical simulation based on a new energy index: A case study of a tunnel at 2,500 m depth. Bulletin of Engineering Geology and the Environment 69, 381–388. <https://doi.org/10.1007/s10064-010-0275-1>
- Keneti, A., Sainsbury, B.-A., 2018. Review of published rockburst events and their contributing factors. Engineering Geology 246, 361–373. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.10.005>
- Khademian, Z., Ozbay, U., 2019. Modeling violent rock failures in tunneling and shaft boring based on energy balance calculations. Tunnelling and Underground Space Technology 90, 62–75. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2019.04.018>
- Kidybiński, A., 1981. Bursting liability indices of coal. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts 18, 295–304. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(81\)91194-3](https://doi.org/10.1016/0148-9062(81)91194-3)

- Larsson, K., 2004. Seismicity in mines : a review. Luleå tekniska universitet.
- Li, G., Zhou, C., Zhang, Y., Xu, H., Gao, Y., Zhang, R., 2013. Review of rockburst in underground engineering. *Advances in Science and Technology of Water Resources* 33.
- Li, Q., Chen, L., Sui, Z., Wang, L., Dong, J., 2019. Dynamic analysis and criterion evaluation on rockburst considering the fractured dissipative energy. *Advances in Mechanical Engineering* 11, 1687814019825906. <https://doi.org/10.1177/1687814019825906>
- Manouchehrian, S.M.A., 2016. Numerical modeling of unstable rock failure. (Thesis). Laurentian University of Sudbury.
- Martin, C.D., Kaiser, P.K., McCreath, D.R., 1999. Hoek-Brown parameters for predicting the depth of brittle failure around tunnels. *Can. Geotech. J.* 36, 136–151. <https://doi.org/10.1139/t98-072>
- Mitri, H.S., Hassani, F.P., Kebbe, R., 1993. A strain energy approach for the prediction of rockburst potential in underground hard rock mines. In *Proceedings of the 1st Canadian symposium on Numerical Modelling Applications in Mining and Geomechanics*.
- Mitri, R., Tang, Simon, B., 1999. FE modelling of mining-induced energy release and storage rates. *Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*.
- Morrison, D., Akerman, A., Parsons, H., Hudyma, M., Potvin, Y., 2014. Development in deep, hard rock mines – beyond 10 m/day. Presented at the Deep Mining 2014: Seventh International Conference on Deep and High Stress Mining, 2014 16-18 September, Sudbury, Australian Centre for Geomechanics. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1410_16_Morrison
- Nikolic, M., Roje-Bonacci, T., Ibrahimbegovic, A., 2016. Overview of the numerical methods for the modelling of rock mechanics problems. *Technical Gazette, Scientific-professional Journal of Technical Faculties of University in Osijek* 23, 627–637. <https://doi.org/10.17559/TV-20140521084228>
- Peng, Z., Wang, Y., Li, T., 1996. Griffith theory and rock burst of criterion. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* 15, 491–495.
- Perras, M., Diederichs, M., 2015. Predicting excavation damage zone depths in brittle rocks. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* 8. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.004>
- Pu, Y., Apel, D.B., Hall, R., 2020. Using machine learning approach for microseismic events recognition in underground excavations: Comparison of ten frequently-used models. *Engineering Geology* 268, 105519. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2020.105519>
- Qinghua, X., Jianguo, L., Shenxiang, L., Bo, G., 2016. A new method for calculating energy release rate in tunnel excavation subjected to high in situ stress. *Perspectives in Science, 1st Czech-China Scientific Conference 2015* 7, 292–298. <https://doi.org/10.1016/j.pisc.2015.11.045>
- Russenes, B., 1974. Analysis of rock spalling for tunnels in steep valley sides. *Norwegian Institute of Technology*.
- Salamon, M.D.G., 1984. Energy considerations in rock mechanics : fundamental results. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 84, 233–246. https://doi.org/10.10520/AJA0038223X_1489
- Silvestre Ordaz, Á., 2019. Curso de Introducción a la Modelización con FLAC3D.
- Turchaninov, I.A., Markov, G.A., Gzovsky, M.V., Kazikayev, D.M., Frenze, U.K., Batugin, S.A., Chabdarova, U.I., 1972. State of stress in the upper part of the Earth's crust based on direct measurements in mines and on tectonophysical and seismological studies. *Physics of the Earth and Planetary Interiors* 6, 229–234. [https://doi.org/10.1016/0031-9201\(72\)90005-2](https://doi.org/10.1016/0031-9201(72)90005-2)
- Vazaios, I., Diederichs, M.S., Vlachopoulos, N., 2019. Assessment of strain bursting in deep tunnelling by using the finite-discrete element method. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* 11, 12–37. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.06.007>
- Villaescusa, E., Player, J., Thompson, A., 2014. A Reinforcement Design Methodology for Highly Stressed Rock Masses. <https://doi.org/10.13140/2.1.4423.8402>
- Villaescusa, E., Thompson, A., Player, J., 2015. Dynamic Testing of Ground Support Systems. <https://doi.org/10.13140/RG.2.1.5047.4962>
- Wang, F., Kaunda, R., 2019. Assessment of rockburst hazard by quantifying the consequence with plastic strain work and released energy in numerical models. *International Journal of Mining*



- Science and Technology, Special issue on ground control in mining in 2018 29, 93–97.
<https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.11.023>
- Wang, J., Apel, D.B., Pu, Y., Hall, R., Wei, C., Sepehri, M., 2021. Numerical modeling for rockbursts: A state-of-the-art review. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering* 13, 457–478. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.09.011>
- WATTIMENA, R.K., SIRAIT, B., Widodo, N.P., MATSUI, K., 2012. Evaluation of rockburst potential in a cut-and-fill mine using energy balance. *International Journal of the JCRM* 8, 19–23.
- Wiles, T., 2002. Loading system stiffness-a parameter to evaluate rockburst potential. Presented at the First International Seminar on Deep and High Stress Mining, Australian Centre for Geomechanics, Perth, Australia, Citeseer.
- Wiles, T.D., Potvin, Y., Hudyma, M., 2005. Rockburst Prediction Using Numerical Modelling—Realistic Limits for Failure Prediction Accuracy. Presented at the RaSiM6: Sixth International Symposium on Rockburst and Seismicity in Mines, 2005 9-11 March, Perth, Australian Centre for Geomechanics. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/574_0.5
- Wu, M., Ye, Y., Wang, Q., Hu, N., 2022. Development of Rockburst Research: A Comprehensive Review. *Applied Sciences* 12, 974. <https://doi.org/10.3390/app12030974>
- Xie, H., Ju, Y., Li, L.-Y., 2005. Criteria for strength and structural failure of rocks based on energy dissipation and energy release principles. *Yanshilixue Yu Gongcheng Xuebao/Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering* 24, 3003–3010.
- Zhang, Z., Luo, C., Zhang, H., Gong, R., 2020. Rockburst Identification Method Based on Energy Storage Limit of Surrounding Rock. *Energies* 13, 343. <https://doi.org/10.3390/en13020343>
- Zhou, J., Li, X., Mitri, H.S., 2018. Evaluation method of rockburst: State-of-the-art literature review. *Tunnelling and Underground Space Technology* 81, 632–659. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.08.029>