

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES
SANTIAGO, CHILE



MODELO MATEMÁTICO PARA DETERMINAR EL PELIGRO DE ESTALLIDO DE ROCA

CARLA EDERWAY HABERT CONTRERAS

TESIS PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERA CIVIL DE MINAS
Y AL GRADO ACADÉMICO DE MAGÍSTER EN CIENCIAS DE LA
INGENIERÍA METALÚRGICA

PROFESOR PATROCINANTE: ADELINE DELONCA

PROFESOR CORREFERENTE: SERGIO PALMA

JUNIO, 2024



AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, toda mi gratitud es para Dios, ya que gracias a Él pude estudiar Ingeniería Civil de Minas y abrió las puertas para complementar mis estudios con el Magíster en Ciencias de la Ingeniería Metalúrgica, enfocado en la geomecánica. Todos estos años Dios me ha guiado y sostenido en este importante proceso. Le agradezco por su infinita misericordia y amor. Sin duda ha sido el pilar principal para finalizar mis estudios.

Agradezco a David Ortega por su compañía todos estos años, fue un gran compañero y amigo que estuvo en esos días difíciles de la universidad como también en los buenos. Soy afortunada de tenerle en mi vida y que ahora sea mi esposo. Es uno de los pilares importantes que me ayudó a llegar hasta el final de la carrera.

Le doy las gracias a mi amada familia por alentarme y aconsejarme ser una profesional. A lo largo de mi vida siempre estuvieron motivándome a ser independiente y esforzada, a dar lo mejor de mí. Gracias querida mamá por cuidarme, amarme y acompañarme a lo largo de mi vida. Familia los amo y siempre los amaré a cada uno de ustedes.

No puedo dejar fuera de estos agradecimientos a mis abuelos maternos, quienes me cuidaron desde pequeña. A mi abuelita Q.E.P.D. por su continua preocupación, llevarme comida mientras estudiaba e infinitas acciones de cariño.

También agradezco a mis suegros quienes han orado y cuidado de mí, gracias por ser también mi familia y a mi cuñada por su amistad y apoyo, eres como mi hermana mayor.

Agradezco a Adeline Delonca y Sergio Palma por su apoyo académico todos estos años, por abrir la posibilidad de realizar un magíster y ser grandes profesionales que se preocupan de los alumnos. Son un ejemplo que seguir en su dedicación por cada estudiante, motivación por mejorar continuamente el departamento de minas y amor a su trabajo.

Agradezco al proyecto Fondecyt N°11200156 por apoyar y financiar esta investigación.

Finalmente, mis agradecimientos a Itasca por permitirme desarrollar esta investigación utilizando su software FLAC3D.

RESUMEN

Los estallidos de roca corresponden a la falla de roca en túneles debido a diferentes factores que generan una acumulación de energía de deformación que luego es liberada como energía cinética. Esto provoca el derrumbe del túnel de forma violenta y repentina, lo que representa un alto riesgo cuando las consecuencias involucran al personal, instalaciones y equipos. Para estimar los estallidos de roca existen métodos empíricos, de simulación, basados en algoritmos matemáticos y gráficos, pero falta complementarlos y obtener el nivel de peligro de este evento. Por lo tanto, el objetivo de esta investigación fue obtener un modelo matemático para determinar la ocurrencia, la intensidad y el nivel del peligro de un estallido de roca, considerando algunos de los parámetros geomecánicos y de diseño más influyentes. Esta investigación tiene un enfoque energético que se basa en el análisis a partir de diferentes tipos de litología, calidad del macizo rocoso y condiciones de esfuerzos en los estallidos de roca. Mediante simulación numérica tridimensional en el software FLAC3D y su modelo constitutivo IMASS, considerando finalmente un modelo elastoplástico y dinámico.

Se realiza un análisis de sensibilidad y dimensional de los datos obtenidos por el software utilizando el teorema π de Vaschy-Buckingham para obtener los principales parámetros que representan el modelo matemático, el cual evalúa el nivel de peligro del estallido de roca.

La tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$) es utilizada para evaluar la ocurrencia del estallido de roca y describe la energía de deformación antes y después de la falla frágil por el volumen.

La intensidad del estallido de roca se encuentra relacionada con la energía cinética máxima en el contorno de la excavación y el radio de plasticidad, ya que estos describen la velocidad con la que saldría eyectada la roca y el volumen afectado producto de la deformación del macizo rocoso.

Se obtuvo que los parámetros más influyentes en los índices que permiten evaluar el estallido de roca son la relación de esfuerzos y el esfuerzo vertical, debido a su directa relación con el aumento de la concentración de energía en el contorno de la excavación.

El modelo matemático considera los tres índices antes mencionados que relacionan tanto la intensidad como la ocurrencia del estallido de roca, considerando la fenomenología de este tipo de eventos, para obtener el nivel de peligro y, así, tomar las medidas necesarias para evitar posibles catástrofes dentro de la minería.

ABSTRACT

Rockbursts correspond to the failure of rock in tunnels due to different factors that generate an accumulation of deformation energy that is later released as kinetic energy. This causes the tunnel to collapse violently and suddenly, which represents a high risk when the consequences involve personnel, facilities, and equipment. To estimate rockbursts, there are empirical and simulation methods based on mathematical and graphic algorithms, but they need to be complemented and obtained, with a high degree of reliability, the danger level of this event. Therefore, the objective of this research was to obtain a mathematical model to determine the occurrence, intensity, and danger level of a rockburst, considering some of the most influential geomechanical and design parameters.

This research has an energy approach that is based on the analysis of different types of lithology, quality of the rock mass and stress conditions in the rockbursts. Through three-dimensional numerical simulation in the FLAC3D software and its constitutive model IMASS, finally considering an elastoplastic and dynamic model.

A sensitivity and dimensional analysis of the data obtained by the software is performed using the Vaschy-Buckingham π theorem to obtain the main parameters that represent the mathematical model, which evaluates the danger level of the rockburst.

The average local energy release rate ($\overline{LERR}$) is used to evaluate the occurrence of rockburst and describe the strain energy before and after brittle volume failure.

The intensity of the rockburst is related to the maximum kinetic energy in the contour of the excavation and the radius of plasticity, since these describe the speed with which the rock would be ejected, and the volume affected as a result of the deformation of the rock mass.

It was obtained that the most influential parameters in the indices that allow evaluating the rockburst are the stress ratio and the vertical stress, due to their direct relationship with the increase in the energy concentration in the excavation contour.

The mathematical model considers the three aforementioned indices that relate both the intensity and the occurrence of the rockburst, considering the phenomenology of this type of events, to obtain the level of danger and, thus, take the necessary measures to avoid possible catastrophes within of mining.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

1	Introducción.....	10
1.1	Definición y clasificación de los estallidos de roca.....	10
1.2	Factores que influyen en un estallido de roca.....	12
1.3	Criterios para la estimación de los estallidos de roca.....	14
1.3.1	Métodos empíricos	15
1.3.2	Métodos de simulación.....	15
1.3.3	Métodos basados en algoritmos matemáticos	16
1.3.4	Métodos gráficos	17
2	Objetivos.....	18
2.1	Objetivo general	18
2.2	Objetivos específicos.....	18
3	Marco teórico.....	19
3.1	Software FLAC3D.....	19
3.2	Evaluación energética.....	20
3.3	Ecuaciones derivadas de la solución de lamé.....	21
3.4	Indicadores del estallido de roca	22
3.4.1	Energía máxima en el contorno de la excavación	23
3.4.2	Tasa de liberación de energía local.....	23
3.4.3	Índice Sloss.....	24
3.4.4	Radio de roca afectada.....	24
3.4.5	Radio de plasticidad.....	25
4	Metodología.....	26
4.1	Definición del modelo	26
4.2	Calibración.....	28
4.2.1	Modelo elástico.....	28
4.2.2	Modelo elastoplástico	29

4.3	Variación de parámetros	30
4.3.1	Selección de parámetros	30
4.3.2	Simulación de modelos	31
4.4	Definición del modelo matemático	31
4.4.1	Identificación de parámetros relevantes	31
4.4.2	Análisis multidimensional	32
4.4.3	Construcción modelo matemático	33
5	Desarrollo	34
6	Resultados y análisis	36
6.1	Modelos matemáticos	36
6.1.1	Ocurrencia del Peligro	38
6.1.2	Intensidad del Peligro	41
6.1.3	Peligro de Estallido de Roca	46
6.2	Clasificación del estallido de roca	47
6.2.1	Ocurrencia del Estallido de Roca	47
6.2.2	Intensidad del Estallido de Roca	48
6.2.3	Peligro de Estallido de Roca	48
7	Resumen resultados	48
7.1	Ocurrencia del estallido de roca	48
7.2	Intensidad del estallido de roca	49
7.3	Peligro de estallido de roca	49
8	Discusión	49
8.1	Caso estudio I: Estudios de laboratorio (He et al., 2015)	49
8.2	Caso estudio II: Hidroeléctrica Jinping II China	51
8.3	Caso estudio III: División El Teniente	52
9	Conclusiones	53
10	Referencias	55



11	Anexos.....	60
11.1	Ecuación $\overline{LERR}$	60
11.2	Ecuación $W_{k,c}$	62
11.3	Ecuación s_{loss}	63
11.4	Ecuación R_a	65

ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Fig. 1: Ensayos de estallidos de roca en diferentes tipos de rocas (He et al., 2015a).</i>	13
<i>Fig. 2: Métodos para evaluar los estallidos de roca (Zhou et al., 2018).</i>	14
<i>Fig. 3: Envoltentes de resistencia IMASS (Itasca).</i>	20
<i>Fig. 4: Geometría en condiciones de tensión in situ no hidrostáticas (Hazrati Aghchai et al. 2020).</i>	21
<i>Fig. 5: Esquema representativo del indicador sloss (Ghazvinian et al., 2020).</i>	24
<i>Fig. 6: Esquema representativo para obtener el radio de roca afectada.</i>	25
<i>Fig. 7: Esquema de la metodología del estudio.</i>	26
<i>Fig. 8: Geometría simulada.</i>	27
<i>Fig. 9: Condiciones de borde.</i>	27
<i>Fig. 10: Relación de los índices con los parámetros de diseño tras las simulaciones en FLAC3D.</i>	32
<i>Fig. 11: Distribución del esfuerzo principal máximo en el modelo.</i>	34
<i>Fig. 12: Validación esfuerzo radial.</i>	35
<i>Fig. 13: Validación esfuerzo tangencial.</i>	35
<i>Fig. 14: Comparación energía cinética modelo estático y modelo dinámico.</i>	36
<i>Fig. 15: Distribución de datos de la ecuación LERR.</i>	39
<i>Fig. 16: Distribución de datos de la ecuación Sloss.</i>	41
<i>Fig. 17: Distribución de datos de la ecuación $W_{k,c}$.</i>	42
<i>Fig. 18: Distribución de datos de la ecuación R_a.</i>	44
<i>Fig. 19: Distribución de datos de la ecuación R_p.</i>	46
<i>Fig. 20: Ubicación y dirección de los túneles en Jinping II en China (Manouchehrian and Cai, 2018).</i>	51

ÍNDICE DE TABLAS

<i>Tabla 1: Propiedades mecánicas del macizo rocoso</i>	<i>28</i>
<i>Tabla 2: Parámetros a simular</i>	<i>30</i>
<i>Tabla 3: Coeficiente de correlación entre variables.....</i>	<i>37</i>
<i>Tabla 4: Parámetros iniciales de las nuevas simulaciones.....</i>	<i>37</i>
<i>Tabla 5: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el $\overline{LERR}$.....</i>	<i>38</i>
<i>Tabla 6: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el Sloss</i>	<i>40</i>
<i>Tabla 7: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el $W_{k,c}$</i>	<i>42</i>
<i>Tabla 8: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el R_a</i>	<i>43</i>
<i>Tabla 9: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el R_p</i>	<i>45</i>
<i>Tabla 10: Clasificación de la ocurrencia del estallido de roca</i>	<i>47</i>
<i>Tabla 11: Clasificación de la intensidad del estallido de roca.....</i>	<i>48</i>
<i>Tabla 12: Clasificación del peligro del estallido de roca</i>	<i>48</i>
<i>Tabla 13: Resumen del modelo para la ocurrencia del estallido de roca</i>	<i>48</i>
<i>Tabla 14: Resumen del modelo para la intensidad del estallido de roca</i>	<i>49</i>
<i>Tabla 15: Resumen del modelo para el peligro del estallido de roca.....</i>	<i>49</i>
<i>Tabla 16: Clasificación con respecto al índice de riesgo del estallido de roca</i>	<i>49</i>
<i>Tabla 17: Características de la roca e índice de riesgo del estallido de roca.....</i>	<i>50</i>
<i>Tabla 18: Clasificación casos experimentales de diferentes tipos de rocas</i>	<i>50</i>
<i>Tabla 19: Propiedades y esfuerzos del túnel de drenaje.....</i>	<i>51</i>
<i>Tabla 20: Clasificación obtenida para Jinping II China</i>	<i>52</i>
<i>Tabla 21: Propiedades y esfuerzos del caso de estudio de la División El Teniente</i>	<i>52</i>
<i>Tabla 22: Clasificación obtenida para caso DET.....</i>	<i>52</i>
<i>Tabla 23: Variables para la obtención de la ecuación del índice $\overline{LERR}$.....</i>	<i>60</i>
<i>Tabla 24: Variables para la obtención de la ecuación del parámetro $W_{k,c}$</i>	<i>62</i>
<i>Tabla 25: Variables para la obtención de la ecuación del parámetro Sloss</i>	<i>64</i>
<i>Tabla 26: Variables para la obtención de la ecuación del parámetro R_a</i>	<i>65</i>

1 INTRODUCCIÓN

La minería es una de las actividades económicas del sector primario más importante a nivel mundial, que en Chile contribuye al 14,6% del PIB (Statista, 2021). Los teléfonos, automóviles, la electricidad, instalaciones y entre muchos otros artefactos que utilizamos en el día a día, son posibles por las materias primas de origen mineral que poseen una alta demanda. La extracción de minerales cada día debe alcanzar mayores profundidades, ya que los yacimientos superficiales se están agotando. Esto conlleva a la minería subterránea, donde las condiciones del macizo rocoso provocan estallidos de roca.

Con el aumento de la profundidad minera, los estallidos de rocas son uno de los desastres más graves que amenazan la seguridad de los operadores de minas y la estabilidad de la roca (Lafont et al., 2013). El estallido de roca es un movimiento repentino y violento que provoca el colapso de la roca en túneles subterráneos que ocurre en condiciones de altos esfuerzos (Dietz et al., 2018). Este fenómeno ha ocurrido a lo largo de los años y cada vez son más frecuentes. Por ello, se hace más importante poder estimar la intensidad y ocurrencia de un estallido de roca, ya que el riesgo de un estallido de roca es muy alto cuando las consecuencias involucran daños al personal, instalaciones y equipos mineros, lo cual afecta colateralmente a la producción de la minera.

1.1 Definición y clasificación de los estallidos de roca

En la literatura, los estallidos de roca han sido estudiados por diversos autores a lo largo de los años, donde se ha definido estallido de roca de diferentes formas. Zhou et al. (2018) realizó una revisión exhaustiva de las investigaciones realizadas sobre los estallidos de roca desde 1965 hasta la fecha de su publicación, donde encontró como primera definición que los estallidos de roca son una ruptura incontrolada de la roca asociada con una liberación violenta de energía (Cook, 1965). Así, varios autores han definido este fenómeno como una explosión o falla repentina y violenta de roca (Dietz et al., 2018; Hedley, 1992; Larocque, 1980; Mine Safety and Health Administration, 1984; Obert and Wi, 1967; Ortlepp, 1997; Solak, 2009), que está relacionada con los esfuerzos que exceden la resistencia de la roca (Dietz et al., 2018; Obert and Wi, 1967; Zhou et al., 2017) y provocan una liberación violenta de energía (Blake, 1972; Gill et al., 1993; He, 2005). Además, Hedley (1992) lo define como

un evento sísmico que causa lesiones a las personas o daños a los trabajos subterráneos, lo cual es importante de considerar, ya que el riesgo de un estallido de roca es muy alto cuando las consecuencias involucran daños al personal y equipos mineros.

Por otra parte, existen tipos de estallidos de roca que han sido agrupados en categorías por diversos autores de diferentes maneras. Tang (2000) los clasificó como: estallido de esfuerzos, estallido de deslizamiento de falla y mecanismos combinados. También han sido agrupados según el mecanismo que origina el estallido de roca, los cuales están asociados con la geometría subterránea local de las cavidades, elementos estructurales como pilares y la geología existente (Camiro, 1995; He et al., 2015a; Ortlepp and Stacey, 1994). Ortlepp (1997) definió los tipos de estallidos de roca como: estallidos de esfuerzos, pandeo, estallidos de pilar, ruptura por corte y estallido de deslizamiento de falla. Sin embargo, comúnmente los estallidos de roca son clasificados como estallidos de esfuerzos o tensión, estallidos de pilares o estallidos de deslizamiento por falla (Castro et al., 2012; He et al., 2012; Hedley, 1992).

Los estallidos de esfuerzos son desprendimientos de la roca circundante en túneles subterráneos donde la concentración de esfuerzos es mayor con respecto a la resistencia a la compresión de la roca (Ortlepp, 1997). Estos corresponden a los estallidos de rocas más comunes en minería subterráneas con roca dura (Tang, 2000). Pueden ocurrir en formas de fracturamiento de roca intacta, pandeos o eyección de bloques de roca (Li et al., 2019).

Los estallidos de deslizamiento por falla ocurren cuando cambios de tensión causados por las excavaciones generan un deslizamiento de las fallas preexistentes en la roca o fallas por corte de rocas intactas en el campo cercano de una abertura subterránea, en donde estos deslizamientos también causan ondas sísmicas que se propagan en el macizo rocoso. Este fenómeno igualmente puede ocasionarse cuando poderosas ondas sísmicas (inducidas o naturales) llegan a las obras subterráneas, provocando el deslizamiento de fallas, que pueden provocar un estallido violento de roca. El estallido por deslizamiento de fallas suele ser más poderoso que el estallido de esfuerzos y, por lo tanto, a menudo causa daños severos (Li et al., 2019).

Hauquin et al. (2018) definieron los estallidos de pilares como un rápido colapso de un pilar aislada o parte de este, que a veces conduce a la fragmentación y expulsión de piezas de roca del pilar. Esto ocurre en minería subterránea, cuando se utiliza el método de explotación “Room and Pillar”, en donde el estallido depende del tamaño y la ubicación de los pilares en la mina (Kaiser, 2009).

1.2 Factores que influyen en un estallido de roca

Diferentes autores han evaluado el potencial de los estallidos de rocas considerando diferentes variables, tales como la profundidad (He et al., 2015a; Li and Jimenez, 2018), esfuerzos in situ e inducidos (Castro et al., 2012; He et al., 2015a; Li et al., 2008; Wen et al., 2019; Zhao et al., 2017), energía (Cook et al., 1966; Lafont et al., 2013; Li and Jimenez, 2018; Zhou et al., 2017, 2010), geometría de la excavación (Aguilera et al., 2018), litología (Farhadian, 2021; Zhou et al., 2010), entre otros parámetros. A partir de las diversas investigaciones, se ha llegado a un consenso general respecto a los parámetros o condiciones influyentes que generan los estallidos de roca, los cuales son: existencia de altas tensiones in-situ en el macizo rocoso debido a altas profundidades y/o por condiciones tectónico-geológicas; presencia de heterogeneidades en el macizo a causa de estratificaciones, estructuras geológicas y/o a condiciones de la calidad de la roca; fuentes de vibraciones naturales tales como movimientos sísmicos y/o reactivación de fallas, o antrópicas tales como tronaduras o actividades faeneras (Aguilera et al., 2018).

Se conoce que los factores condicionantes o desencadenantes de los estallidos de roca son los altos campos de esfuerzos in situ por la profundidad de las excavaciones, presencia de sistemas estructurales, calidad mediana a alta del macizo rocoso, la sismicidad inducida por la actividad minera y las condiciones desfavorables debido al método y ritmo de explotación (ConstruMine Chile, 2018). En cuanto a la evaluación de los estallidos de roca, se conoce que los factores relacionados con los esfuerzos e índices de energía son los principales indicadores para la predicción y clasificación de la intensidad de los estallidos de roca (Zhou et al., 2018).

En cuanto a la influencia de la litología sobre los estallidos de roca, se conoce que generalmente las rocas ígneas y metamórficas son más propensas a un estallido que las rocas

sedimentarias. Además, la composición mineral afecta debido a que las rocas con minerales duros, como las silíceas, tienen mayor probabilidad a un estallido de roca. La medida de los cristales parece ser otro de los factores que influyen, ya que la progresión de granos gruesos a finos, luego a cristalinos y vidriosos (o amorfos) hace que la roca tienda a ser más propensa a los estallidos (ConstruMine Chile, 2018). Sin embargo, Farhadian (2021) concluyó que los diferentes tipos de roca no tenían un efecto significativo en los estallidos de roca, en comparación con la influencia que poseen los esfuerzos, la energía y la resistencia a la compresión uniaxial del macizo. Por otro lado, He et al. (2015) presentaron un gráfico (*Fig. 1*) de la distribución relativa de los diferentes tipos de rocas en los cuales ocurrió un estallido de roca, el cual fue construido a partir de una base de datos de pruebas de laboratorio realizadas entre el 2004 y 2012. De la *Fig. 1* se desprende que en las rocas tipo arenisca, carbón y granito son más propensas a estallidos de roca.

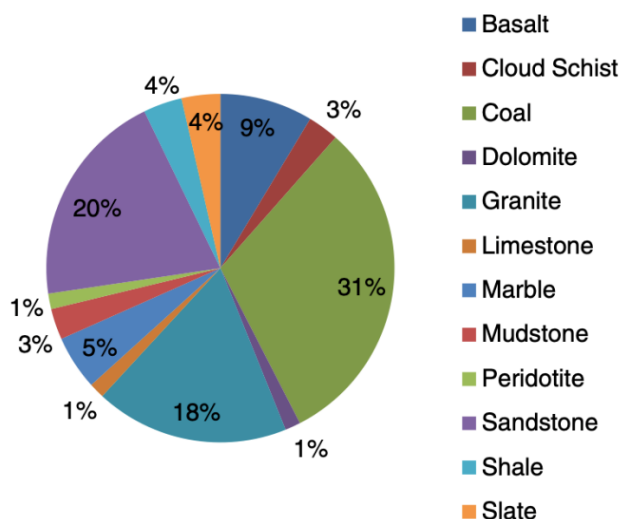


Fig. 1: Ensayos de estallidos de roca en diferentes tipos de rocas (He et al., 2015a).

Diederichs (2018) menciona que los contactos litológicos y estructuras geológicas probablemente aumentan la magnitud de la liberación de energía dinámica de los estallidos de roca, las cuales se pueden evaluar mediante el índice GSI, donde un GSI más bajo reduce el potencial de estallido y posiblemente aumenta el potencial de otras inestabilidades de tensión.

Aguilera et al. (2018) mediante el modelamiento numérico BEM Examine 3D, concluyeron que la geometría del túnel posee una influencia en los estallidos de roca, obteniendo que las

geometrías que presentan mayor potencial de estallidos son las cuadradas y tabulares, ya que permiten la acumulación de altas tensiones inducidas, las cuales se dan preferentemente en los vértices de ángulos rectos de las secciones. Por el contrario, las geometrías circulares o elípticas permiten una redistribución armónica de los esfuerzos, por lo cual mitigan los estallidos de roca (González, 2021a).

1.3 Criterios para la estimación de los estallidos de roca

La primera vez que se propuso un método de evaluación para los estallidos de roca fue realizado por Cook et al. (1966). Desde entonces, se han desarrollado diferentes métodos para evaluar el riesgo de este peligro en la minería subterránea, los cuales se pueden clasificar, según Zhou et al. (2018), en términos generales como empíricos, basados en simulación (física o numérica), algoritmos matemáticos y métodos gráficos, como se muestra en la Fig. 2.

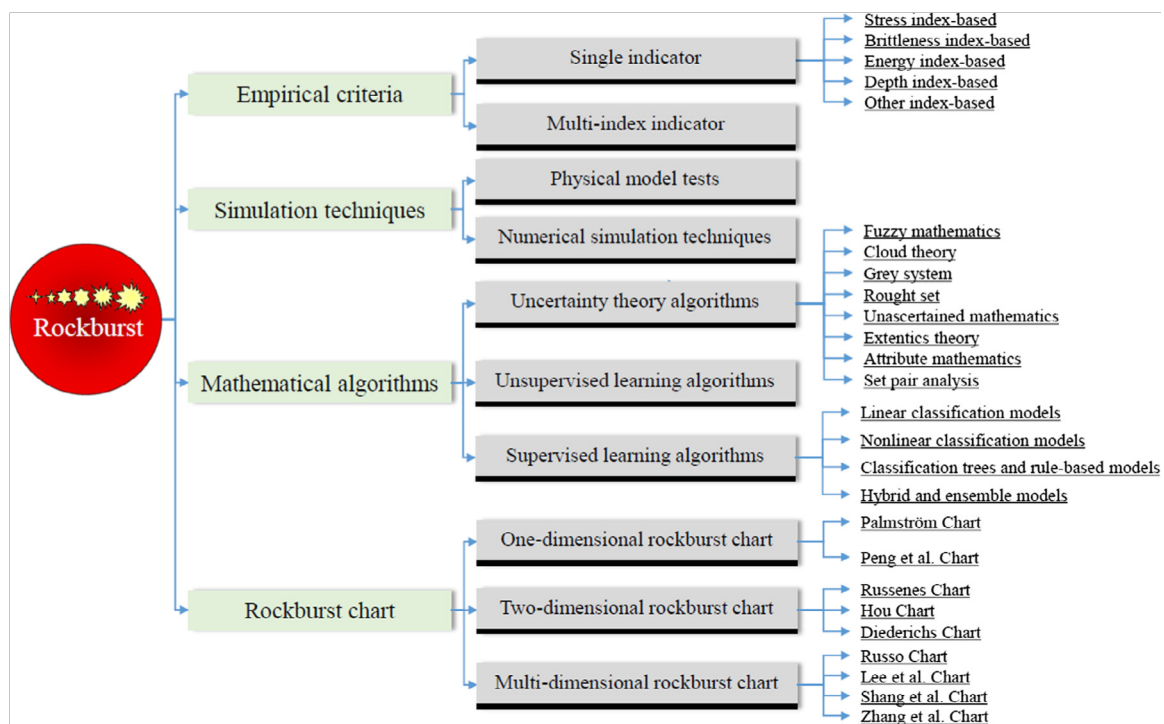


Fig. 2: Métodos para evaluar los estallidos de roca (Zhou et al., 2018).

1.3.1 Métodos empíricos

Los métodos empíricos se utilizan comúnmente en las primeras etapas de un proyecto con fines de viabilidad y diseño preliminar para establecer la calidad del macizo rocoso y evaluar el estallido de rocas en las aberturas subterráneas (Zhou et al., 2018). Una de las ventajas de estos criterios es la simplicidad y conveniencia para la aplicación de ingeniería, sin embargo, a menudo no poseen interpretación física, por lo cual tampoco validación, presentando poca precisión y confiabilidad de los resultados.

Muchos autores han estimado los estallidos de roca con este tipo de enfoque, utilizando criterios basados en un índice de esfuerzos, en la energía y/o profundidad, entre otros parámetros. He et al. (2015) clasificaron el riesgo de un estallido de roca según el índice de riesgo que se obtiene con la relación entre la profundidad y el esfuerzo máximo alcanzado en el estallido. Zhao et al. (2017) estimaron el riesgo de los estallidos de roca a partir de tres índices que relacionan los esfuerzos sobre la roca, clasificando el riesgo en cinco categorías. Zhou et al. (2017) utilizaron el índice de la energía elástica, el cual relaciona la energía almacenada y disipada por microfisuras y deformación del macizo rocoso, para estimar el riesgo de un estallido de roca en cuatro categorías.

1.3.2 Métodos de simulación

La simulación computacional y los métodos numéricos son herramientas de fácil acceso en la actualidad, por lo cual se han convertido en las más utilizadas en las áreas de la ingeniería e investigaciones para dar soluciones a los diferentes problemas presentes en el entorno (Zhou et al., 2018). También existen los métodos de simulación física los cuales son de gran importancia, ya que pueden proporcionar información crucial sobre las propiedades y comportamiento de las rocas (Gu, 2013), pero debido a que recrear condiciones reales es muy complicado, estos métodos usualmente poseen limitaciones.

En la literatura existen varios autores que han evaluado los estallidos de roca utilizando métodos de simulación numérica, tales como Zhang et al. (2011) que realizaron una estimación del grado de concentración de tensiones y del grado de daño del macizo rocoso circundante, mediante el análisis de simulación computacional y los métodos numéricos.

Castro et al. (2012) mediante simulación presentaron un criterio basado en la tensión para el daño por tensión y el estallido de esfuerzos alrededor de las excavaciones, considerando elasticidad de la roca. Lafont et al. (2013) realizaron modelación numérica con el software FLAC3D, para calcular la tasa de almacenamiento de energía, mediante la cual estima la ocurrencia de los estallidos de rocas. Aguilera et al. (2018) realizaron una evaluación del potencial de los estallidos de roca utilizando el software Rocscience, en donde se simularon varias condiciones de esfuerzos, variando la geometría de los túneles, para analizar el efecto sobre este fenómeno. Wen et al. (2019) analizaron el efecto de los esfuerzos en los estallidos de roca a través de simulaciones en FLAC3D, para evaluar el riesgo de un estallido de roca según la resistencia equivalente de la roca.

1.3.3 Métodos basados en algoritmos matemáticos

La precisión de la estimación del estallido de roca depende de la cantidad y calidad de los datos. Los algoritmos matemáticos permiten desarrollar modelos que pueden procesar una amplia variedad de tipos de datos y explotar matices en los datos que no pueden ser descubiertos por sistemas basados en reglas (Zhou et al., 2018).

Zhou et al. (2016, 2010) utilizaron el análisis discriminante lineal de Fisher (FDA) para estimar los estallidos de roca en túneles largos a grandes profundidades, considerando los distintos esfuerzos sobre la roca y el índice de energía elástica. Li et al. (2017) considerando esfuerzos, energía y profundidad, usaron redes bayesianas (BN) para estimar este peligro con una base de datos incompleta y concluyeron que la tasa de error del modelo BN es la más baja para tratar con datos incompletos, entre los métodos tradicionales. Zhou et al. (2020) realizaron una técnica híbrida llamada “neuro-bee”, que consiste en utilizar dos algoritmos matemáticos “the artificial neural network” (ANN) y “artificial bee colony” (ABC), además de realizar un análisis de sensibilidad, para analizar los esfuerzos de compresión, tracción, el índice de fragilidad y la energía elástica en los estallidos de roca.

Existen diferentes algoritmos matemáticos que han sido utilizados para la estimación de los estallidos de roca. Modelo de probabilidad difusa, redes neuronales artificiales, árbol de decisión, regresión logística, son algunos de estos métodos. Zhou et al. (2018) en su

investigación sobre la evaluación de los estallidos de roca, presenta en detalle los métodos utilizados a lo largo de los años y cita a los respectivos autores.

1.3.4 Métodos gráficos

Los gráficos son simples y rápidos de usar, por lo que diferentes investigadores lo han adoptado como herramientas útiles para estimar el riesgo de un estallido de roca, considerando los parámetros influyentes que desencadenan el fenómeno. Desde el primer gráfico para evaluar el estallido de roca realizado por Russenes en 1974, se han desarrollado gráficos de estallidos de roca unidimensional, bidimensional y multidimensional.

Li and Jimenez (2018) obtuvieron un método gráfico bidimensional para estimar aproximadamente la probabilidad de que ocurra un estallido de roca, a partir de la relación de esfuerzos ejercidos en la roca, la profundidad y la energía elástica, para lo cual utilizaron regresión logística. Farhadian (2021) realizó una clasificación de los estallidos de roca de forma gráfica, basado en el análisis del índice de energía elástica, la tensión tangencial en el macizo rocoso y la resistencia a la compresión uniaxial.

Es importante mencionar, que hasta la fecha existe una lista extensa de artículos para evaluar e intentar estimar los estallidos de roca, sin embargo, debido a la extensión de este informe, solo se han presentado aquellos trabajos relacionados con los objetivos de esta investigación. Además, es necesario considerar los métodos analíticos, para poder validar los modelos y criterios obtenidos por los autores. La mayoría de los artículos no menciona una comparación con los métodos analíticos para mostrar la validación de sus resultados, lo cual disminuye la confiabilidad de los modelos. Por ende, es necesario aplicar la teoría considerando las ecuaciones de Kirsh, Lamé, entre otras, junto al balance de energía del sistema.

Zhou et al. (2018) presenta los métodos utilizados entre 1965 – 2018 para la evaluación de los estallidos de roca. Menciona que las metodologías propuestas hasta la fecha son ampliamente aceptadas y aplicadas, pero tienen debilidades debido a la complejidad del comportamiento de los estallidos de roca y a la incertidumbre de los parámetros relevantes. Por lo tanto, existen diversos métodos para estimar este fenómeno, pero tienen debilidades debido a la complejidad del comportamiento de los estallidos de roca, por lo que falta

complementarlos, es decir, mediante dos o más técnicas desarrollar un modelo que permita evaluar los estallidos de roca.

A partir de la investigación realizada sobre los estallidos de roca, la principal diferencia entre los estudios existentes y la presente investigación es obtener un modelo matemático que considere elastoplasticidad y un conjunto de parámetros geomecánicos que afectan los estallidos de roca, que permita determinar la ocurrencia e intensidad de un estallido de roca y su respectivo riesgo.

En este estudio, se utilizará un método de simulación utilizando el software FLAC3D junto a algoritmos matemáticos, para obtener como resultado los parámetros más relevantes junto a un modelo matemático validado, con la finalidad de entregar una herramienta a las empresas mineras para evaluar y estimar los estallidos de roca.

2 OBJETIVOS

2.1 Objetivo general

Estimar a través de un modelo matemático la ocurrencia, intensidad y peligro de un estallido de roca, considerando la energía liberada estimada en un modelo numérico 3D.

2.2 Objetivos específicos

- Mediante análisis de sensibilidad usando diferentes algoritmos, obtener los factores influyentes en un estallido de roca realizando variaciones en los parámetros geomecánicos.
- Determinar la energía cinética del estallido de roca, junto a diferentes variables para evaluar un estallido de roca.
- Proponer una clasificación del peligro de los estallidos de rocas.

3 MARCO TEÓRICO

3.1 Software FLAC3D

FLAC3D es un software de modelado numérico desarrollado por Itasca, siendo una herramienta computacional que emplea un esquema explícito de diferencias finitas para discretizar el dominio de análisis en pequeños elementos, permitiendo resolver las ecuaciones de equilibrio para simular el comportamiento elasto-plástico de suelos, rocas u otros materiales estructurales en una plataforma tridimensional en respuesta a cargas, deformaciones y otros estímulos.

Este software está diseñado para el análisis de problemas geotécnicos y geomecánicos en áreas de la ingeniería civil, minería y otras disciplinas relacionadas. La sigla FLAC significa "Fast Lagrangian Analysis of Continua" (Análisis Lagrangiano Rápido de Continuos), y 3D indica que trabaja en tres dimensiones.

El modelo constitutivo IMASS de FLAC3D está diseñado para simular la respuesta del macizo rocoso a los cambios de tensión inducidos por la excavación. IMASS captura la progresión del daño desde roca intacta hasta material a granel, considerando los efectos de dilatación y abultamiento en la deformación plástica. Su exclusivo comportamiento de ablandamiento en dos etapas distingue el daño de la perturbación posterior, lo que lo convierte en una herramienta crucial para una representación precisa del macizo rocoso posterior al pico en la minería (Itasca Software).

IMASS o Modelo Itasca para Ablandamiento Avanzado de Deformaciones utiliza el criterio de Hoek-Brown modificado para la resistencia máxima y residual. También considera un límite de resistencia a la tracción similar al utilizado por el modelo de Mohr-Coulomb, porque el criterio de falla clásico de Hoek-Brown (Hoek et al., 2002) funciona bien en estados de tensión de confinamiento más altos, pero puede producir una dilatación excesiva en condiciones de confinamiento bajas o bajo condiciones de tensión de tracción.

El debilitamiento de la fuerza en el modelo constitutivo del IMASS se define mediante tres envolventes de resistencia de Hoek-Brown, como se muestra en la *Fig. 3*, una envolvente de peak y dos envolventes de resistencia residual (resistencia post-peak y última).

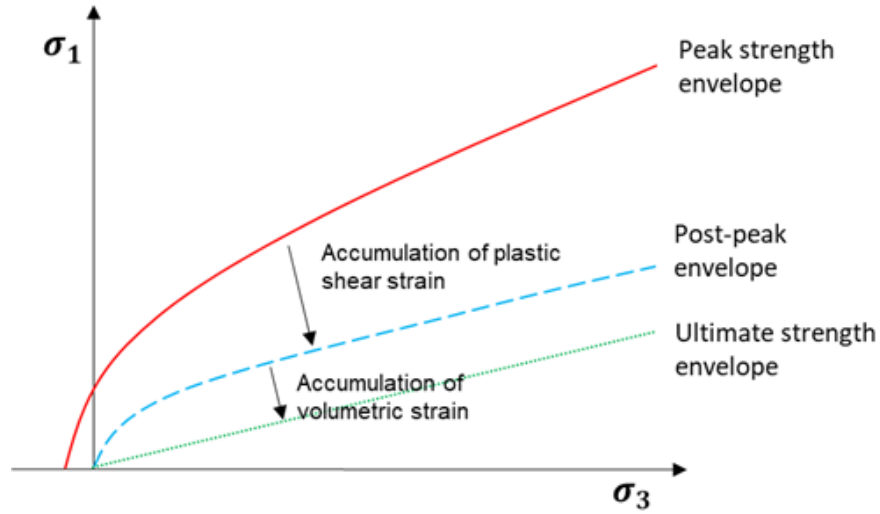


Fig. 3: Envolventes de resistencia IMASS (Itasca).

3.2 Evaluación energética

A partir de diversos estudios realizados para comprender los estallidos de rocas es posible describirlo como el exceso de energía cinética que la roca debe liberar. De esta manera la roca puede volver a su estado de equilibrio. Este balance energético puede ser descrito de la siguiente forma, considerando un medio elástico ideal inicialmente (Hauquin et al., 2018).

$$W_k = W_{ext} - \Delta U_c \quad (1)$$

Donde W_k es la energía cinética en [J], W_{ext} corresponde al trabajo externo en [J] y ΔU_c al aumento de energía de deformación elástica en [J].

La energía de deformación (U_c) corresponde al aumento de energía interna acumulada en el macizo rocoso como resultado del trabajo realizado por las fuerzas que provocan la deformación. Esta energía en un estado de equilibrio, se calcula con la siguiente ecuación:

$$U_c = \frac{V}{2E} [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)] \quad (2)$$

Donde V corresponde al volumen de la roca en [m³], E al módulo de Young en [Pa], ν al coeficiente de Poisson y σ_1 , σ_2 y σ_3 , a los esfuerzos principales máximo, intermedio y menor, respectivamente, en [Pa].

La evaluación energética antes descrita no considera la trayectoria del tiempo, es decir, se solo considera un estado inicial y final. Por lo que, a continuación se describe las

consideraciones para obtener el comportamiento energético de manera dinámica permitiendo analizar la evolución de la excavación con respecto al tiempo.

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

Donde $W_{k,i,t}$ es la energía cinética en cada nodo i considerando el tiempo en [J], α es el factor de amortiguación local, $\vec{F}_{i,t}$ es la fuerza que actúa sobre el nodo i en cada paso de tiempo en [N], $\vec{v}_{i,t}$ es la velocidad del nodo i en el espacio de tiempo en [m/s] y corresponde al paso de tiempo.

Finalmente, como la energía cinética se ve descrita de manera local por cada nodo para obtener dicha energía de manera global para todo el sistema es posible describirlo de la siguiente manera:

$$W_k = \sum_i \sum_t W_{k,i,t} \quad (4)$$

3.3 Ecuaciones derivadas de la solución de Lamé

Es posible describir las tensiones y deformaciones inducidas en una excavación que se encuentra expuesta a tensiones externas (*Fig. 4*) a partir de las ecuaciones derivadas de la solución de Lamé, mencionadas en el artículo de Hazrati Aghchai et al. (2020).

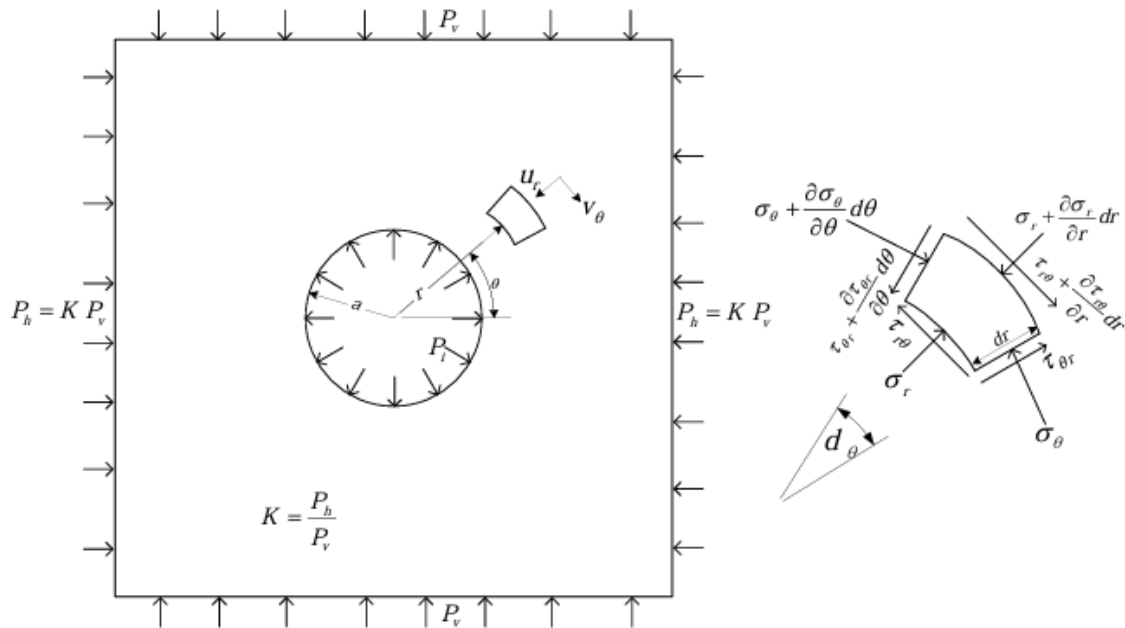


Fig. 4: Geometría en condiciones de tensión in situ no hidrostáticas (Hazrati Aghchai et al. 2020).

Las ecuaciones derivadas de la solución de Lamé permiten estimar el campo de esfuerzos, desplazamientos y deformaciones de una excavación, considerando un medio continuo, homogéneo, elástico e isotrópico.

$$\sigma_r = \frac{p * r_e^2}{r_e^2 - r_i^2} \left(1 - \frac{r_i^2}{r^2} \right) \quad (5)$$

$$\sigma_t = \frac{p * r_e^2}{r_e^2 - r_i^2} \left(1 + \frac{r_i^2}{r^2} \right) \quad (6)$$

$$\sigma_a = (\sigma_r + \sigma_t) * \nu \quad (7)$$

Donde σ_r es el esfuerzo inducido radial en [Pa], σ_t es el esfuerzo inducido tangencial en [Pa], σ_a es el esfuerzos inducido axial en [Pa], p es la tensión hidroestática interna en [Pa], r_e es el radio límite externo en [m], r_i es el radio de la excavación en [m], r es el radio donde se estudian los esfuerzos en [m] y ν es el coeficiente de Poisson del macizo rocoso.

Las ecuaciones antes descritas permiten obtener los esfuerzos presentes en una excavación considerando un medio finito con la finalidad de comparar los resultados esperados con los obtenidos en esta investigación.

3.4 Indicadores del estallido de roca

Se determinaron como indicadores del estallido índices que describan el peligro del estallido de roca, considerando que el peligro se puede obtener cuantificando la intensidad y ocurrencia del evento. Es por ello, que para cuantificar la intensidad se tiene la energía máxima en el contorno de la excavación, ya que representa la velocidad a la cual saldría eyectada la roca, además, de considerar el radio afectado y radio de plasticidad, que indican el volumen que se desprendería en un evento. En cuanto a la ocurrencia del evento, se tiene la tasa de liberación de energía local junto al índice sloss, donde el primero describe la energía de deformación cuando sobrepasa a la energía que es capaz de almacenar el macizo rocoso y el índice sloss indica el grado de fracturamiento de la roca, por lo cual representa una menor o mayor probabilidad de que roca se desprenda del macizo rocoso.

3.4.1 Energía máxima en el contorno de la excavación

Uno de los índices relevantes en la intensidad del estallido de roca es la energía en el contorno de la excavación definido por Villaescusa et al. (2014) considerando el valor máximo de la energía cinética liberada por área en $[J/m^2]$. Este índice se determina en base al valor máximo de la ecuación (3) sobre área del nodo.

3.4.2 Tasa de liberación de energía local

La tasa de liberación de energía local o también conocida como LERR, relaciona la energía de deformación antes y después de la falla frágil de la excavación con respecto al volumen cuando la energía de deformación sobrepasa a la energía que es capaz de almacenar el macizo rocoso. Qinghua et al. (2016) lo define de la siguiente manera:

$$LERR_i = U_{i_{max}} - U_{i_{min}} \quad (8)$$

$$LERR_i = \frac{V_i}{2E} \{ [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2v(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)] - [\sigma'_1{}^2 + \sigma'_2{}^2 + \sigma'_3{}^2 - 2v(\sigma'_1\sigma'_2 + \sigma'_1\sigma'_3 + \sigma'_2\sigma'_3)] \} \quad (9)$$

Donde $LERR_i$ es la tasa de liberación de energía local en [J], $U_{i_{max}}$ es la magnitud de la energía máxima de deformación elástica antes de la falla frágil de la roca del elemento i en [J], $U_{i_{min}}$ es la magnitud de la energía mínima de deformación elástica después de la falla frágil de la roca del elemento i en [J], V_i es el volumen del elemento i analizado $[m^3]$, E es el módulo de Young en [Pa], v es el módulo de Poisson, $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ son los esfuerzos principales de la energía de deformación máxima en el elemento i y $\sigma'_1, \sigma'_2, \sigma'_3$ son los esfuerzos principales de la energía de deformación mínima en el elemento i.

Debido a que la tasa de liberación de energía local mencionada anteriormente se obtiene para el elemento i, es necesario obtenerlo de manera global por lo que a continuación se obtiene el valor promedio de la tasa para uso de este índice de la siguiente manera:

$$\overline{LERR} = \frac{\sum_i^n LERR_i}{\sum_i^n V_i} \quad (10)$$

Donde $\overline{LERR}$ es la tasa de liberación de energía local promedio en $[J/m^3]$, $LERR_i$ es la tasa de liberación de energía local en $[J]$ y V_i es el volumen del elemento i analizado $[m^3]$.

3.4.3 Índice Sloss

El índice sloss corresponde a un indicador de daños del macizo rocoso que se obtiene del software FLAC3D al simular a través del modelo constitutivo IMASS, puede alcanzar un valor mínimo de -1 (roca muy fracturada a desprendida) y un valor máximo de 1 (macizo rocoso intacto).

En la Fig. 5 se observan distintos estados de la roca siendo estos “A”, “B”, “C” y “D”; cuando la roca tiene una cohesión máxima se encuentra en la zona “A” y el valor del sloss es de 1, en la zona “B” se observa que el parámetro sloss aún tiene un valor de 1, pero la cohesión del macizo rocoso va disminuyendo, pero cuando alcanza la zona “C” la roca se ha fracturado, aunque los fragmentos aún se encuentran completamente entrelazados y el sloss alcanza un valor de 0. Finalmente, en la zona “D” el sloss alcanza su valor mínimo (-1) y existe desprendimiento de la roca.

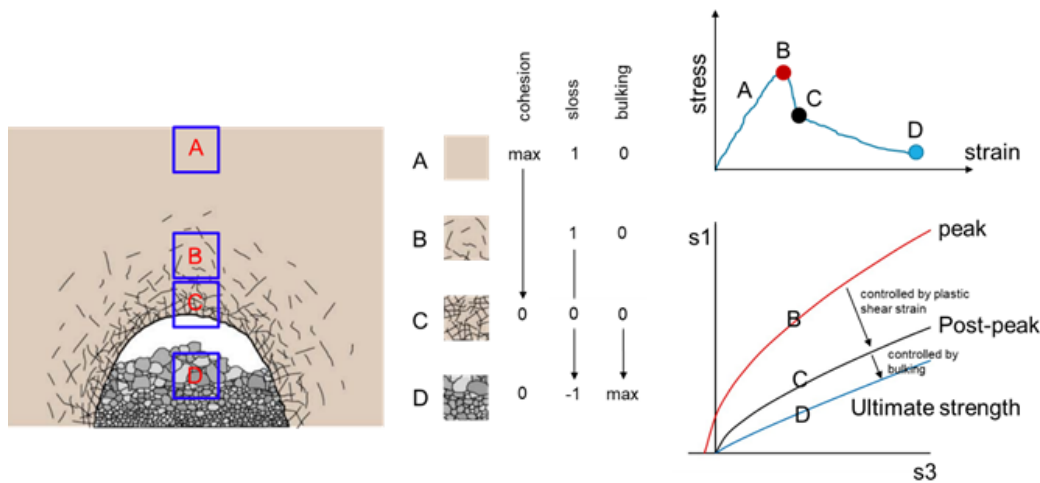


Fig. 5: Esquema representativo del indicador sloss (Ghazvinian et al., 2020).

3.4.4 Radio de roca afectada

El radio de roca afectada se define en el trabajo de Ortega (2024). Este parámetro se determina en base al parámetro mencionado en el apartado anterior, donde al tener una excavación el sloss va variando a medida que se aleja del radio del túnel. Este radio se

considera cuando este indicador de daños es menor a cero, por lo que el grado de fracturamiento de la roca aumenta y la roca no se encuentra entrelazada completamente.

En la *Fig. 6* se observa la representación gráfica del radio de roca afectada, lo cual se describe en la siguiente ecuación.

$$R_a = r_{sloss < 0} - r_i \quad (11)$$

Donde R_a es el radio de roca afectada en [m], $r_{sloss < 0}$ es el radio cuando el sloss tiene un valor menor a cero en [m] y r_i es el radio interno, es decir, el radio de la excavación en [m].

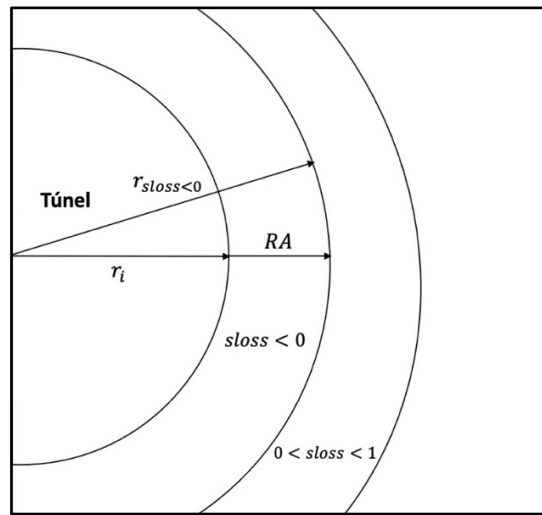


Fig. 6: Esquema representativo para obtener el radio de roca afectada.

3.4.5 Radio de plasticidad

El radio de plasticidad utilizado en la tesis de Segura (2023), corresponde al rango en donde el macizo rocoso, considerando una excavación de minería subterránea, deja de comportarse como un medio elástico en el contorno de la excavación, por lo que comienza a tender un comportamiento plástico, es decir, el radio de plasticidad se considera cuando las tensiones inducidas por la excavación generan deformaciones plásticas en el suelo circundante.

4 METODOLOGÍA

En primer lugar, se presenta un esquema (*Fig. 7*) del resumen de la metodología que se llevó a cabo en esta investigación, con el objetivo de poder aclarar los pasos más importantes que se realizaron para obtener el modelo matemático que permita determinar la ocurrencia, intensidad y peligro de un estallido de roca.

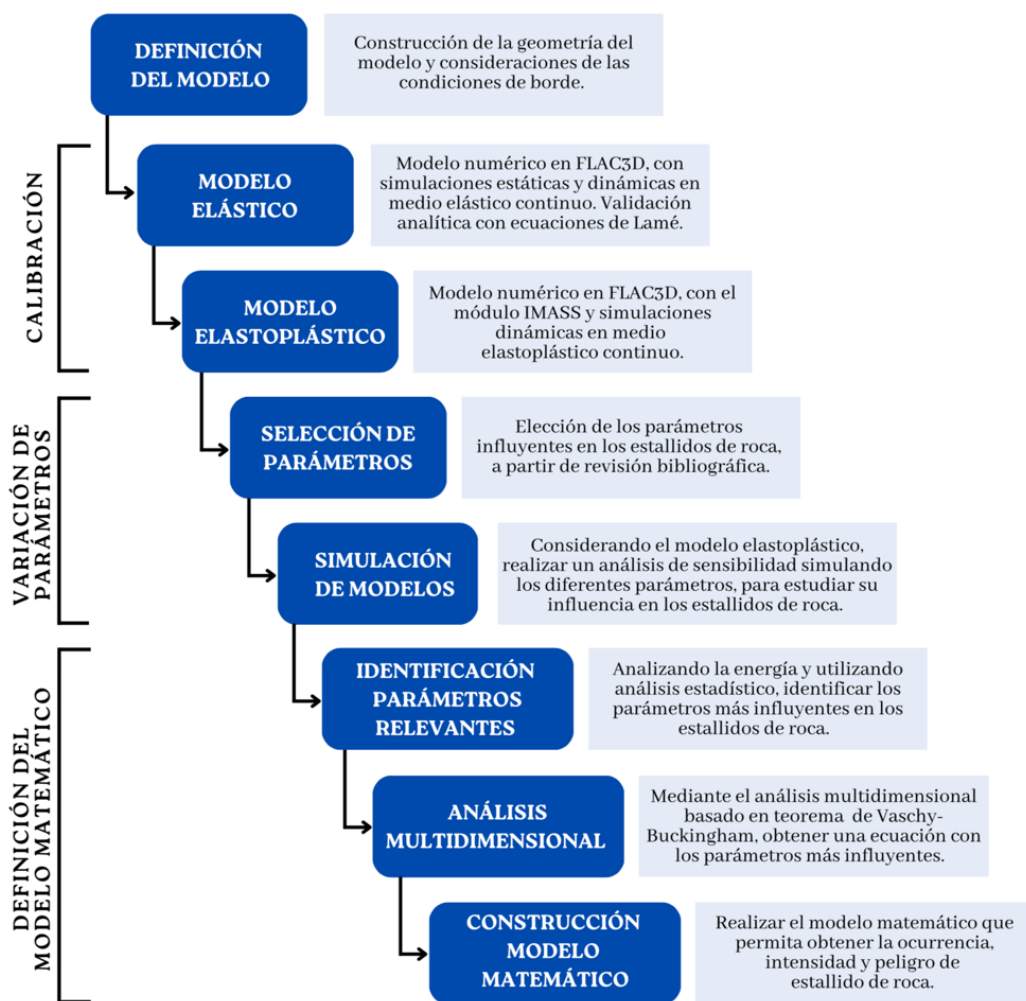


Fig. 7: Esquema de la metodología del estudio.

4.1 Definición del modelo

Para poder realizar los distintos modelos en el software FLAC3D, se consideró que la geometría del túnel corresponde a una abertura circular, en un medio elástico sin heterogeneidades en la roca ni estructuras geológicas. Debido a la simetría, se analizó una semicircunferencia descrita en la *Fig. 8*, donde el macizo rocoso posee un ancho de 50 metros, con la finalidad de que las condiciones de borde no afecten la excavación y una

profundidad de 50 metros hasta el centro del semicírculo, mientras que la excavación (túnel) posee un radio de 2 metros con un largo de 0,2 metros.

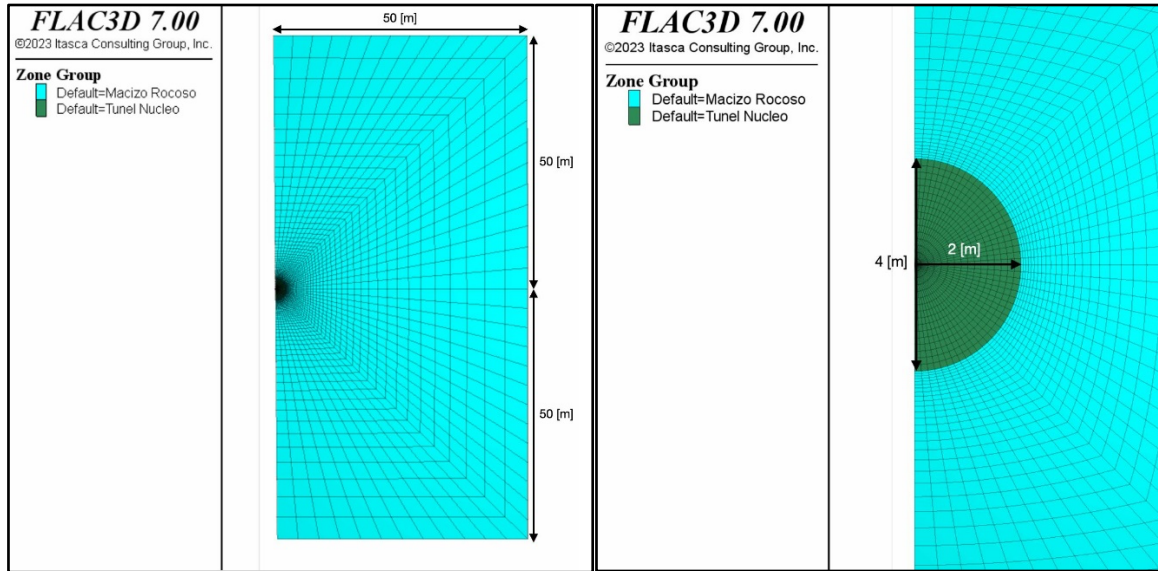


Fig. 8: Geometría simulada.

La geometría de la Fig. 8 se ve restringida por las condiciones de borde, las cuales se observan gráficamente en la Fig. 9. En donde se limitan los desplazamientos en las direcciones normales a los ejes “x” e “y”, además de la cara inferior del modelo. Además, se consideran esfuerzos in situ iniciales para la cara superior, el cual varía con respecto a la profundidad del túnel.

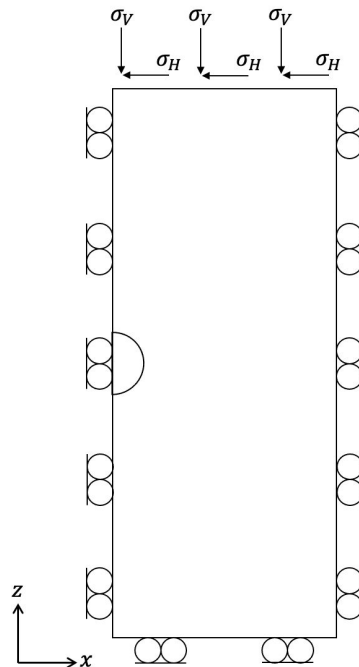


Fig. 9: Condiciones de borde.

Las características del macizo rocoso son las presentadas en la *Tabla 1*, que corresponden al Complejo Máfico El Teniente (CMET), extraídas del artículo de Windsor et al. (2006). Se consideran los esfuerzos sobre la roca a una profundidad de 1000 metros, aplicando una presión en el exterior del modelo para poder simular estos esfuerzos. Estos poseen la misma magnitud en todas las direcciones, por lo que la relación entre los esfuerzos horizontales y verticales es 1.

Tabla 1: Propiedades mecánicas del macizo rocoso.

Parámetro	Unidad	Valor
Esfuerzos	[MPa]	27
Densidad	[kg/m ³]	2800
Módulo de Young	[GPa]	36
Coefficiente de Poisson	[-]	0,21
GSI	[-]	80

4.2 Calibración

4.2.1 Modelo elástico

El primer paso, fue realizar un modelo elástico con simulaciones estáticas en el software FLAC3D de ITASCA, que permitió simular una excavación subterránea en profundidad. Para ello, se construyó un modelo numérico con el lenguaje de programación interno FISH. Este consta de la geometría del túnel, propiedades mecánicas del macizo rocoso, redistribución de esfuerzos, energía de deformación y cinética en la excavación.

Se analizó el estallido de roca desde un punto de vista energético, por lo que se estudió la energía de deformación y cinética, que es presentada en detalle en el artículo de Hauquin et al. (2015). La energía de deformación corresponde al aumento de energía interna acumulada en el macizo rocoso como resultado del trabajo realizado por las fuerzas que provocan la deformación por lo que se utilizó la ecuación (2).

Además, la energía cinética que hace relación a la energía liberada cuando ocurre el estallido de roca, se determinó a partir de la ecuación (1), la cual relaciona el trabajo externo y el aumento de la energía de deformación elástica. Cabe mencionar que la energía plástica no se

considera en esta simulación debido a que se considera un medio perfectamente elástico en primera instancia.

Luego, se realizó una validación analítica con las ecuaciones (5), (6) y (7), mencionadas en el artículo de Hazrati Aghchai et al. (2020), a partir de los resultados se compararon con los resultados obtenidos de la simulación en FLAC3D. Se realizó esta validación con el objetivo de verificar que los valores obtenidos y la simulación sean correctas, con un alto grado de confiabilidad.

Luego, se realiza el mismo proceso para analizar el modelo elástico - dinámico, con el fin de estudiar el comportamiento de la roca a través del tiempo.

4.2.2 Modelo elastoplástico

Al validar y verificar que el modelo elástico fuera correcto, se pasó a un modelo elastoplástico con simulaciones estáticas y dinámicas, con la finalidad de simular un comportamiento de la roca más real, para lo cual se utilizó el módulo de IMASS (Itasca Model for Advanced Strain Softening). El modelo constitutivo IMASS se basa en el "modelo Hoek-Brown modificado" y contiene un límite de resistencia a la tracción similar al utilizado por el modelo de Mohr-Coulomb.

Teóricamente la energía de deformación, considerando el balance de energía, estaría dada por la ecuación (2). Mientras que la energía cinética en un medio elastoplástico considera la energía potencial gravitacional (ΔE_{gp}) y la energía de deformación plástica disipada (W_{plas}), para un modelo estático. Por otra parte, para un modelo dinámico la energía cinética se calcula considerando el tiempo con las ecuaciones (3) y (4).

A partir de lo anterior, se construyó el modelo numérico considerando la geometría (*Fig. 8*), las propiedades mecánicas del macizo rocoso (*Tabla 1*), inicialmente, y redistribución de esfuerzos en la excavación antes mencionado. Se estudió la energía, esfuerzos y desplazamientos generados en el macizo rocoso, analizando mayor detalle la sección del

túnel. Así, se compararon las simulaciones estáticas y dinámicas elastoplásticas, para analizar las variaciones, validar y proseguir solo con simulaciones dinámicas.

4.3 Variación de parámetros

4.3.1 Selección de parámetros

Posteriormente, se definieron los parámetros a variar en el modelo que se presentan en la *Tabla 2*. Estos fueron escogidos considerando información bibliográfica y con el fin de asemejar las simulaciones a diferentes casos o entornos mineros, en un medio elastoplástico con simulaciones dinámicas.

Tabla 2: Parámetros a simular.

Parámetro	Símbolo	Unidad	Rango
Esfuerzo Vertical	σ_v	[MPa]	27, 54, 70, 90
Resistencia a la Compresión Uniaxial	UCS	[MPa]	60, 120, 160, 200, 250
Relación de Esfuerzos	k	[-]	0.8, 1, 1.5, 2.5
Índice de Resistencia Geológica	GSI	[-]	60, 80, 95
Módulo de Young	E	[GPa]	15, 36, 60

Muchos autores han estudiado el efecto de los esfuerzos en los estallidos de roca, ya que se ha visto que es uno de los principales factores influyentes al momento de ocurrir este peligro. Los valores de esfuerzos verticales fueron escogidos en un rango de 27 a 90 MPa, porque estos representan profundidades mayores a 1000 metros aproximadamente donde es importante evaluar los estallidos de roca, además, en diferentes investigaciones se han estudiado esfuerzos verticales con tales magnitudes y considerando diferentes relaciones de esfuerzos (Galarce Castro, 2014; González, 2021; He et al., 2015).

Diederichs (2018) menciona que la calidad de la roca y las estructuras geológicas presentes en el macizo rocoso se pueden evaluar mediante el índice GSI, por lo cual se escogieron los valores máximo, mínimo y promedio estudiados en su investigación en el 2007, donde es probable un estallido de roca.

He et al. (2015) obtuvieron un gráfico con la distribución relativa de las diferentes litologías en las que ocurrió un estallido de roca, por lo que se escogieron diferentes módulos de young para representar la litología más y menos propensas a este peligro, usando un valor de 15 y 60 [GPa], que corresponde a una Toba y Basalto, respectivamente. Además, se utilizó un valor intermedio considerando las propiedades de la roca CMET.

Los valores considerados a estudiar de resistencia a la compresión uniaxial (UCS) fueron escogidos a partir del estudio de Diederichs (2017), donde se presenta que a medida aumenta la resistencia mayor es el potencial de un estallido de roca.

4.3.2 Simulación de modelos

Se simularon diferentes casos variando los parámetros presentes en la *Tabla 2*, utilizando el modelo elastoplástico mencionado en la sección 4.2.2. Esto se realizó para cada valor de los parámetro seleccionados, por lo cual se simularon un total de 720 casos.

Para analizar la sensibilidad de cada parámetro en los estallidos de roca se varió un parámetro manteniendo los demás constantes y se estudió su influencia en los índices relacionados con la ocurrencia, es decir, la tasa de liberación de energía local promedio (ecuación (10)) y el índice Sloss, del apartado *Marco Teórico*. También se estudió la influencia en los índices relacionados con la intensidad del evento, es decir, la energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,c}$) y el radio de roca afectada (R_a), considerando las ecuaciones (3) y (11), respectivamente, repitiendo el procedimiento para cada parámetro.

4.4 Definición del modelo matemático

4.4.1 Identificación de parámetros relevantes

A partir de las simulaciones realizadas, se determinó cuáles son los parámetros más influyentes en los estallidos de roca considerando el análisis de sensibilidad y utilizando como análisis estadístico la correlación entre los diferentes parámetros. Esto con el fin de poder analizar numéricamente cómo afecta la variación de los parámetros (“input”) en los índices (“output”), presentes en la *Fig. 10*, estudiar la dependencia que existe entre las variables y crear el modelo con los parámetros que poseen mayor influencia en los estallidos de roca.

Con respecto a lo anterior, se estudió la correlación entre todos los parámetros para visualizar la dependencia entre estos, en donde para la energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,c}$), la tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$), índice Sloss y el radio de roca afectada (R_a) se realizó una comparación directa con los parámetros variados en las simulaciones con la finalidad de considerar en el modelo matemático aquellos con las mayores dependencias, es decir, los parámetros que poseen un mayor coeficientes de correlación en magnitud.

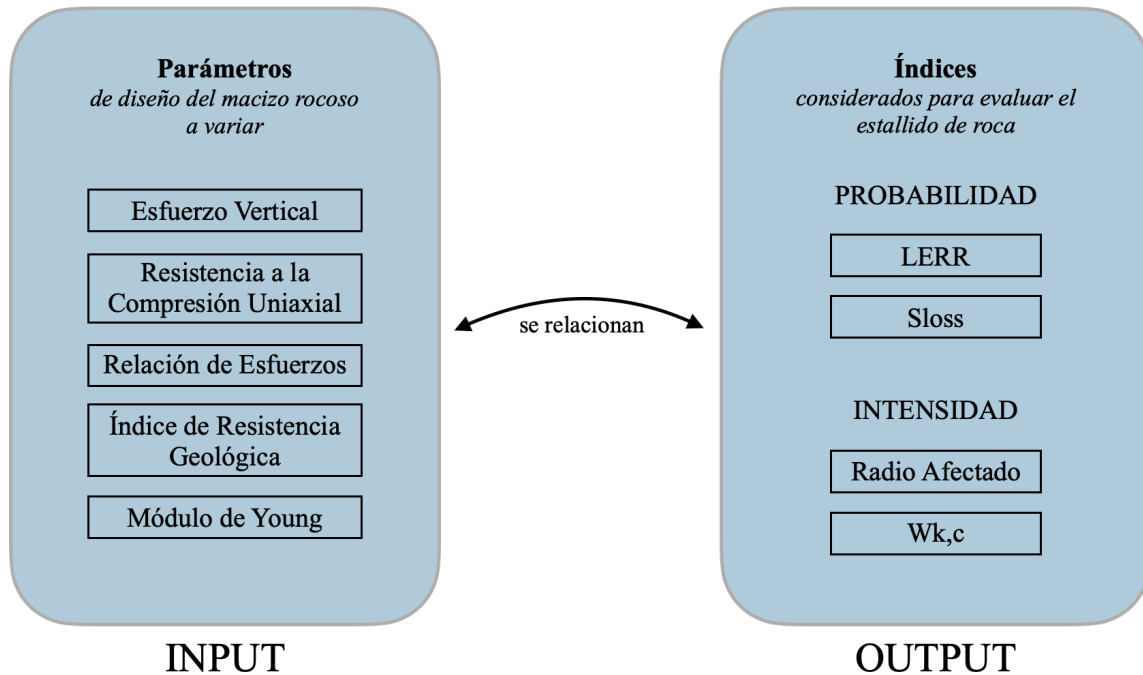


Fig. 10: Relación de los índices con los parámetros de diseño tras las simulaciones en FLAC3D.

4.4.2 Análisis multidimensional

Con los parámetros que más influyen en los cuatro índices que representan el peligro de un estallido de roca, se realiza un análisis dimensional utilizando el teorema π de Vaschy-Buckingham. Este teorema permite realizar una construcción de parámetros adimensionales para obtener las ecuaciones que permitan obtener los índices relevantes, representado por n términos π . Este proceso físico satisface el principio de homogeneidad dimensional, donde se debe cumplir que:

$$k = n - j$$

Donde k corresponde a los parámetros adimensionales (términos π), el cual depende de la diferencia de n variables dimensionales y j dimensiones primarias.

Así, se puede obtener la siguiente relación de los k parámetros adimensionales:

$$\pi_1 = f(\pi_2, \pi_3, \dots, \pi_n)$$

Con respecto a lo antes descrito, es posible afirmar que este teorema permite realizar productos adimensionales a partir de los parámetros iniciales evaluados según sus dimensiones físicas, es decir, la longitud, la masa y el tiempo. Por lo que este proceso se reitera para obtener una ecuación adimensional para la energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,c}$), la tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$), índice Sloss y en el radio de roca afectada (R_a).

4.4.3 Construcción modelo matemático

Con los parámetros más influyentes y las relaciones obtenidas a partir del análisis multidimensional, se prosiguió a crear las ecuaciones en el software Matlab para cada índice con los parámetros y sus respectivos ponderadores, que permitan obtener y describir el peligro de los estallidos de roca.

En Matlab se relacionaron los datos determinados a partir de las simulaciones con respecto a las ecuaciones teóricas propuestas, con el objetivo de construir el modelo matemático utilizando las ecuaciones con el mejor ajuste posible y visualizarlo gráficamente para analizar la distribución de los datos. Esto con el fin de estimar y evaluar el peligro del estallido de roca.

El modelo se validó analíticamente, se comparó con los resultados de otros artículos científicos y se calibró con datos de estallidos de roca, para verificar que se determine adecuadamente el peligro de un estallido de roca y utilizar este modelo en la minería.

5 DESARROLLO

En primer lugar, el software FLAC3D permitió simular el modelo elástico estático considerando las condiciones iniciales del macizo rocoso de la *Tabla 1*, en donde se obtuvo el comportamiento que se muestra en la siguiente ilustración de los esfuerzos verticales en el modelo, los cuales aumentan a medida que aumenta la profundidad.

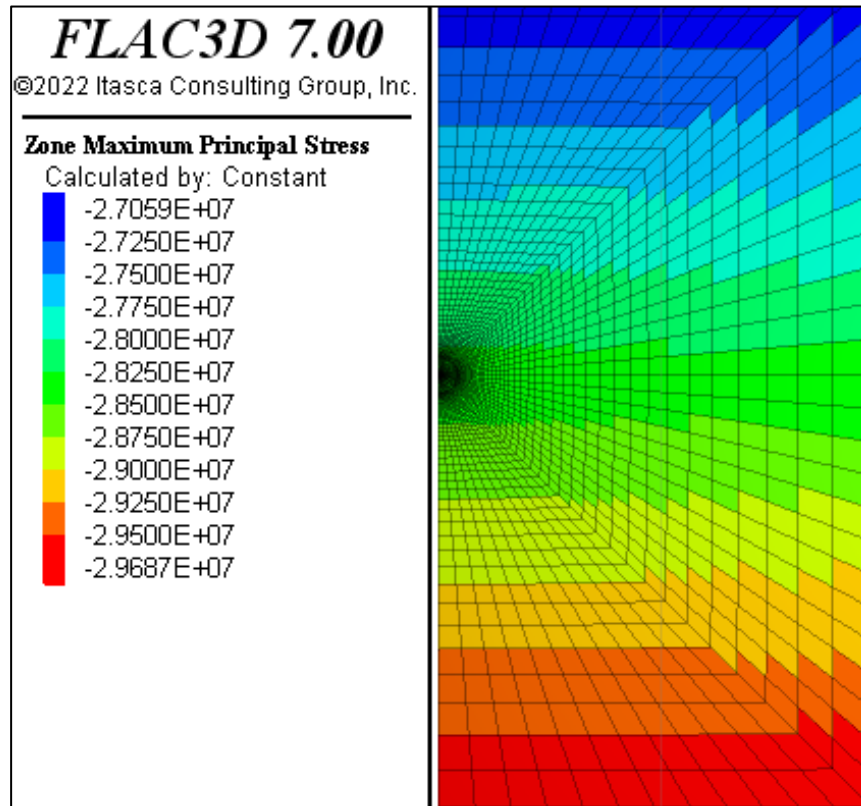


Fig. 11: Distribución del esfuerzo principal máximo en el modelo.

Por otro lado, se realizó la misma simulación, pero ahora considerando el paso de tiempo, es decir, un modelo con condiciones elásticas y dinámicas para estudiar el comportamiento del macizo rocoso a través del tiempo. A partir de estos resultados, se validaron considerando las ecuaciones derivadas de la solución de Lamé, descritas en las ecuaciones (5) y (6).

La *Fig. 12* da a conocer el comportamiento del esfuerzo radial desde el borde de la excavación hasta el borde exterior del modelo, en donde es posible corroborar que tanto el modelo estático como el dinámico tienen el mismo comportamiento, con respecto al comportamiento teórico.

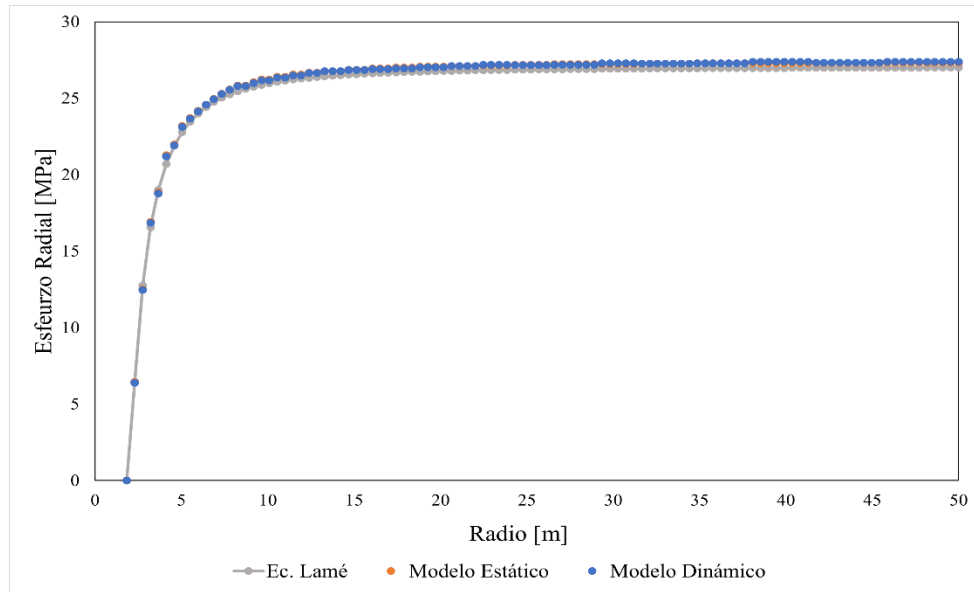


Fig. 12: Validación esfuerzo radial.

Por otro lado, se observa en la *Fig. 13* el esfuerzo tangencial de ambos modelos con respecto a la ecuación derivada de la solución de Lamé del mismo. En relación con esto, se conoce que los esfuerzos tangenciales son mayores en el contorno de la excavación, debido a que son paralelos a los esfuerzos principales mayores, por lo que corrobora que el comportamiento del modelo elástico es congruente con la teoría dando pie a los estudios posteriores con los modelos elastoplásticos. Cabe mencionar, que no se realizó el mismo procedimiento con el esfuerzo axial, ya que este depende del esfuerzo radial y tangencial, por lo que se valida considerando la *Fig. 12* y la *Fig. 13*.

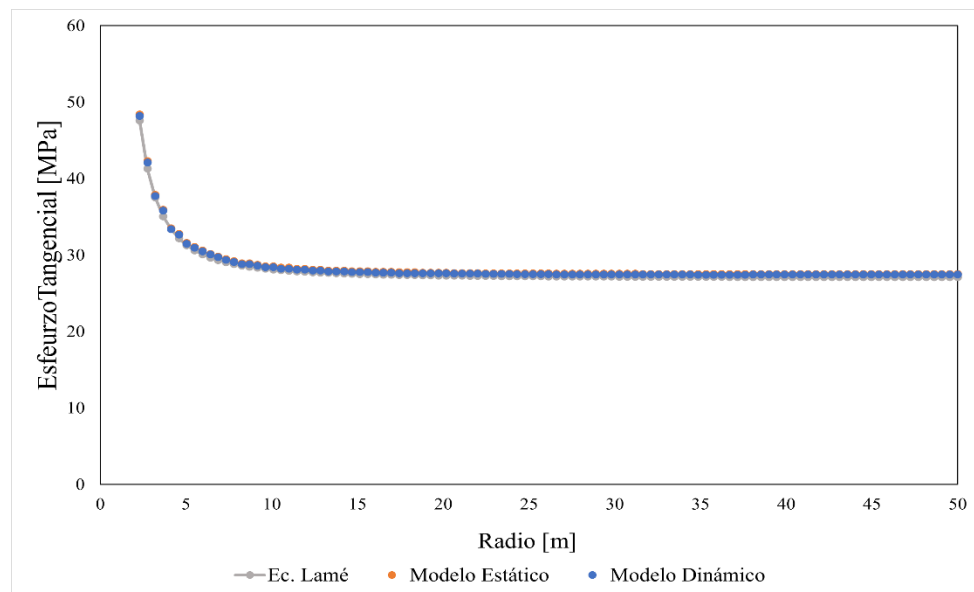


Fig. 13: Validación esfuerzo tangencial.

Tras realizar la validación de los modelos, se pudo proseguir a realizar las simulaciones de los casos a estudiar descritos en la *Tabla 2*, considerando modelos elastoplásticos elásticos y dinámicos a partir del modelo IMASS.

Considerando diferentes casos se realizó una comparación de la energía cinética del modelo elastoplástico estático con el dinámico, en donde se obtuvo que para el caso dinámico tiene un aumento ligero, obteniendo un error promedio del 6%, lo que permite seguir realizando las simulaciones de los 720 casos con modelos dinámicos.

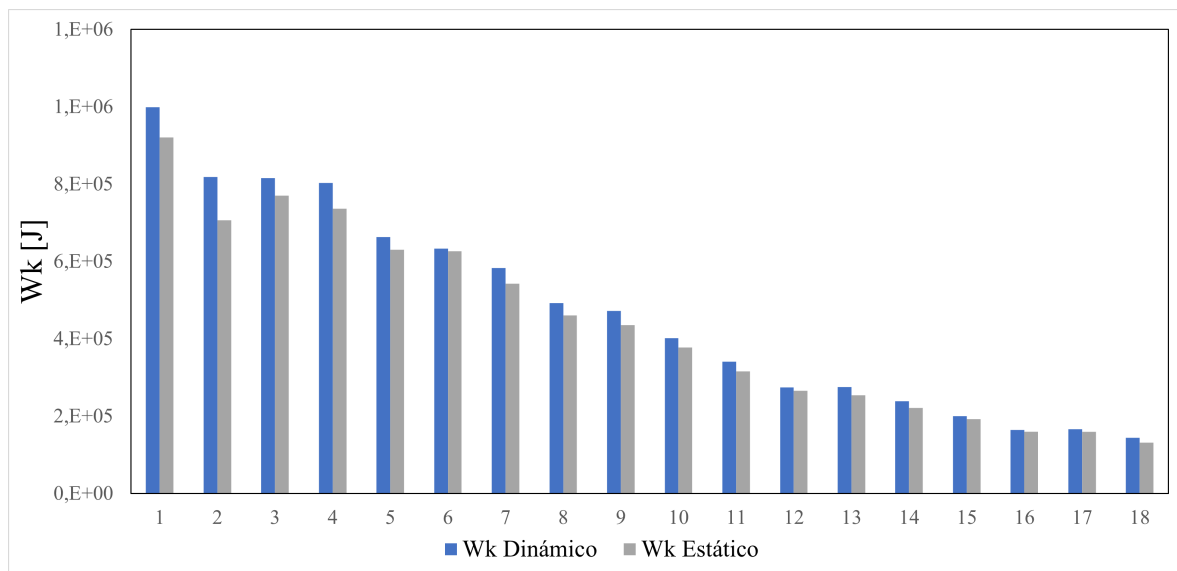


Fig. 14: Comparación energía cinética modelo estático y modelo dinámico.

6 RESULTADOS Y ANÁLISIS

6.1 Modelos matemáticos

Luego de realizar las simulaciones considerando las variaciones de los parámetros de la *Tabla 2*, se analizaron la relaciones entre los datos considerando el coeficiente de correlación presente en la *Tabla 3*, donde se puede observar que las mayores correlaciones se dan entre los índices de energía, porque estos se encuentran relacionados al momento de simular los casos en el software, sin embargo, disminuye al relacionar los parámetros de diseño y geomecánicos, debido a que el comportamiento del macizo rocoso es complejo y la influencia de un parámetro geomecánico puede aumentar o disminuir según la combinación de parámetros que se analice.

Tabla 3: Coeficiente de correlación entre variables.

	U_c^1	W_k^2	$W_{k,c}^3$	$LERR^4$	$Sloss$	R_a^5	σ_v^6	k	GSI	UCS^7	E^8
U_c^1	1,00	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
W_k^2	0,88	1,00	-	-	-	-	-	-	-	-	-
$W_{k,c}^3$	0,89	0,84	1,00	-	-	-	-	-	-	-	-
$LERR^4$	0,94	0,88	0,91	1,00	-	-	-	-	-	-	-
$Sloss$	-0,52	-0,50	-0,49	-0,56	1,00	-	-	-	-	-	-
R_a^5	0,60	0,76	0,61	0,69	-0,59	1,00	-	-	-	-	-
σ_v^6	-0,45	-0,37	-0,44	-0,40	0,15	-0,20	1,00	-	-	-	-
k	0,43	0,34	0,43	0,42	-0,24	0,38	0,11	1,00	-	-	-
GSI	-0,19	-0,13	-0,04	0,00	-0,18	0,11	0,06	0,08	1,00	-	-
UCS^7	-0,03	-0,18	0,03	0,01	0,09	-0,27	-0,01	-0,01	0,04	1,00	-
E^8	-0,30	-0,25	-0,33	-0,31	0,22	-0,10	-0,12	0,10	0,06	-0,03	1,00

(¹) es la energía de deformación en [kJ], (²) es la energía cinética total en [kJ], (³) es la energía cinética en el contorno de la excavación en [kJ/m²], (⁴) es el índice es la tasa de liberación de energía local promedio en [kJ/m³], (⁵) es el radio de roca afectado en [m], (⁶) es el esfuerzo vertical en [MPa], (⁷) es la resistencia a la compresión uniaxial en [MPa] y (⁸) es el módulo de Young en [GPa].

Este análisis permite identificar qué parámetros geomecánicos y de diseño son los más influyentes en cada índice para evaluar el estallido de roca, los cuales se encuentran destacados en la *Tabla 3*. Por lo tanto, se procede a realizar este estudio para la tasa de liberación de energía local promedio, energía máxima en el contorno de la excavación, índice sloss y radio de roca afectada.

Es importante mencionar que aparte de las 720 simulaciones realizadas, se agregaron 19 casos para complementar la data y lograr resultados mucho más precisos, los cuales se presentan en *Tabla 4*. Este procedimiento fue necesario para analizar casos en condiciones extremas de la excavación, es decir, cuando la resistencia del macizo rocoso es baja en donde no se tenía información en la base de datos, lo cual fue para valores intermedios de los parámetros considerando módulos de Young bajos.

Tabla 4: Parámetros iniciales de las nuevas simulaciones.

Nº	σ_v [MPa]	k	GSI	UCS [MPa]	E [GPa]
1	80	2	90	200	15
2	60	2,5	95	200	16
3	85	2,5	85	240	17
4	85	2,5	85	220	18
5	80	2,5	85	220	15,5
6	60	1,8	80	220	16
7	75	1,8	80	210	18

Nº	σ_v [MPa]	k	GSI	UCS [MPa]	E [GPa]
8	85	2,1	80	210	15
9	85	2,4	80	210	15
10	85	2,5	80	220	18,2
11	75	1,7	85	220	18
12	70	1,8	82	220	18
13	80	2	80	210	16
14	68	2,2	80	220	17
15	73	1,7	75	200	17
16	80	1,8	75	200	17
17	80	2,4	80	225	17,5
18	80	2,4	80	220	17
19	84	2,3	85	220	16

6.1.1 Ocurrencia del Peligro

6.1.1.1 Tasa de Liberación de Energía Local Promedio ($\overline{LERR}$)

Para determinar la ecuación que permita obtener la tasa de liberación de energía local promedio se realiza un análisis del coeficiente de correlación de este índice con respecto a los parámetros de diseño variados en las simulaciones (*Tabla 5*), en donde se identifica que los parámetros que tienen una mayor relación con el $\overline{LERR}$ corresponden al esfuerzo vertical, la relación de esfuerzos (k) y el módulo de Young.

Tabla 5: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el $\overline{LERR}$.

	$\overline{LERR}^1$	σ_v^2	k	GSI	UCS ³	E ⁴
$\overline{LERR}^1$	1,00	-	-	-	-	-
σ_v^2	-0,40	1,00	-	-	-	-
k	0,42	0,11	1,00	-	-	-
GSI	0,00	0,06	0,08	1,00	-	-
UCS ³	0,01	-0,01	-0,01	0,04	1,00	-
E ⁴	-0,31	-0,12	0,10	0,06	-0,03	1,00

(¹) es el índice es la tasa de liberación de energía local promedio en [kJ/m³], (²) es el esfuerzo vertical en [MPa], (³) es la resistencia a la compresión uniaxial en [MPa] y (⁴) es el módulo de Young en [GPa].

A partir de lo anterior, se define el término general realizando un análisis multidimensional (Anexos 11.1) utilizando el teorema π de Vaschy-Buckingham, con la finalidad de reunir

todos los parámetros relevantes en una sola relación adimensional que se describió de la siguiente manera:

$$\frac{\overline{LERR}}{E_i} = f\left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}, k\right)$$

Se graficaron los datos en Matlab, buscando la mejor expresión matemática que permitiera un buen ajuste de los datos, obteniendo la gráfica presente en la *Fig. 15*, que se describe con la siguiente expresión:

$$\frac{\overline{LERR}}{E_i} = \alpha_1 \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}\right)^{\alpha_2} k^{\alpha_3}$$

Donde los valores de las constantes α_1 , α_2 y α_3 , junto al coeficiente de determinación son:

$$\alpha_1 = 0,0032 \mid \alpha_2 = 0,94 \mid \alpha_3 = 1,19 \mid R^2 = 0,86$$

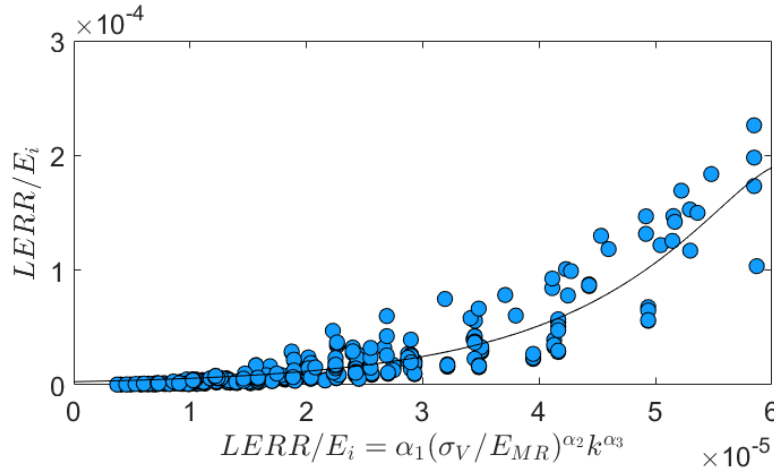


Fig. 15: Distribución de datos de la ecuación $\overline{LERR}$.

Finalmente, la ecuación que describe la tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$), que está relacionado con la ocurrencia de un estallido de roca es:

$$\frac{\overline{LERR}}{E_i} = 0,0032 \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}\right)^{0,94} k^{1,19}$$

6.1.1.2 Índice Sloss

Para determinar los parámetros más influyentes en el índice Sloss se presenta la *Tabla 6* con los coeficientes de correlación entre los parámetros, de donde se obtiene que los más

influyentes corresponden al esfuerzo vertical, la relación de esfuerzos (k), GSI y el módulo de Young, ya que poseen un mayor coeficiente de correlación en magnitud.

Tabla 6: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el Sloss.

	Sloss	σ_v^1	k	GSI	UCS ²	E ³
Sloss	1,00	-	-	-	-	-
σ_v^1	0,15	1,00	-	-	-	-
k	-0,24	0,11	1,00	-	-	-
GSI	-0,18	0,06	0,08	1,00	-	-
UCS ²	0,09	-0,01	-0,01	0,04	1,00	-
E ³	0,22	-0,12	0,10	0,06	-0,03	1,00

(¹) es el esfuerzo vertical en [MPa], (²) es la resistencia a la compresión uniaxial en [MPa] y (³) es el módulo de Young en [GPa].

Realizando el análisis multidimensional con los parámetros más influyentes, que se encuentra desarrollado en el apartado de Anexos, se obtiene la siguiente expresión matemática:

$$Sloss = f\left(\frac{\sigma_v}{E_{MR}}, GSI, k\right)$$

Considerando cada término adimensional, se probaron diferentes modelos matemáticos, con el fin de obtener el mejor ajuste de datos, obteniendo la siguiente ecuación:

$$Sloss = \alpha_1 \left(\frac{\sigma_v}{E_{MR}}\right)^{\alpha_2} GSI^{\alpha_3} k^{\alpha_4}$$

Donde las constantes y coeficiente de determinación son:

$$\alpha_1 = 75,59 \mid \alpha_2 = -0,43 \mid \alpha_3 = -1,77 \mid \alpha_4 = -0,57 \mid R^2 = 0,38$$

En la Fig. 16 se presenta la dispersión de los datos obtenidos que claramente no poseen un buen ajuste, lo cual se corrobora con el coeficiente de determinación.

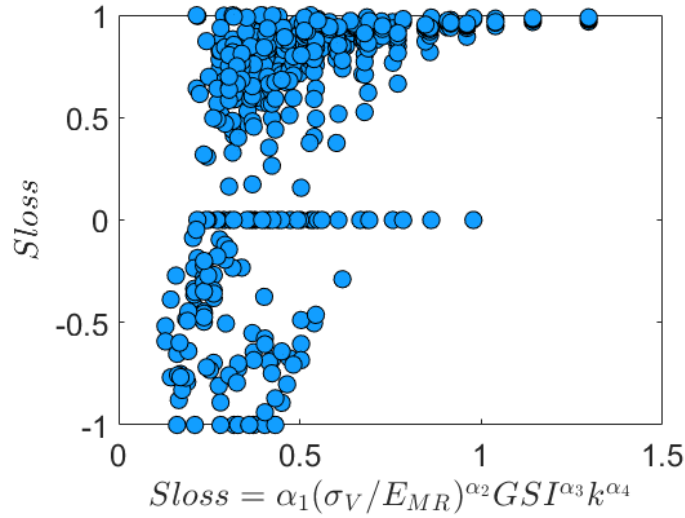


Fig. 16: Distribución de datos de la ecuación S_{loss} .

Dado que la distribución de los datos toma valores repetitivos del índice $sloss$ para diferentes casos y las limitaciones de este al moverse entre -1 a 1 tomando valores en rangos fijos, no es posible obtener un modelo que describa el índice $sloss$ con los parámetros propuestos, ya que en los modelos multivariados la manera de corroborar si los parámetros se acomodan es con el producto, por lo que no se puede forzar una relación matemática entre las variables. Esto es recurrente en sistemas dinámicos en rocas debido a la complejidad, variabilidad y cantidad de parámetros que afectan el comportamiento de un macizo rocoso.

Finalmente, el modelo matemático que describe la ocurrencia del estallido de roca estará dado por la ecuación obtenida para la tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$), ya que no se obtuvo una ecuación para el índice $sloss$.

6.1.2 Intensidad del Peligro

6.1.2.1 Energía Máxima en el Contorno de la Excavación ($W_{k,c}$)

En la *Tabla 7* se presentan los coeficientes de correlación entre los parámetros iniciales variados y el índice de energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,c}$). Se observa que los parámetros que tienen una mayor relación con el $W_{k,c}$ corresponden al esfuerzo vertical, la relación de esfuerzos (k) y el módulo de Young, ya que estos poseen un coeficiente mayor en magnitud.

Tabla 7: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el $W_{k,c}$.

	$W_{k,c}^1$	σ_v^2	k	GSI	UCS ³	E ⁴
$W_{k,c}^1$	1,00	-	-	-	-	-
σ_v^2	-0,44	1,00	-	-	-	-
k	0,43	0,11	1,00	-	-	-
GSI	-0,04	0,06	0,08	1,00	-	-
UCS ³	0,03	-0,01	-0,01	0,04	1,00	-
E ⁴	-0,33	-0,12	0,10	0,06	-0,03	1,00

(¹) es la energía máxima en el contorno de la excavación en $[kJ/m^2]$,
(²) es el esfuerzo vertical en $[MPa]$, (³) es la resistencia a la
compresión uniaxial en $[MPa]$ y (⁴) es el módulo de Young en $[GPa]$.

Considerando los parámetros con mayor influencia se realiza el análisis multidimensional presentado en el apartado Anexos, en donde se obtuvo la siguiente relación:

$$\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} = f\left(\frac{\sigma_v}{E_{MR}}, k\right)$$

Utilizando Matlab y las relaciones adimensionales obtenidas, es posible obtener una expresión matemática que describa el índice de energía máxima en el contorno de la excavación con los parámetros propuestos, considerando el mejor ajuste entre los valores simulados y el modelo, lo que se presenta en la siguiente figura:

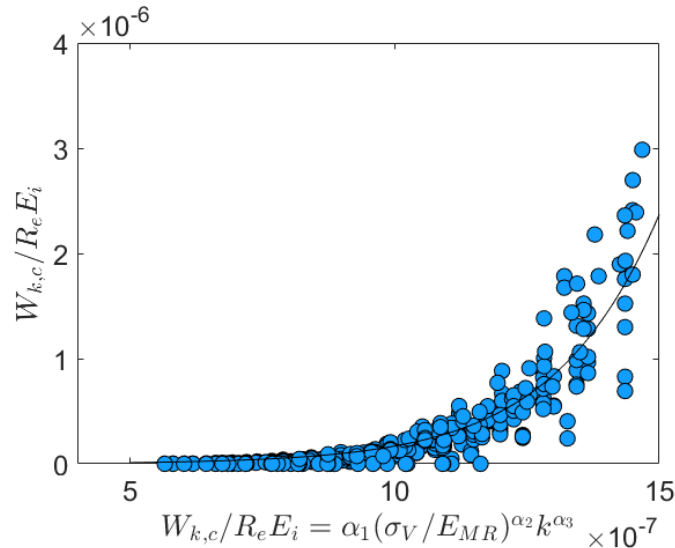


Fig. 17: Distribución de datos de la ecuación $W_{k,c}$.

Se puede observar una mayor dispersión de los datos en el modelo, por lo cual se determinó la desviación estándar en 3 tramos del gráfico. El primer tramo corresponde a los datos que

se encuentran en el eje de las abscisas entre 0 y 0,002 con una desviación de $4,6 \times 10^{-4}$. El segundo tramo entre 0,002 y 0,006 posee una desviación de 0,001. Finalmente, el tercer tramo de valores mayores a 0,006 tiene una desviación estándar de $7,9 \times 10^{-4}$.

La expresión matemática es:

$$\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} = \alpha_1 \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}} \right)^{\alpha_2} k^{\alpha_3}$$

Con el ajuste de la distribución de datos, se obtuvieron los siguientes valores para las constantes y coeficiente de determinación.

$$\alpha_1 = 4,24 \times 10^{-6} \mid \alpha_2 = 0,25 \mid \alpha_3 = 0,28 \mid R^2 = 0,86$$

Finalmente, la ecuación que describe el índice de energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,c}$), que está relacionado con la intensidad del estallido de roca es:

$$\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} = 4,24 \times 10^{-6} \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}} \right)^{0,25} k^{0,28}$$

6.1.2.2 Radio de roca afectada (R_a)

Para determinar la ecuación relacionada con el radio de roca afectada se presenta la *Tabla 8* con los coeficientes de correlación de este índice y los parámetros de diseño variados en las simulaciones, en donde se identifica que el esfuerzo vertical, la relación de esfuerzos (k) y la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) tienen mayor influencia en el radio de roca afectada.

Tabla 8: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el R_a .

	R_a^1	σ_v^2	k	GSI	UCS ³	E^4
R_a^1	1,00	-	-	-	-	-
σ_v^2	-0,20	1,00	-	-	-	-
k	0,38	0,11	1,00	-	-	-
GSI	0,11	0,06	0,08	1,00	-	-
UCS ³	-0,27	-0,01	-0,01	0,04	1,00	-
E^4	-0,10	-0,12	0,10	0,06	-0,03	1,00

(¹) es el radio de roca afectada en [m], (²) es el esfuerzo horizontal en [MPa], (³) es la resistencia a la compresión uniaxial en [MPa] y (⁴) es el módulo de Young en [GPa].

Realizando el análisis multidimensional con los parámetros más influyentes, que se encuentra desarrollado en el apartado de Anexos, se obtiene la siguiente expresión matemática:

$$\frac{R_a}{R_e} = f\left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}, \frac{UCS}{E_{MR}}, k\right)$$

Buscando la ecuación para describir con parámetros de diseño el radio de roca afectada, se graficaron y ajustaron los datos en el software Matlab, obteniendo la gráfica presente en la Fig. 18, que se describe con la siguiente expresión:

$$\frac{R_a}{R_e} = \alpha_1 \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}\right)^{\alpha_2} \left(\frac{UCS}{E_{MR}}\right)^{\alpha_3} k^{\alpha_4}$$

Donde los valores de las constantes α_1 , α_2 y α_3 , junto al coeficiente de determinación son:

$$\alpha_1 = 9,38 \mid \alpha_2 = 1,76 \mid \alpha_3 = -1,06 \mid \alpha_4 = 2,56 \mid R^2 = 0,46$$

En la Fig. 18 se presenta la dispersión de los datos obtenidos que claramente no poseen un buen ajuste, lo cual se corrobora con el coeficiente de determinación.

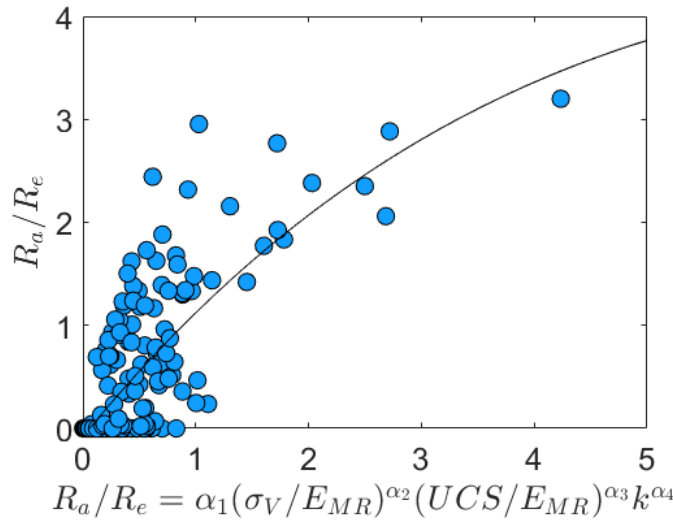


Fig. 18: Distribución de datos de la ecuación Ra.

Al igual que con el índice sloss, en el modelo propuesto para el radio afectado no se ajusta, por lo que no se puede forzar una relación matemática entre las variables. Es por ello, que se realizó en análisis con el radio de plasticidad del macizo rocoso, obteniendo el siguiente gráfico de correlación con los parámetros simulados.

Tabla 9: Coeficiente de correlación de cada parámetro inicial con el R_p .

	R_p^1	σ_v^2	k	GSI	UCS ³	E ⁴
R_p^1	1,00	-	-	-	-	-
σ_v^2	-0,22	1,00	-	-	-	-
k	0,54	0,11	1,00	-	-	-
GSI	-0,18	0,06	0,08	1,00	-	-
UCS ³	-0,38	-0,01	-0,01	0,04	1,00	-
E ⁴	0,04	-0,12	0,10	0,06	-0,03	1,00

(¹) es el radio de roca de plasticidad en [m], (²) es el esfuerzo horizontal en [MPa], (³) es la resistencia a la compresión uniaxial en [MPa] y (⁴) es el módulo de Young en [GPa].

A partir de la tabla, se puede observar que la relación de esfuerzos, resistencia a la compresión uniaxial y el esfuerzo vertical se mantienen como los parámetros influyentes. Además, debido a que el radio afectado posee las mismas unidades que el radio de plasticidad, el análisis dimensional es el mismo. Así, se obtiene la Fig. 19 considerando el mejor ajuste de las variables con forma exponencial, representado por el siguiente modelo:

$$\frac{R_p}{R_e} = f\left(\frac{\sigma_v}{E_{MR}}, \frac{UCS}{E_{MR}}, k\right)$$

$$\frac{R_p}{R_e} = \alpha_1 \left(\frac{\sigma_v}{E_{MR}}\right)^{\alpha_2} \left(\frac{UCS}{E_{MR}}\right)^{\alpha_3} k^{\alpha_4}$$

Los valores de las constantes del modelo se obtienen considerando el mejor ajuste que posee como resultado el mayor coeficiente de determinación, que corresponden a:

$$\alpha_1 = 3,19 \mid \alpha_2 = 0,41 \mid \alpha_3 = -0,31 \mid \alpha_4 = 0,60 \mid R^2 = 0,83$$

Es importante mencionar, que los datos poseen una dispersión de 0,56, pero también se obtuvo la desviación estándar en 3 tramos, ya que se seccionó según la dispersión que se observa en el gráfico, donde de 0,8 a 1,5 (eje abscisas) la desviación estándar es de 0,21, en el segundo tramo de 1,5 a 2,5 es de 0,27 y finalmente de 2,5 a 4 la desviación es de 0,38.

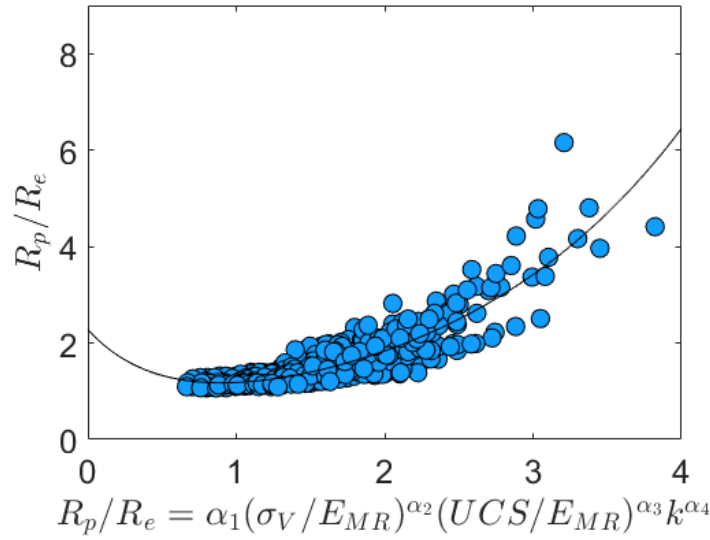


Fig. 19: Distribución de datos de la ecuación R_p .

Por lo tanto, el modelo final del radio de plasticidad, relacionado con la intensidad del estallido de roca, se puede expresar como:

$$\frac{R_p}{R_e} = 3,19 \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}} \right)^{0,41} \left(\frac{UCS}{E_{MR}} \right)^{-0,31} k^{0,60}$$

Finalmente, el modelo matemático que describe la intensidad del estallido de roca está dado por la multiplicación entre los parámetros que lo definen, correspondientes a la energía máxima en el contorno de la excavación y el radio de plasticidad, lo cual se expresa como:

$$I = \left(\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} \right) \left(\frac{R_p}{R_e} \right) = \left(4,24 \times 10^{-6} \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}} \right)^{0,25} k^{0,28} \right) \left(3,19 \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}} \right)^{0,41} \left(\frac{UCS}{E_{MR}} \right)^{-0,31} k^{0,60} \right)$$

$$I = \left(\frac{1,35 \times 10^{-5} \sigma_V^{0,66} k^{0,88}}{UCS^{0,31} E_{MR}^{0,35}} \right)$$

6.1.3 Peligro de Estallido de Roca

Considerando que se puede definir el peligro como:

$$Peligro = Ocurrencia * Intensidad$$

Se propone la multiplicación de las expresiones matemáticas obtenidas para los índices que definen la intensidad y ocurrencia del peligro de estallido de roca.

$$P = \left[\frac{\overline{LERR}}{E_i} \right] \left[\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} \right] \left[\frac{R_p}{R_e} \right]$$

$$P = \left[0,0032 \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}} \right)^{0,94} k^{1,19} \right] \left[\frac{1,35 \times 10^{-5} \sigma_V^{0,66} k^{0,88}}{UCS^{0,31} E_{MR}^{0,35}} \right]$$

$$P = \frac{4,32 \times 10^{-8} \sigma_V^{1,6} k^{2,07}}{UCS^{0,31} E_{MR}^{1,29}}$$

Finalmente, se plantea la siguiente expresión para el peligro de estallido de roca:

$$P = \frac{4,3 \times 10^{-8} \sigma_V^{1,6} k^{2,1}}{UCS^{0,3} E_{MR}^{1,3}}$$

6.2 Clasificación del Estallido de Roca

Para cada uno de los casos simulados se determinó la ocurrencia, intensidad y peligro del estallido de roca con los modelos matemáticos propuestos en esta investigación, para así analizar los valores obtenidos y definir rangos para clasificar esto en 3 niveles, los cuales fueron bajo, medio y alto. Este procedimiento se especifica a continuación.

6.2.1 Ocurrencia del Estallido de Roca

Para definir el nivel de ocurrencia del estallido de roca se observaron los resultados obtenidos a partir de las simulaciones y se seccionaron según estadística básica, analizando principalmente la media, moda y los rangos de los datos. Además, se consideró la clasificación de la tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$) presente en la tesis de Segura (2023), ya que la ocurrencia está directamente relacionada con este factor, por lo que se despejó en la ecuación y se utilizó un módulo de Young promedio, mínimo y máximo entre las simulaciones para definir la clasificación propuesta en la siguiente tabla:

Tabla 10: Clasificación de la ocurrencia del estallido de roca.

	Bajo	Medio	Alto
Ocurrencia (* 10 ⁻⁵)	< 0,9	0,9 - 1,8	> 1,8

6.2.2 Intensidad del Estallido de Roca

En cuanto a la intensidad del estallido de roca, se considera igualmente la estadística básica de los datos tanto para la ecuación del radio como de la ecuación de la energía, además, de utilizar la clasificación descrita por Villaescusa et al. (2014) sobre la energía máxima en el contorno de la excavación para ajustar los rangos. A partir de estas dos clasificaciones, se realizó la multiplicación de los límites de cada rango para obtener la clasificación de la intensidad.

Tabla 11: Clasificación de la intensidad del estallido de roca.

	Bajo	Medio	Alto
Ec. Energía (* 10⁻⁶)	< 0,9	0,9 - 1,1	> 1,1
Ec. Radio	< 1,2	1,2 - 1,7	> 1,7
Intensidad (* 10⁻⁶)	< 1,1	1,1 - 1,9	> 1,9

6.2.3 Peligro de Estallido de Roca

Finalmente, para definir la clasificación del peligro de estallido de roca se multiplicaron los límites de los rangos de la ocurrencia (Tabla 10) e intensidad (Tabla 11), obteniendo la siguiente tabla:

Tabla 12: Clasificación del peligro del estallido de roca.

	Bajo	Medio	Alto
Peligro (* 10⁻¹¹)	< 1,0	1,0 - 3,4	> 3,4

7 RESUMEN RESULTADOS

A continuación, se presenta el resumen de los resultados obtenidos en esta investigación, que corresponden a los modelos matemáticos para la intensidad, ocurrencia y peligro del estallido de roca junto a sus respectivas clasificaciones.

7.1 Ocurrencia del Estallido de Roca

Tabla 13: Resumen del modelo para la ocurrencia del estallido de roca.

Ecuación	Nivel	Ocurrencia (* 10 ⁻⁵)
$O_c = \frac{\overline{LERR}}{E_i} = 0,0032 \left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}} \right)^{0,94} k^{1,19}$	Bajo	< 0,9
	Medio	0,9 - 1,8
	Alto	> 1,8

7.2 Intensidad del Estallido de Roca

Tabla 14: Resumen del modelo para la intensidad del estallido de roca.

Ecuación	Nivel	Intensidad (* 10 ⁻⁶)
$I = \left(\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} \right) \left(\frac{R_p}{R_e} \right) = \left(\frac{1,35 \times 10^{-5} \sigma_V^{0,66} k^{0,88}}{UCS^{0,31} E_{MR}^{0,35}} \right)$	Bajo	< 1,1
	Medio	1,1 - 1,9
	Alto	> 1,9

7.3 Peligro de Estallido de Roca

Tabla 15: Resumen del modelo para el peligro del estallido de roca.

Ecuación	Nivel	Peligro (* 10 ⁻¹¹)
$P = \left(\frac{\overline{LERR}}{E_i} \right) \left(\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} \right) \left(\frac{R_p}{R_e} \right) = \frac{4,3 \times 10^{-8} \sigma_V^{1,6} k^{2,1}}{UCS^{0,3} E_{MR}^{1,3}}$	Bajo	< 1,0
	Medio	1,0 - 3,4
	Alto	> 3,4

8 DISCUSIÓN

En este apartado se pondrá en discusión la validez del modelo matemático comparando los resultados de diferentes casos con el propuesto en este estudio.

8.1 Caso estudio I: Estudios de laboratorio (He et al., 2015)

En primer lugar, se consideran los resultados de He et al. (2015) que realiza estudios de laboratorio para diferentes tipos de roca y evalúa el peligro de estallido de roca, en donde desarrollaron modelos predictivos para el índice de riesgo del estallido de roca (I_{RB}), este índice tiene los rangos descritos en la Tabla 16.

Tabla 16: Clasificación con respecto al índice de riesgo del estallido de roca.

Valor	Clasificación
$I_{RB} < 0,6$	Bajo
$0,6 < I_{RB} < 1,2$	Moderado
$1,2 < I_{RB} < 2,0$	Alto
$I_{RB} \geq 2,0$	Muy Alto

He et al. (2015) estudió los casos descritos en la *Tabla 17*, en donde se dan a conocer las características del tipo de roca y la clasificación obtenida.

Tabla 17: Características de la roca e índice de riesgo del estallido de roca.

1 - Basalto, 2- Carbón, 3 - Caliza, 4 - Mármol, 5 - Lutita, 6 - Peridotita, 7 - Arenisca, 8 - Granito.

Parámetro	Símbolo	Unidad	1	2	3	4	5	6	7	8
Resistencia a la Compresión Uniaxial	UCS	MPa	143,9	11,9	24,1	58,4	11,5	234,1	83,4	113,8
Módulo de Young	E	GPa	62,2	2,4	9,7	43,1	2,0	74,1	24,5	33,8
Módulo de Poisson	ν	-	0,21	0,28	0,24	0,18	0,37	0,20	0,24	0,24
Índice de Riesgo del ER	I_{RB}	-	0,16	1,65	3,49	0,36	3,02	0,68	0,62	0,27

Considerando los modelos propuestos, se obtienen los resultados presentes en la *Tabla 18* donde se destaca con colores el nivel bajo (verde), medio (amarillo) y alto (rojo) de cada índice evaluado.

Tabla 18: Clasificación casos experimentales de diferentes tipos de rocas.

Tipo Roca	Ocurrencia	Ec. Energía ¹	Ec. Radio ²	Intensidad	Peligro
Basalto	4,8E-06	7,5E-07	1,2E+00	8,9E-07	4,2E-12
Carbón	1,0E-04	1,7E-06	3,9E+00	6,6E-06	6,7E-10
Caliza	2,7E-05	1,2E-06	2,7E+00	3,2E-06	8,7E-11
Mármol	6,7E-06	8,2E-07	1,7E+00	1,4E-06	9,3E-12
Lutita	1,2E-04	1,8E-06	4,0E+00	7,1E-06	8,6E-10
Peridotita	4,1E-06	7,2E-07	9,8E-01	7,0E-07	2,8E-12
Arenisca	1,1E-05	9,5E-07	1,6E+00	1,5E-06	1,7E-11
Granito	8,5E-06	8,8E-07	1,4E+00	1,2E-06	1,0E-11

(¹) es la ecuación de $\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} = 4,24 \times 10^{-6} \left(\frac{\sigma_v}{E_{MR}} \right)^{0,25} k^{0,28}$, (²) es la ecuación de $\frac{R_p}{R_e} = 3,19 \left(\frac{\sigma_v}{E_{MR}} \right)^{0,41} \left(\frac{UCS}{E_{MR}} \right)^{-0,31} k^{0,60}$.

A partir de lo anterior, se puede corroborar que los resultados obtenidos a través del modelo propuesto evalúan de forma correcta el peligro del estallido de roca, ya que coinciden con la clasificación propuesta por He et al. (2015). Es importante mencionar que el modelo propuesto en esta investigación permite conocer tanto la ocurrencia como la intensidad del estallido de roca para evaluar los posibles daños del evento.

8.2 Caso estudio II: Hidroeléctrica Jinping II China

Por otro lado, se estudia el caso de la hidroeléctrica Jinping II en China en donde tras la construcción de túneles ocurrió un estallido de roca el 28 de noviembre de 2009, causando siete muertos y un herido.

Este proyecto que se ve descrito en la Fig. 20, considera siete túneles paralelos de 17 km de largo cada uno, en donde para el túnel de drenaje se consideró un diámetro de 7,2 m.

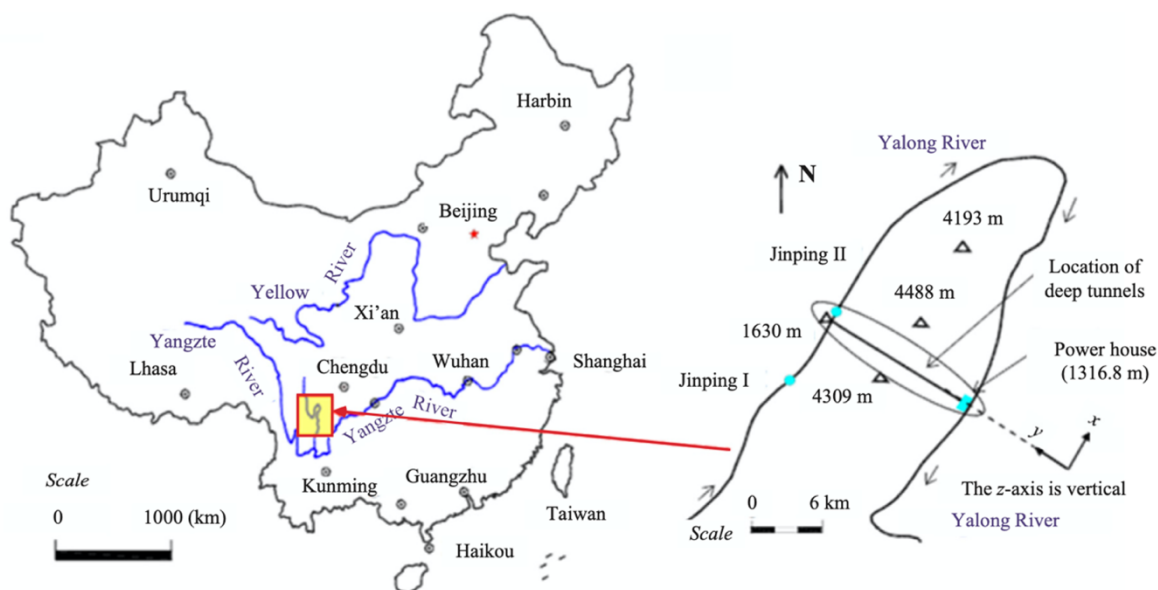


Fig. 20: Ubicación y dirección de los túneles en Jinping II en China (Manouchehrian and Cai, 2018).

Las propiedades del macizo rocoso y las condiciones in situ corresponden a un mármol T2B propio de la geología del lugar, el cual se describe en la tabla a continuación.

Tabla 19: Propiedades y esfuerzos del túnel de drenaje.

Parámetro	Símbolo	Unidad	Valor
Densidad	ρ	kg/m ³	2780
Módulo de Young	E	GPa	18,9
Módulo de Poisson	ν	-	0,23
Resistencia a la Compresión Uniaxial	UCS	MPa	49,7
Esfuerzo Vertical	σ_V	MPa	61,48
Esfuerzo Horizontal	σ_H	MPa	51,68

Evaluando este caso con las ecuaciones propuestas, se obtiene que la ocurrencia y la intensidad de este evento es alto presentando, por tanto, un peligro alto. Esto valida el modelo

matemático propuesto, ya que el estallido de roca que ocurrió en la hidroeléctrica tuvo grandes consecuencias que involucraron daños fatales. Los resultados se presentan en la *Tabla 20*.

Tabla 20: Clasificación obtenida para Jinping II China.

Evento	Ocurrencia	Ec. Energía1	Ec. Radio2	Intensidad	Peligro
Jinping II	2,0E-05	1,1E-06	1,8E+00	2,0E-06	3,9E-11

8.3 Caso estudio III: División El Teniente

Se presenta el caso de la mina División El Teniente que es estudiado y evaluado en el artículo de Cortés et al. (2024), donde se obtuvo un peligro alto. Las características presentadas en el artículo de las condiciones y características de la roca se presentan en la siguiente tabla:

Tabla 21: Propiedades y esfuerzos del caso de estudio de la División El Teniente.

Parámetro	Símbolo	Unidad	Valor
Resistencia a la Compresión Uniaxial	UCS	MPa	120
Esfuerzo Vertical	σ_V	MPa	30,3
Esfuerzo Horizontal	σ_H	MPa	59,2

Utilizando el modelo matemático se obtiene un peligro medio (*Tabla 22*), lo cual se puede deber a que es necesario estudiar las fallas, discontinuidades y estructuras presentes en el macizo rocoso, ya que los modelos propuestos consideran un medio homogéneo. Además, se utilizó el tipo de roca CMET para las características que no son informadas en el artículo, lo cual puede afectar los resultados, ya que si el índice GSI y/o el módulo de Young fueran menores el peligro aumenta.

Tabla 22: Clasificación obtenida para caso DET.

Evento	Ocurrencia	Ec. Energía1	Ec. Radio2	Intensidad	Peligro
El Teniente	1,0E-05	9,0E-07	1,6E+00	1,4E-06	1,5E-11

El modelo matemático evalúa y clasifica de forma correcta los estallidos de roca, sin embargo, sería interesante agregar mayores variables y casos de simulación en un medio heterogéneo, lo cual podría aumentar los coeficientes de correlación de cada modelo propuesto incrementando la certeza al evaluar los estallidos de roca.

9 CONCLUSIONES

En primer lugar, es posible afirmar que el software FLAC3D es una herramienta que permitió simular diversas condiciones y tipos de rocas para estudiar y analizar el peligro del estallido de roca en un medio elastoplástico y dinámico, por lo cual es un software muy completo y eficiente que permite obtener a partir de codificación diferentes tipos de resultados y, así, estudiar el comportamiento mecánico del macizo rocoso.

El análisis dimensional utilizando el teorema π de Vaschy-Buckingham permitió obtener los términos adimensionales para desarrollar las ecuaciones que representan cada factor que permite evaluar el estallido de roca, considerando los coeficientes de correlación para determinar la influencia de los parámetros variados en los índices relevantes. Si bien es cierto, no se consideró el radio de roca afectada ya que este no presentaba un correcto ajuste a la ecuación descrita, se logró representar un radio a partir de la plasticidad, que representa el cambio de un comportamiento dúctil a un comportamiento frágil, lo que se relaciona directamente con la intensidad del estallido de roca.

El software Matlab es muy útil para crear ecuaciones y analizar gráficamente una gran cantidad de datos de forma rápida y eficiente, variando las ecuaciones de tal manera que la distribución de datos se ajustara a la ecuación descrita en esta investigación relacionando factores que se pueden obtener directamente del macizo rocoso, para así determinar los índices que describen la ocurrencia e intensidad, con la finalidad de clasificar el nivel de peligro del estallido de roca.

Los parámetros más influyentes en los índices que permiten evaluar el estallido de roca son la relación de esfuerzos y el esfuerzo vertical, ya que a medida que aumentan estos factores generan un aumento en la concentración de energía en el contorno de la excavación propiciando el estallido de roca, razón por la cual estos parámetros son ampliamente considerados en los estudios relacionados con estallidos de rocas.

Es posible concluir, que el modelo matemático permite evaluar de forma confiable el peligro de estallido de roca en minería subterránea, ya que fue validado con diversos casos y estudios realizados hasta la fecha, en donde se corrobora que los resultados determinados en dichos artículos son similares a los obtenidos con las ecuaciones propuestas en esta investigación.

El caso estudiado de la división El Teniente no fue el esperado, lo que se podría deber a las condiciones del macizo rocoso, ya que los modelos propuestos consideran un medio homogéneo, no obstante, este se clasificó con un nivel medio del peligro del estallido de roca y podría ser alto si las características del macizo rocoso como el índice GSI y/o el módulo de Young fueran menores.

La fenomenología de los estallidos de roca es difícil de entender en su totalidad y es variable debido a su dependencia con diversos factores que gatillan estos eventos, sin embargo, en esta investigación se considera la energía cinética liberada en el contorno de la excavación para conocer la fuerza con que se proyectarán los fragmentos, además, de considerar el radio de plasticidad que indica el volumen que se desprenderá en el contorno de la excavación. Todo esto se complementa con la ocurrencia del estallido de roca a través de la tasa de liberación de energía local promedio, el cual permite obtener finalmente el nivel del peligro de este evento a partir de la fenomenología que se ve descrita en un medio elastoplástico y dinámico.

Es necesario considerar otros factores para predecir de mejor forma los estallidos de roca, tales como las estructuras, el radio de la excavación y la orientación de los esfuerzos. Las estructuras afectan a la estabilidad del macizo rocoso generando la posibilidad de desplazamientos o mayores deformaciones. El radio de excavación podría afectar en la resistencia en el contorno de la excavación lo que se debe a una mayor área expuesta al aumentar el arco del mismo. En cuanto a la orientación de esfuerzos pueden aumentar en gran manera el peligro del estallido de roca si se encuentran orientadas paralelamente a las fallas o estructuras presentes en el macizo rocoso, siendo de vital importancia analizar dichos aspectos en un túnel de minería subterránea.

También sería relevante realizar un estudio analizando el comportamiento mecánico del macizo rocoso considerando la longitud y el avance del túnel, para analizar el cambio de estado tensional y sus efectos en el frente del túnel a medida que se realiza el avance de la excavación, además de ver diferentes razones de esfuerzos en el plano tridimensional, que podrían aumentar el peligro del estallido de roca.

10 REFERENCIAS

- Aguilera, L., Villalobos, S., Villalobos, F., 2018. Metodología para la evaluación del potencial de estallidos de roca y diseño de soporte dinámico en túneles mediante modelamiento numérico. Universidad Católica de la Santísima Concepción.
- Blake, W., 1972. Rock-burst mechanics. Quart. Colorado School Mines 67, 1–64.
- Camiro, 1995. Rockburst research handbook. CAMIRO mining division, Canadian Rockburst Research Programme, 1990–1995 6 vol. p. 977 (Sudbury).
- Castro, L.A.M., Bewick, R.P., Carter, T.G., 2012. An overview of numerical modelling applied to deep mining 22.
- ConstruMine Chile, 2018. Estallido de Rocas en Minería Subterránea y túneles civiles [WWW Document]. URL <https://construmine.webnode.cl/l/estallido-de-rocas-en-mineria-subterranea-y-tuneles-civiles/>
- Cook, N.G.W., 1965. A note on rockburst considered as a problem of stability. JS Afr. Inst. Min. Metall 65 (10), 437–446.
- Cook, N.G.W., Hoek, E., Pretorius, J.P.G., Ortlepp, W.D., Salamon, M.D.G., 1966. Rock mechanics applied to the study of rockbursts. JS Afr. Inst. Min. Metall 66(3), 435–528.
- Cortés, N., Hekmatnejad, A., Pan, P., Mohtarami, E., Pena, A., Taheri, A., González, C., 2024. Empirical approaches for rock burst prediction: A comprehensive review and application to the new level of El Teniente Mine, Chile. Heliyon 10, e26515. <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2024.e26515>
- Diederichs, M.S., 2018a. Early assessment of dynamic rupture hazard for rockburst risk management in deep tunnel projects. J. South. Afr. Inst. Min. Metall. 118, 193–204. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n3a1>
- Diederichs, M.S., 2018b. Early assessment of dynamic rupture hazard for rockburst risk management in deep tunnel projects. J. South. Afr. Inst. Min. Metall. 118, 193–204. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n3a1>
- Dietz, M., Oremek, G.M., Groneberg, D.A., Bendels, M.H.K., 2018. Was ist ein Gebirgsschlag? Zentralblatt Für Arbeitsmedizin Arbeitsschutz Ergon. 68, 45–49. <https://doi.org/10.1007/s40664-017-0215-z>
- Farhadian, H., 2021. A new empirical chart for rockburst analysis in tunnelling: Tunnel

- rockburst classification (TRC). *Int. J. Min. Sci. Technol.* 31, 603–610.
<https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2021.03.010>
- Galarce Castro, T.F., 2014. Modelo de esfuerzos in-situ para Chile y su incidencia en el diseño minero subterráneo.
- Ghazvinian, E., Garza-Cruz, T., Bouzeran, L., Fuenzalida, M., Cheng, Z., Cancino, C., Pierce, M., 2020. Theory and Implementation of the Itasca Constitutive Model for Advanced Strain Softening (IMASS).
- Gill, D.E., Aubertin, M., Simon, R., 1993. A practical engineering approach to the evaluation of rockburst potential. In: Young (Ed.), *Proceedings of the 3rd International Symposium on Rockbursts and Seismicity in Mines*. Rotterdam, Netherlands. Rotterdam, A.A. Balkema, pp. 63–68.
- González, F., 2021a. Modelo de riesgo de estallidos de rocas y evaluación del efecto de medidas de mitigación mediante modelación numérica con elementos finitos. Universidad Técnica Federico Santa María.
- González, F., 2021b. Modelo de riesgo de estallidos de rocas y evaluación del efecto de medidas de mitigación mediante modelación numérica con elementos finitos. Universidad Técnica Federico Santa María.
- Gu, R.X., 2013. Distinct element model analyses of unstable failures in underground coal mines. Ph.D thesis. Colorado School of Mines.
- Hauquin, T., Gunzburger, Y., Deck, O., 2018. Predicting pillar burst by an explicit modelling of kinetic energy. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci.* 107, 159–171.
<https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.05.004>
- Hauquin, T., Gunzburger, Y., Deck, O., 2015. Mechanical energy balance in exploited room-and-pillar mines to understand sudden energy release 10.
- Hazrati Aghchai, M., Moarefvand, P., Salari Rad, H., 2020. On the Analytic Solutions of Elastic Net Displacements around A Circular Tunnel. *J. Min. Environ.*
<https://doi.org/10.22044/jme.2020.9252.1821>
- He, F., 2005. Study on geological hazards in tunneling of deep-buried long tunnels at qinling-dabashan orogen of the three gorges reservoir water diversion project. Ph.D Thesis. China Academy of Geological Sciences, Beijing.
- He, M., e Sousa, L.R., Miranda, T., Zhu, G., 2015a. Rockburst laboratory tests database —

- Application of data mining techniques. Eng. Geol. 185, 116–130.
<https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2014.12.008>
- He, M., e Sousa, L.R., Miranda, T., Zhu, G., 2015b. Rockburst laboratory tests database — Application of data mining techniques. Eng. Geol. 185, 116–130.
<https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2014.12.008>
- He, M., Xia, H., Jia, X., Gong, W., Zhao, F., Liang, K., 2012. Studies on classification, criteria and control of rockbursts. J. Rock Mech. Geotech. Eng. 4, 97–114.
<https://doi.org/10.3724/SP.J.1235.2012.00097>
- Hedley, D.G.F., 1992. Rockburst Handbook for Ontario Hardrock Mines. CANMET Special Report SP92-1E. Communication Group, Ottawa, Canada.
- Kaiser, P., 2009. Failure mechanisms and rock support aspects. Xichang 58–67.
- Lafont, G., Gunzburger, Y., Mitri, H.S., Heib, M.A., Didier, C., Piguet, J.-P., 2013. Influence of mining excavation on energy redistribution and rockburst potential 12.
- Larocque, G., 1980. Review of rockburst phenomena. Canada Centre for Mineral and Energy Technology, Canmet, Mining Research Lab., Report ERP-MRL, pp. 80–94.
- Li, C.C., Mikula, P., Simser, B., Hebblewhite, B., Joughin, W., Feng, X., Xu, N., 2019. Discussions on rockburst and dynamic ground support in deep mines. J. Rock Mech. Geotech. Eng. 11, 1110–1118. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2019.06.001>
- Li, N., Feng, X., Jimenez, R., 2017. Predicting rock burst hazard with incomplete data using Bayesian networks. Tunn. Undergr. Space Technol. 61, 61–70.
<https://doi.org/10.1016/j.tust.2016.09.010>
- Li, N., Jimenez, R., 2018. A logistic regression classifier for long-term probabilistic prediction of rock burst hazard. Nat. Hazards 90, 197–215.
<https://doi.org/10.1007/s11069-017-3044-7>
- Li, T., Xiao, X., Shi, Y., 2008. Comprehensive integrated methods of rockburst prediction in underground engineering. Advance in Earth Science 23(5), 533–540.
- Manouchehrian, A., Cai, M., 2018. Numerical modeling of rockburst near fault zones in deep tunnels. Tunn. Undergr. Space Technol. 80, 164–180.
<https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.06.015>
- Mine Safety and Health Administration, 1984. Hearing on Proposed Standards for Ground Control Metal/Nonmetal Mines, Spokane, WA, June 19.

- Obert, L., Wi, D., 1967. Rock mechanics and the design of structures in rock. Wiley, New York.
- Ortega, D., 2024. Método gráfico para estimar el peligro de estallido de roca en minería subterránea.
- Ortlepp, W.D., 1997. Rock fracture and rockbursts, an illustrative study. Johannesburg, SAIMM Monogr. Ser. M9, 98.
- Ortlepp, W.D., Stacey, T.R., 1994. Rockburst mechanisms in tunnels and shafts. Tunn. Undergr. Space Technol. 9 (1), 59–65.
- 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. Perspect. Sci., 1st Czech-China Scientific Conference 2015 7, 292–298. <https://doi.org/10.1016/j.pisc.2015.11.045>
- Segura, C., 2023. Desarrollo de un método para evaluar el estallido de rocas en excavaciones subterráneas mediante el modelado numérico de la energía cinética y la energía de deformación.
- Solak, T., 2009. Ground behavior evaluation for tunnels in blocky rock masses. Tunn. Undergr. Space Technol. 24, 323–330. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2008.10.004>
- Tang, B.Y., 2000. Rock burst control using distress blasting (Ph.D. thesis). McGill University, Montreal, Canada.
- 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>
- Wen, J., Li, H., Jiang, F., Yu, Z., Ma, H., Yang, X., 2019. Rock burst risk evaluation based on equivalent surrounding rock strength. Int. J. Min. Sci. Technol. 29, 571–576. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.06.005>
- Windsor, C.R., Cavieres, P., Villaescusa, E., Pereira, J., 2006. Rock stress tensor measurements at the El Teniente Mine, Chile. In Proceedings of International Symposium on In-situ Rock Stress 6.
- Zhang, C.Q., Zhou, H., Feng, X.T., 2011. An Index for Estimating the Stability of Brittle Surrounding Rock Mass: FAI and its Engineering Application. Rock Mech. Rock Eng. 44, 401–414. <https://doi.org/10.1007/s00603-011-0150-9>
- Zhao, G., Wang, D., Gao, B., Wang, S., 2017. Modifying rock burst criteria based on

- observations in a division tunnel. Eng. Geol. 216, 153–160.
<https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2016.11.014>
- Zhou, J., Koopialipoor, M., Li, E., Armaghani, D.J., 2020. Prediction of rockburst risk in underground projects developing a neuro-bee intelligent system. Bull. Eng. Geol. Environ. 79, 4265–4279. <https://doi.org/10.1007/s10064-020-01788-w>
- Zhou, J., Li, X., Mitri, H.S., 2018. Evaluation method of rockburst: State-of-the-art literature review. Tunn. Undergr. Space Technol. 81, 632–659.
<https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.08.029>
- Zhou, J., Li, X., Mitri, H.S., 2016. Classification of Rockburst in Underground Projects: Comparison of Ten Supervised Learning Methods. J. Comput. Civ. Eng. 30, 04016003. [https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)CP.1943-5487.0000553](https://doi.org/10.1061/(ASCE)CP.1943-5487.0000553)
- Zhou, J., Li, X.B., Mitri, H.S., 2017. A critical survey of empirical methods for evaluating rockburst potential. In: 15th IACMAG, 19–23 October 2017, Wuhan, China.
- Zhou, J., Shi, X., Dong, L., Hu, H., Wang, H., 2010. Fisher discriminant analysis model and its application for prediction of classification of rockburst in deep-buried long tunnel. J. Coal Sci. Eng. China 16, 144–149. <https://doi.org/10.1007/s12404-010-0207-5>

11 ANEXOS

11.1 Ecuación $\overline{LERR}$

Para la obtención del índice $\overline{LERR}$ se da a conocer la *Tabla 23* en donde están las variables a considerar.

Tabla 23: Variables para la obtención de la ecuación del índice $\overline{LERR}$.

Parámetro	Símbolo	Unidad	Dimensión
Tasa de Liberación de energía local promedio	$\overline{LERR}$	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Radio Excavación	R_e	m	L
Esfuerzo Vertical	σ_v	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Relación de Esfuerzos	k	—	—
Módulo de Young	E	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Densidad	ρ	kg/m^3	ML^{-3}

A partir de lo anterior es posible buscar una ecuación para obtener el $\overline{LERR}$ a partir de la dependencia de las otras variables de la siguiente manera:

$$\overline{LERR} = f(R_e, \sigma_v, k, E, \rho)$$

Debido a que son seis variables en total mencionadas en la *Tabla 23*, que incluyen dimensiones de masa, distancia y tiempo, es que se deben encontrar tres parámetros adimensionales, es decir, tres términos Π . Cabe mencionar que se utilizan como variables dimensionales independientes R_e , E y ρ . De esta manera la forma general por encontrar se ve descrita de la siguiente forma:

$$\pi_1 = f(\pi_2, \pi_3)$$

A continuación, se da a conocer el desarrollo del primer término Π (π_1):

$$\pi_1 = \overline{LERR} R_e^\alpha \rho^\beta E^\gamma = M^0 L^0 T^0$$

$$ML^{-1}T^{-2}L^\alpha M^\beta L^{-3\beta} M^\gamma L^{-\gamma} T^{-2\gamma} = M^0 L^0 T^0$$

A partir de esta relación se obtienen las siguientes ecuaciones:

$$(M) \quad 1 + \beta + \gamma = 0$$

$$(L) \quad -1 + \alpha - 3\beta - \gamma = 0$$

$$(T) \quad -2 - 2\gamma = 0$$

$$\Rightarrow \alpha = 0 \mid \beta = 0 \mid \gamma = -1$$

Finalmente, se obtiene el término π_1 en donde el Módulo de Young corresponde a las características de la roca intacta (E_i).

$$\pi_1 = \frac{\overline{LERR}}{E} \Rightarrow \pi_1 = \frac{\overline{LERR}}{E_i}$$

Por otro lado, se da a conocer el desarrollo del término π_2 .

$$\pi_2 = \sigma_V R_e^\alpha \rho^\beta E^\gamma = M^0 L^0 T^0$$

$$M^1 L^{-1} T^{-2} L^\alpha M^\beta L^{-3\beta} M^\gamma L^{-\gamma} T^{-2\gamma} = M^0 L^0 T^0$$

A partir de esta relación se obtienen las siguientes ecuaciones:

$$\begin{aligned} (M) \quad & 1 + \beta + \gamma = 0 \\ (L) \quad & -1 + \alpha - 3\beta - \gamma = 0 \\ (T) \quad & -2 - 2\gamma = 0 \\ \Rightarrow & \alpha = 0 \mid \beta = 0 \mid \gamma = -1 \end{aligned}$$

Finalmente, se obtiene el término π_2 considerando que en este término el Módulo de Young corresponde al macizo rocoso:

$$\pi_2 = \frac{\sigma_V}{E} \Rightarrow \pi_2 = \frac{\sigma_V}{E_{MR}}$$

Con respecto al término π_3 corresponde a la relación de esfuerzos k siendo este una variable adimensional por lo que forma un término Π por sí solo.

$$\pi_3 = k$$

Por lo tanto la ecuación se ve describe a partir de los siguientes términos:

$$\frac{\overline{LERR}}{E_i} = f\left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}, k\right)$$

11.2 Ecuación $W_{k,c}$

Para la obtención de la energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,c}$) se da a conocer la *Tabla 24* en donde están las variables a considerar.

Tabla 24: Variables para la obtención de la ecuación del parámetro $W_{k,c}$.

Parámetro	Símbolo	Unidad	Dimensión
Energía máxima en el contorno de la excavación	$W_{k,c}$	kg/s^2	MT^{-2}
Radio Excavación	R_e	m	L
Esfuerzo Vertical	σ_v	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Relación de Esfuerzos	k	—	—
Módulo de Young	E	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Densidad	ρ	kg/m^3	ML^{-3}

A partir de lo anterior se busca obtener una ecuación del $W_{k,c}$ a partir de la dependencia de las otras variables de la siguiente manera:

$$W_{k,c} = f(R_e, \sigma_v, k, E, \rho)$$

La relación anterior considera seis variables en total mencionadas en la *Tabla 24*, que incluyen dimensiones de masa, distancia y tiempo, por lo que se deben encontrar tres parámetros adimensionales, es decir, tres términos Π . Cabe mencionar que se utilizan como variables dimensionales independientes R_e , E y ρ . De esta manera la forma general por encontrar se ve descrita de la siguiente forma:

$$\pi_1 = f(\pi_2, \pi_3)$$

A continuación, se da a conocer el desarrollo del primer término Π (π_1):

$$\pi_1 = W_{k,c} R_e^\alpha \rho^\beta E^\gamma = M^0 L^0 T^0$$

$$MT^{-2} L^\alpha M^\beta L^{-3\beta} M^\gamma L^{-\gamma} T^{-2\gamma} = M^0 L^0 T^0$$

A partir de esta relación se obtienen las siguientes ecuaciones:

$$(M) \quad 1 + \beta + \gamma = 0$$

$$(L) \quad \alpha - 3\beta - \gamma = 0$$

$$(T) \quad -2 - 2\gamma = 0$$

$$\Rightarrow \alpha = -1 \mid \beta = 0 \mid \gamma = -1$$

Finalmente, se obtiene que término π_1 , considerando el Módulo de Young de la roca intacta (E_i).

$$\pi_1 = \frac{W_{k,c}}{R_e E} \Rightarrow \pi_1 = \frac{W_{k,c}}{R_e E_i}$$

Por otro lado, se da a conocer el desarrollo del término π_2 .

$$\pi_2 = \sigma_V R_e^\alpha \rho^\beta E^\gamma = M^0 L^0 T^0$$

$$M L^{-1} T^{-2} L^\alpha M^\beta L^{-3\beta} M^\gamma L^{-\gamma} T^{-2\gamma} = M^0 L^0 T^0$$

A partir de esta relación se obtienen las siguientes ecuaciones:

$$(M) \quad 1 + \beta + \gamma = 0$$

$$(L) \quad -1 + \alpha - 3\beta - \gamma = 0$$

$$(T) \quad -2 - 2\gamma = 0$$

$$\Rightarrow \alpha = 0 \mid \beta = 0 \mid \gamma = -1$$

Finalmente, el término π_2 está dado de la siguiente forma:

$$\pi_2 = \frac{\sigma_V}{E} \Rightarrow \pi_2 = \frac{\sigma_V}{E_{MR}}$$

Con respecto al término π_3 corresponde a la relación de esfuerzos k siendo este una variable adimensional por lo que forma un término Π por sí sola.

$$\pi_3 = k$$

Por lo tanto la ecuación se ve describe a partir de los siguientes términos:

$$\frac{W_{k,c}}{R_e E_i} = f\left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}, k\right)$$

11.3 Ecuación Sloss

Para la obtención del parámetro Sloss se da a conocer la *Tabla 25* en donde están las variables a considerar.

Tabla 25: Variables para la obtención de la ecuación del parámetro Sloss.

Parámetro	Símbolo	Unidad	Dimensión
Sloss	$Sloss$	—	—
Radio Excavación	R_e	m	L
Esfuerzo Vertical	σ_v	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Índice de Resistencia Geológica	GSI	—	—
Relación de Esfuerzos	k	—	—
Módulo de Young	E	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Densidad	ρ	kg/m^3	ML^{-3}

A partir de lo anterior se busca obtener una ecuación del $Sloss$ a partir de la dependencia de las otras variables de la siguiente manera:

$$Sloss = f(R_e, \sigma_v, GSI, k, E, \rho)$$

La relación anterior considera siete variables en total mencionadas en la *Tabla 25*, que incluyen dimensiones de masa, distancia y tiempo, por lo que se deben encontrar cuatro parámetros adimensionales, es decir, cuatro términos Π . Cabe mencionar que se utilizan como variables dimensionales independientes R_e , E y ρ . De esta manera la forma general por encontrar se ve descrita de la siguiente forma:

$$\pi_1 = f(\pi_2, \pi_3, \pi_4)$$

En primer lugar, el término Π (π_1) está dado directamente por el $sloss$, ya que este es un término adimensional:

$$\pi_1 = sloss$$

Por otro lado, se da a conocer el desarrollo del término π_2 .

$$\begin{aligned}\pi_2 &= \sigma_v R_e^\alpha \rho^\beta E^\gamma = M^0 L^0 T^0 \\ ML^{-1}T^{-2} L^\alpha M^\beta L^{-3\beta} M^\gamma L^{-\gamma} T^{-2\gamma} &= M^0 L^0 T^0\end{aligned}$$

A partir de esta relación se obtienen las siguientes ecuaciones:

$$\begin{aligned}(M) \quad & 1 + \beta + \gamma = 0 \\ (L) \quad & -1 + \alpha - 3\beta - \gamma = 0 \\ (T) \quad & -2 - 2\gamma = 0\end{aligned}$$

$$\Rightarrow \alpha = 0 \mid \beta = 0 \mid \gamma = -1$$

Finalmente, el término π_2 está dado de la siguiente forma:

$$\pi_2 = \frac{\sigma_V}{E} \Rightarrow \pi_2 = \frac{\sigma_V}{E_{MR}}$$

Ahora con respecto al tercer término (π_3) corresponde al GSI de manera directa, ya que este es adimensional.

$$\pi_3 = GSI$$

Con respecto al término π_4 corresponde a la relación de esfuerzos k siendo este una variable adimensional por lo que forma un término Π por sí sola.

$$\pi_4 = k$$

Por lo tanto la ecuación se ve describe a partir de los siguientes términos:

$$S_{loss} = f\left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}, GSI, k\right)$$

11.4 Ecuación R_a

Para la obtención del radio de roca afectada (R_a) se da a conocer la *Tabla 26* en donde están las variables a considerar.

Tabla 26: Variables para la obtención de la ecuación del parámetro R_a .

Parámetro	Símbolo	Unidad	Dimensión
Radio de Roca Afectada	R_a	m	L
Radio Excavación	R_e	m	L
Esfuerzo Vertical	σ_V	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Relación de Esfuerzos	k	—	—
Módulo de Young	E	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Resistencia a la Compresión Uniaxial	UCS	kg/ms^2	$ML^{-1}T^{-2}$
Densidad	ρ	kg/m^3	ML^{-3}

A partir de lo anterior se busca obtener una ecuación del R_a a partir de la dependencia de las otras variables de la siguiente manera:

$$R_a = f(R_e, \sigma_V, k, UCS, \rho, E)$$

La relación anterior considera siete variables en total mencionadas en la *Tabla 26*, que incluyen dimensiones de masa, distancia y tiempo, por lo que se deben encontrar cuatro parámetros adimensionales, es decir, cuatro términos Π . Cabe mencionar que se utilizan como variables dimensionales independientes R_e , σ_v y ρ . De esta manera la forma general por encontrar se ve descrita de la siguiente forma:

$$\pi_1 = f(\pi_2, \pi_3, \pi_4)$$

A continuación, se da a conocer el desarrollo del primer término $\Pi (\pi_1)$:

$$\pi_1 = R_a R_e^\alpha \rho^\beta E^\gamma = M^0 L^0 T^0$$

$$L L^\alpha M^\beta L^{-3\beta} M^\gamma L^{-\gamma} T^{-2\gamma} = M^0 L^0 T^0$$

A partir de esta relación se obtienen las siguientes ecuaciones:

$$(M) \quad 1 + \alpha - \gamma = 0$$

$$(L) \quad \beta + \gamma = 0$$

$$(T) \quad -2\gamma = 0$$

$$\Rightarrow \alpha = -1 \mid \beta = 0 \mid \gamma = 0$$

Finalmente, se obtiene que el término π_1 está dado de la siguiente manera:

$$\pi_1 = \frac{R_a}{R_e}$$

Por otro lado, se da a conocer el desarrollo del término π_2 .

$$\pi_2 = \sigma_v R_e^\alpha \rho^\beta E^\gamma = M^0 L^0 T^0$$

$$M L^{-1} T^{-2} L^\alpha M^\beta L^{-3\beta} M^\gamma L^{-\gamma} T^{-2\gamma} = M^0 L^0 T^0$$

A partir de esta relación se obtienen las siguientes ecuaciones:

$$(M) \quad 1 + \beta + \gamma = 0$$

$$(L) \quad -1 + \alpha - 3\beta - \gamma = 0$$

$$(T) \quad -2 - 2\gamma = 0$$

$$\Rightarrow \alpha = 0 \mid \beta = 0 \mid \gamma = -1$$

Finalmente, el término π_2 está dado de la siguiente forma:

$$\pi_2 = \frac{\sigma_V}{E} \Rightarrow \pi_2 = \frac{\sigma_V}{E_{MR}}$$

Ahora se da a conocer el procedimiento del tercer término (π_3).

$$\pi_3 = UCS R_e^\alpha \rho^\beta E^\gamma = M^0 L^0 T^0$$

$$M^1 L^{-1} T^{-2} L^\alpha M^\beta L^{-3\beta} M^\gamma L^{-\gamma} T^{-2\gamma} = M^0 L^0 T^0$$

A partir de esta relación se obtienen las siguientes ecuaciones:

$$(M) \quad 1 + \beta + \gamma = 0$$

$$(L) \quad -1 + \alpha - 3\beta - \gamma = 0$$

$$(T) \quad -2 - 2\gamma = 0$$

$$\Rightarrow \alpha = 0 \mid \beta = 0 \mid \gamma = -1$$

Por tanto el término π_3 está dado de la siguiente forma:

$$\pi_3 = \frac{UCS}{E} \Rightarrow \pi_3 = \frac{UCS}{E_{MR}}$$

Con respecto al término π_4 corresponde a la relación de esfuerzos k siendo este una variable adimensional por lo que forma un término Π por sí sola.

$$\pi_4 = k$$

Por lo tanto la ecuación se ve describe a partir de los siguientes términos, cabe mencionar que el término π_2 corresponde al mismo valor de π_4 , por lo que la relación queda de la siguiente manera:

$$\frac{R_a}{R_e} = f\left(\frac{\sigma_V}{E_{MR}}, \frac{UCS}{E_{MR}}, k\right)$$