



UNIVERSIDAD TÉCNICA
FEDERICO SANTA MARÍA



UNIVERSIDAD TÉCNICA
FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
METALÚRGICA Y
DE MATERIALES

“MÉTODO GRÁFICO PARA ESTIMAR EL PELIGRO DE ESTALLIDO DE ROCA EN MINERÍA SUBTERRÁNEA”

DAVID ORTEGA UMAÑA

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN CIENCIAS DE LA
INGENIERÍA, MENCIÓN METALURGIA

PROFESORA GUÍA:

ADELINE DELONCA

PROFESOR CO - GUÍA:

SERGIO PALMA

SANTIAGO DE CHILE 2024

Agradecimientos

Mi gratitud primeramente se encuentra dirigida a Dios quien me dio la oportunidad de estudiar la carrera de Ingeniería Civil de Minas y realizar este postgrado de Magíster en Ciencias de la Ingeniería Metalúrgica. Es quien siempre me ha ayudado a seguir adelante perseverando en cada desafío y me ha permitido lograr mis metas y sueños. Sé que tomado de su mano podré lograr muchas cosas en el futuro y estoy confiado en que siempre estará conmigo.

Quiero hacer una mención especial a Carla Habert quien fue mi compañera en todo este proceso universitario, no siendo tan solo una futura colega en el área laboral, sino que ha sido un pilar fundamental dentro de este proceso, la cual siempre me alentó a seguir adelante y pude encontrar en ella el complemento que esperaba y un tesoro que pude hallar. Agradezco a esta hermosa persona quien fue mi compañera, amiga, confidente, prometida y ahora mi futura esposa.

Mis padres, Andrea Umaña y José Ortega, siempre me inculcaron a perseverar en la vida, entregándome la enseñanza de que puedo entregar más de mí, dando mi mayor esfuerzo para todo. Les estoy eternamente agradecido por sus consejos, amor, apoyo, comprensión y dedicación constante que me entregaron día a día, y deseo que Dios les bendiga y prospere en todo.

En la vida he tenido a una persona que siempre me ha cuidado y me ha enseñado cosas fundamentales para desarrollarme a diario, desde que tengo recuerdos ella siempre ha estado ahí. Mi hermana María José Ortega, la persona que siempre me ha entregado su amor y me ha enseñado a cómo enfrentarme a los diferentes desafíos de esta vida, guiándome paso a paso en cada proceso que he vivido, siempre detrás de mí preocupada de que no caiga. Te agradezco por todo el apoyo y los consejos que me has entregado para continuar adelante y no caer, aprendiendo a levantarme cada vez que me siento desanimado.

Agradezco a mi grupo de estudios ("Team Pera") conformado por Carla Habert, Elizabeth González y Jean Aravena, con quienes tuve desvelos estudiando para los exámenes y pude encontrar en ellos un apoyo durante mis estudios. Les agradezco por acompañarme en esta etapa tan importante en mi vida y espero poder seguir forjando esta amistad en el futuro siendo colegas.



La persona que me dio la oportunidad de realizar esta investigación fue Adeline Delonca, a quien admiro por su compromiso con la universidad y con los estudiantes, siempre entregando mucho más en todo lo que realiza dentro del departamento de minas. Le agradezco por darme la oportunidad de realizar mi tesis enfocado en estallidos de roca, por guiarme y enseñarme cada aspecto de esta investigación.

En mi carrera pude encontrar a muchos buenos profesores que me enseñaron y guiaron en este proceso, en el cual destaco el compromiso y la entrega de Sergio Palma, quien fue la persona que me alentó a realizar el postgrado y siempre me ha apoyado para continuar estudiando. Le agradezco por sus consejos y por entregarme sus conocimientos para hacer de mí un buen profesional.

Finalmente, pero no menos importante, agradezco al proyecto Fondecyt N°11200156 por financiar este trabajo, permitiendo lograr los resultados presentados en esta tesis.

Resumen

La minería subterránea corresponde a la explotación de recursos mineros desarrollado por debajo de la superficie, dicha explotación generalmente se realiza de esta manera cuando su extracción en superficie no es viable por razones económicas, sociales o medioambientales.

A medida que progresa la minería, es necesario alcanzar mayores profundidades para extraer el mineral. Esto genera que se presenten diversos tipos de peligros en minería subterránea debido a las condiciones del entorno en el que se trabaja. El estallido de roca es uno de los peligros de gran riesgo que se presentan en la minería y corresponde a una rápida liberación de energía de deformación que fue almacenada en el macizo rocoso, traducida en una explosión abrupta e imprevista del macizo rocoso generado en túneles. Se originan por una gran concentración de esfuerzos y otras condiciones del macizo rocoso.

Hasta la fecha se han diseñado varios métodos para evaluar este peligro basados en el estudio de los esfuerzos o índices de energía como la energía de deformación del macizo rocoso. Sin embargo, aún no se propone un método gráfico con fundamento teórico basado sobre la fenomenología del estallido de roca, estimando este como un evento energético y dinámico, considerando el volumen de roca en torno a la excavación que se encuentra con un bajo grado de entrelazamiento de fragmentos de la roca.

Este trabajo presenta un método gráfico capaz de estimar el peligro del estallido de roca, el cual está definida como la intensidad por la probabilidad. La tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$), que considera la energía liberada cuando la energía de deformación concentrada en un área es mayor a su capacidad de almacenaje, y el sloss, el cual es el grado de entrelazamiento de los fragmentos del macizo rocoso; con estos parámetros se obtiene la probabilidad de que ocurra el estallido de roca. Con respecto a la intensidad, corresponde a la relación de la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación, que muestra la fuerza de eyección de la roca, con el radio de roca afectada, que se basa en el radio cuando el valor del sloss es mínimo, por lo que entrega una noción sobre el volumen fragmentado del macizo rocoso que se desprendería en el estallido de roca.

Los estudios se realizaron mediante simulación numérica en el software FLAC3D con un enfoque energético, donde en un comienzo se realizó la calibración del modelo a utilizar



para los casos propuestos, y posteriormente, se simularon 720 casos considerando un medio elastoplástico dinámico a través del modelo constitutivo IMASS propio de FLAC3D. Se simularon con la finalidad de obtener una gran variedad de escenarios que podrían o no generar un estallido de roca, luego los resultados se evaluaron en matrices que obtenían la probabilidad y la intensidad de este peligro. Tras un análisis de sensibilidad y estadístico se obtuvo como resultado el método gráfico para estimar el peligro del estallido de rocas. Esto con la finalidad de realizar un monitoreo constante en las distintas secciones de un túnel para prevenir accidentes de mayor magnitud y salvaguardar las vidas de los trabajadores.

Abstract

Underground mining corresponds to the exploitation of mining resources developed below the surface. Such exploitation is generally carried out in this way when surface extraction is not viable for economic, social or environmental reasons.

As mining progresses, it is necessary to reach greater depths to extract the ore. This generates various types of dangers in underground mining due to the conditions of the environment in which they work. Rockburst is one of the high-risk hazards that occur in mining and corresponds to a rapid release of deformation energy that was stored in the rock mass, translated into an abrupt and unexpected explosion of the rock mass generated in tunnels. They originate from a great concentration of stress and other conditions of the rock mass.

To date, several methods have been designed to evaluate this danger based on the study of stresses or energy indices such as the deformation energy of the rock mass. However, a graphic method with theoretical foundation based on the phenomenology of the rock burst is not yet proposed, estimating this as an energetic and dynamic event, considering the volume of rock around the excavation that is found with a low degree of entanglement. of rock fragments.

This work presents a graphical method capable of estimating the danger of rockburst, which is defined as the intensity times the probability. The average local energy release rate ((LERR)), which considers the energy released when the deformation energy concentrated in an area is greater than its storage capacity, and the sloss, which is the degree of entanglement of the fragments of the rock mass; With these parameters the probability of the rock burst occurring is obtained. With respect to the intensity, it corresponds to the relationship of the maximum kinetic energy released in the excavation contour, which shows the rock ejection force, with the radius of the affected rock, which is based on the radius when the value of the sloss is minimal, so it provides an idea about the fragmented volume of the rock mass that would break away in the rock burst.

The studies were carried out through numerical simulation in the FLAC3D software with an energy approach, where initially the calibration of the model to be used for the proposed cases was carried out, and subsequently, 720 cases were simulated considering a dynamic



elastoplastic medium through the constitutive model. FLAC3D's own IMASS. They were simulated in order to obtain a wide variety of scenarios that could or could not generate a rock burst, then the results were evaluated in matrices that obtained the probability and intensity of this danger. After a sensitivity and statistical analysis, the graphical method to estimate the danger of rockburst was obtained. This is in order to carry out constant monitoring in the different sections of a tunnel to prevent larger accidents and safeguard the lives of workers.



Lista de Contenidos

Lista de Figuras	10
Lista de Tablas.....	12
1. Introducción.....	13
2. Objetivos.....	14
2.1. Objetivo General.....	14
2.2. Objetivo Específico	14
3. Estallido de Rocas (Rockburst)	14
3.1. Definición	14
3.2. Tipos de Estallido de Rocas.....	16
3.2.1. Strain Bursts	16
3.2.2. Pilar Bursts	16
3.2.3. Fault-Slip Bursts	16
3.3. Factores Desencadenantes de los Estallidos de Roca	17
3.4. Evaluación del Estallido de Roca	17
3.5. Métodos Gráficos para determinar los Estallidos de Rocas	18
3.5.1. Gráficos Unimensionales.....	19
3.5.2. Gráficos Bidimensionales.....	20
3.5.3. Gráficos Multidimensionales.....	22
3.6. Técnicas de Simulación para estimar los Estallidos de Rocas	23
4. Estado del Arte	25
4.1. Ecuaciones derivadas de Lamé.....	25
4.2. Evaluación de Estallido de Roca por enfoque energético	26
4.3. Software FLAC3D.....	30

5.	Metodología.....	33
5.1.	Creación del Modelo	33
5.1.1	Geometría	33
5.1.2	Condiciones de Borde.....	36
5.1.3	Calibración.....	36
5.2.	Selección y Variación de los Parámetros	38
5.2.1	Selección.....	38
5.2.2	Variación	39
5.3.	Definición del Nivel de Peligro	40
5.3.1	Intensidad del Estallido de Roca	40
5.3.2	Probabilidad del Estallido de Roca.....	41
5.4.	Creación del Método Gráfico	42
5.5.	Validación del Método Gráfico	42
6.	Desarrollo	43
6.1.	Calibración.....	43
6.1.1	Medio Elástico.....	43
6.1.2	Medio Elastoplástico	44
6.2	Matrices de Riesgo	45
6.2.1	Matriz de Probabilidad	45
6.2.2	Matriz de Intensidad	46
6.2.3	Matriz de Peligro del Estallido de Roca	47
7.	Resultados.....	48
7.1	Método Gráfico.....	48
7.2	Análisis de Sensibilidad.....	50
7.2.1	Análisis de la probabilidad del ER	51
7.2.2	Análisis de la intensidad del ER	52



7.2.3	Análisis del peligro del ER.....	54
7.2.3.1	Análisis del GSI.....	54
7.2.3.2	Análisis del k	55
7.2.3.3	Análisis del Módulo de Young.....	56
7.2.3.4	Análisis del Esfuerzo Vertical	57
7.2.3.5	Análisis del UCS	58
8.	Discusión	60
8.1	Experimentos de Laboratorio	60
8.2	Caso Jinping II en China	62
9.	Conclusiones y Recomendaciones.....	65
10.	Referencias	68
11.	Anexos	72

Lista de Figuras

<i>Figura 1: “Daños producidos por estallidos de roca en la mina</i>	<i>15</i>
<i>Figura 2: “Taxonomía de diferentes enfoques para la evaluación del potencial del.....</i>	<i>18</i>
<i>Figura 3: “Gráfico unidimensional correspondiente a la intensidad del.....</i>	<i>20</i>
<i>Figura 4: “Gráfico bidimensional para estimar el grado del estallido de roca (Farhadian, 2021)”</i>	<i>20</i>
<i>Figura 5: “Gráfico bidimensional para estimar el potencial del estallido de roca (Diederichs, 2007)”</i>	<i>21</i>
<i>Figura 6: “Gráfico bidimensional para estimar el nivel del estallido de roca (modificado de Hou et al., 1992; Russenes, 1974)”</i>	<i>22</i>
<i>Figura 7: “Gráfico multidimensional que relaciona los esfuerzos y.....</i>	<i>23</i>
<i>Figura 8: “Geometría en FLAC3D”</i>	<i>30</i>
<i>Figura 9: “Respuesta del material en IMASS” (ITASCA)</i>	<i>31</i>
<i>Figura 10: “Representación esquemática de sloss para diversos grados de daño en un macizo rocoso”</i>	<i>32</i>
<i>Figura 11: “Resumen de la Metodología”</i>	<i>33</i>
<i>Figura 12: “Modelo en el software FLAC3D”</i>	<i>34</i>
<i>Figura 13: “Vista frontal y dimensiones del modelo de estudio”</i>	<i>35</i>
<i>Figura 14: “Largo de la galería”</i>	<i>35</i>
<i>Figura 15: “Condiciones de contorno de la geometría”</i>	<i>36</i>
<i>Figura 16: “Esquema resumen del proceso de calibración”</i>	<i>37</i>
<i>Figura 17: “Ejemplo de la variación de parámetros”</i>	<i>40</i>
<i>Figura 18: “Ejemplo de la simulación en FLAC3D”</i>	<i>43</i>
<i>Figura 19: “Comparación de esfuerzo radial”</i>	<i>44</i>
<i>Figura 20: “Comparación de esfuerzo tangencial”</i>	<i>44</i>
<i>Figura 21: “Comparación de energía cinética”</i>	<i>45</i>
<i>Figura 22: “Matriz de probabilidad del estallido de roca”</i>	<i>46</i>
<i>Figura 23: “Matriz de intensidad del estallido de roca”</i>	<i>47</i>
<i>Figura 24: “Matriz del peligro del estallido de roca”</i>	<i>47</i>

<i>Figura 25: “Distribución de los casos simulados”</i>	48
<i>Figura 26: “Definición de zonas según la clasificación del peligro donde a) son las líneas de tendencia de cada clasificación y b) trazas para delimitar las zonas”</i>	49
<i>Figura 27: “Método gráfico para obtener el peligro del estallido de roca”</i>	50
<i>Figura 28: “Gráfica comparativa de la probabilidad”</i>	52
<i>Figura 29: “Gráfica comparativa de la probabilidad”</i>	54
<i>Figura 30: “Distribución de los casos en el método gráfico según el GSI modelado”</i>	55
<i>Figura 31: “Distribución de los casos en el método gráfico según el k modelado”</i>	56
<i>Figura 32: “Distribución de los casos en el método gráfico según el módulo de Young modelado”</i>	57
<i>Figura 33: “Distribución de los casos en el método gráfico según el esfuerzo vertical modelado”</i>	58
<i>Figura 34: “Distribución de los casos en el método gráfico según el UCS modelado”</i>	59
<i>Figura 35: “Gráfica comparativa del peligro del estallido de roca”</i>	60
<i>Figura 36: “Nuevos casos en el método gráfico”</i>	62
<i>Figura 37: “Ubicación y dirección de los túneles en Jinping II en China”(Manouchehrian and Cai, 2018).</i>	63
<i>Figura 38: “Nivel del peligro del caso de Jinping II utilizando el método gráfico”</i>	64

Lista de Tablas

Tabla 1: “Gráficos de clasificación de predicción de Estallidos de rocas (Farhadian, 2021)”	19
Tabla 2: “Resumen del trabajo de simulación numérica preexistente en la evaluación de del estallido de roca (Farhadian, 2021)”	24
Tabla 3 : “Dimensiones del túnel”	34
Tabla 4: “Parámetros del macizo rocoso”	37
Tabla 5: “Parámetros a variar en la modelación”	38
Tabla 6: “Energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación”	41
Tabla 7: “Radio de roca afectado”	41
Tabla 8: “Tasa de liberación de energía local promedio”	41
Tabla 9: “Índice de Sloss”	41
Tabla 10: “Porcentaje los parámetros iniciales con respecto a la clasificación de la probabilidad del estallido de roca”	51
Tabla 11: “Porcentaje los parámetros iniciales con respecto a la clasificación de la intensidad del estallido de roca”	53
Tabla 12: “Porcentaje del GSI con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”	55
Tabla 13: “Porcentaje del k con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”	56
Tabla 14: “Porcentaje del módulo de Young con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”	57
Tabla 15: “Porcentaje del esfuerzo vertical con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”	58
Tabla 16: “Porcentaje del UCS con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”	59
Tabla 17: “Clasificación con respecto al índice de riesgo del estallido de roca”	60
Tabla 18: “Características de la roca dolomita y granito”	61
Tabla 19: “Resultados a partir de los casos simulados”	61
Tabla 20: “Propiedades y esfuerzos del túnel de drenaje”	63
Tabla 21: “Resultados obtenidos a partir de FLAC3D”	64
Tabla 22: “Coeficiente de correlación”	72

1. Introducción

La minería ha sido uno de los componentes más importantes para el desarrollo y evolución de la sociedad, la cual consiste en la extracción de recursos minerales a gran escala. A medida que avanza el tiempo, es necesario profundizar aún más desde la superficie terrestre para poder explotar y extraer los minerales.

Los estallidos de roca se presentan en la minería subterránea a grandes profundidades del yacimiento, dependiendo de las condiciones de esfuerzos in-situ, presencia de sismicidad, mayores temperaturas, mayor resistencia y fragilidad, entre otras propiedades; generando un gran riesgo para la comunidad minera, infraestructura y equipos presentes en el lugar. Esto debido a la liberación de energía de deformación que fue almacenada por el macizo rocoso, lo cual se traduce en una abrupta explosión y expulsión de la roca llegando a provocar graves daños en la minería, deteniendo la producción minera (Solak 2009).

Existen tres tipos de estallidos de roca (Hedley et al. 1992): estallido por deslizamiento de falla, estallido de pilares y estallido por deformación. Se han realizado diferentes estudios de este fenómeno obteniéndose gráficos, algoritmos matemáticos, criterios empíricos. Estos métodos se basan principalmente en la energía y los esfuerzos in-situ. En particular los métodos gráficos presentados por Peng et al. (1996), Farhadian (2021), Shang et al. (2010), entre otros; describen principalmente el estallido de roca mediante los esfuerzos presenten en torno a la excavación.

Aún no es posible definir una metodología tal que permita obtener la intensidad y la probabilidad de este fenómeno, a partir de la energía de deformación almacenada y liberada, las características del macizo rocoso y tensorial. Por lo que es pertinente realizar un estudio basado en la fenomenología intrínseca para proponer una forma de estimarlo considerando la transición del medio elástico al medio plástico con un enfoque energético, ya que este fenómeno es provocado por la energía liberada cuando la energía de deformación concentrada entorno a la excavación es mayor a su capacidad de almacenaje en un contexto dinámico.

Considerando lo antes mencionado, es posible dar a conocer el propósito central de esta investigación, el cual está definido en estudiar los estallidos de roca enfocados en los estallidos por deformación, mediante el software FLAC3D, el cual utiliza el método numérico de diferencias finitas con la finalidad de simular condiciones dinámicas y

elastoplásticas en el macizo rocoso conociendo así su comportamiento a medida que avanza en el tiempo. Tras diversas simulaciones variando las condiciones del túnel se definieron cuatro parámetros relevantes de estudio para definir por un lado la intensidad del estallido de roca utilizando la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación y el radio de roca afectada y, por otro lado, la probabilidad del estallido de roca, considerando la tasa de liberación de energía local promedio y el parámetro sloss, este último indica el grado de entrelazamiento de fragmentos de la roca. Con esta información fue posible establecer un método gráfico que permitiera definir el estallido de roca presente en minería subterránea.

2. Objetivos

2.1. Objetivo General

Diseñar un método gráfico para estimar el peligro del estallido de roca en minería subterránea.

2.2. Objetivo Específico

- Obtener un gráfico que permita relacionar la intensidad y la probabilidad de ocurrencia del estallido de roca considerando parámetros condicionantes.
- Realizar un análisis de sensibilidad de los parámetros geomecánicos que podrían generar el estallido de roca con distintas combinaciones para estudiar el comportamiento del macizo rocoso.
- Realizar un análisis estadístico para determinar la influencia de los parámetros en el peligro de un estallido de roca.
- Elaborar matrices de riesgo que relacionen los índices relevantes para determinar la probabilidad e intensidad del estallido de roca.

3. Estallido de Rocas (Rockburst)

3.1. Definición

Varios autores han definido un estallido de roca (Blake, 1972; Blake and Hedley, 2003; Cook, 1965; Farhadian, 2021; Hedley et al., 1992; Kaiser et al., 1996; Solak, 2009; Zhou et al., 2017), en donde Solak (2009) lo define como una falla repentina y violenta de la masa rocosa, causada por rocas quebradizas con alto niveles de esfuerzos y la rápida liberación de

energía de deformación que fue acumulada, es decir, una explosión abrupta del macizo rocoso generado en túneles a causa de una gran concentración de esfuerzos y otros componentes que gatillan la ocurrencia de esta.

El estallido de roca se ha presentado en distintos países a nivel mundial, como en Chile (Villaescusa and Potvin, 2004), en USA (Blake and Hedley, 2003), en China (Dou et al., 2014), en Canadá (Kaiser et al., 1996), entre otros; provocando graves daños, llegando a detener la producción en las áreas donde sucedió el evento. Por lo cual, es necesario hacer énfasis en la importancia de estudiar los estallidos de roca y, así, estimar la intensidad y probabilidad de ocurrencia de estos eventos en minería subterránea con la finalidad de mitigar riesgos.

En la *Figura 1*, se muestra un evento de estallidos de roca ocurrido en el año 2015 en el sector Nuevo Nivel Mina de la mina de cobre y molibdeno El Teniente en Chile, el cual se encuentra a una profundidad de 1100 metros aproximadamente. Este evento ocurrió a lo largo de 600 metros de la galería bloqueándola completamente (Aguilera et al., 2018). La mina El Teniente es la mina subterránea más grande del mundo con más de 3000 kilómetros de galerías, a muchos metro de profundidad, lo que conlleva a que se haya generado este tipo de peligro, ya que a mayores profundidades es mayor la probabilidad de ocurrencia debido a las condiciones del macizo rocoso en lo túneles, lo cual es preocupante y, a su vez, es un peligro necesario de analizar para lograr actuar de manera oportuna.



Figura 1: “Daños producidos por estallidos de roca en la mina El Teniente, Chile (Fuente: Rojas, 2017)”

3.2. Tipos de Estallido de Rocas

Hedley et al. (1992) observaron tres tipos de estallido de rocas, según el mecanismo de activación de este peligro, que serán definidos a continuación:

3.2.1. Strain Bursts

Los estallidos por deformación se presentan cuando la tensión que sufre la roca es mayor a la resistencia que posee el macizo rocoso. Considerando que en minería subterránea se trabaja en profundidades, mayor es la magnitud de los esfuerzos presentes en el macizo rocoso, ya sean in-situ o inducidos, generando los estallidos por deformación en las galerías subterráneas, siendo este fenómeno el más común. Es importante añadir, que este fenómeno corresponden al objetivo de esta investigación.

3.2.2. Pilar Bursts

Las explosiones del pilar se pueden ver reflejadas en el método de minería subterránea, conocido como “Room and Pillar”; este método consta en extraer el mineral a través de un plano horizontal, creando secciones horizontales sostenidas por pilares. Cuando existe un hundimiento rápido de un pilar aislado, o de parte del mismo, provoca en ocasiones la fragmentación y expulsión repentina de fragmentos de roca del pilar (Hauquin et al., 2018), esta falla violenta puede llegar a ser una fuente grave de un peligro mayor, esto se debe a que puede generar más fallas en el lugar provocando un colapso en una sección mayor de la zona de extracción por “Room and Pillar”.

3.2.3. Fault-Slip Bursts

Los estallidos de rocas por deslizamiento de fallas (Fault-Slip Bursts) son inducidos por el movimiento relativo repentino entre la pared colgante y la pared inferior de una falla durante las actividades mineras (Hu et al., 2017). Este evento se puede ver reflejado en la Mina Lucky Friday, Idaho, USA (White and Whyatt, 1999); en donde, los deslizamientos de fallas generaron estallidos de rocas, ya que estos desplazamientos aumentaron los esfuerzos del macizo rocoso.

3.3. Factores Desencadenantes de los Estallidos de Roca

Desde el primer estallido de roca registrado a nivel mundial en la mina de oro Kolar de la India en 1900 (Cai, 2016) se han estudiado los aspectos que desencadenan este peligro que se presenta en minería subterránea, de los cuales entre tantas definiciones que se han informado hasta la fecha (Aguilera et al., 2018; Farhadian, 2021), se señala que alguno de estos son:

- La existencia de altas tensiones in-situ en el macizo rocoso.
- Condiciones tectónico-geológicas.
- Presencia de heterogeneidades en el macizo a causa de estratificaciones.
- Estructuras geológicas.
- Condiciones de la calidad de la roca.
- Movimientos sísmicos y/o reactivación de fallas.
- Tronaduras o actividades faeneras.
- El índice de la energía liberada.
- Diseño de la excavación.

3.4. Evaluación del Estallido de Roca

El estallido de roca en minería subterránea ha sido a lo largo de los años un peligro muy estudiado, debido a que las mineras han ido adoptando más seguido el método de extracción bajo tierra, lo que genera que este peligro tenga más probabilidades de ocurrencia. En la *Figura 2*, se muestran cuatro términos generales de estudio del estallido de roca los cuales son criterios empíricos, técnicas de simulación, algoritmos matemáticos y gráficos de estallidos de rocas; de los cuales se desprenden otros subniveles que dan a conocer la exhaustiva búsqueda de un método que permita conocer la probabilidad de ocurrencia del estallido de roca.

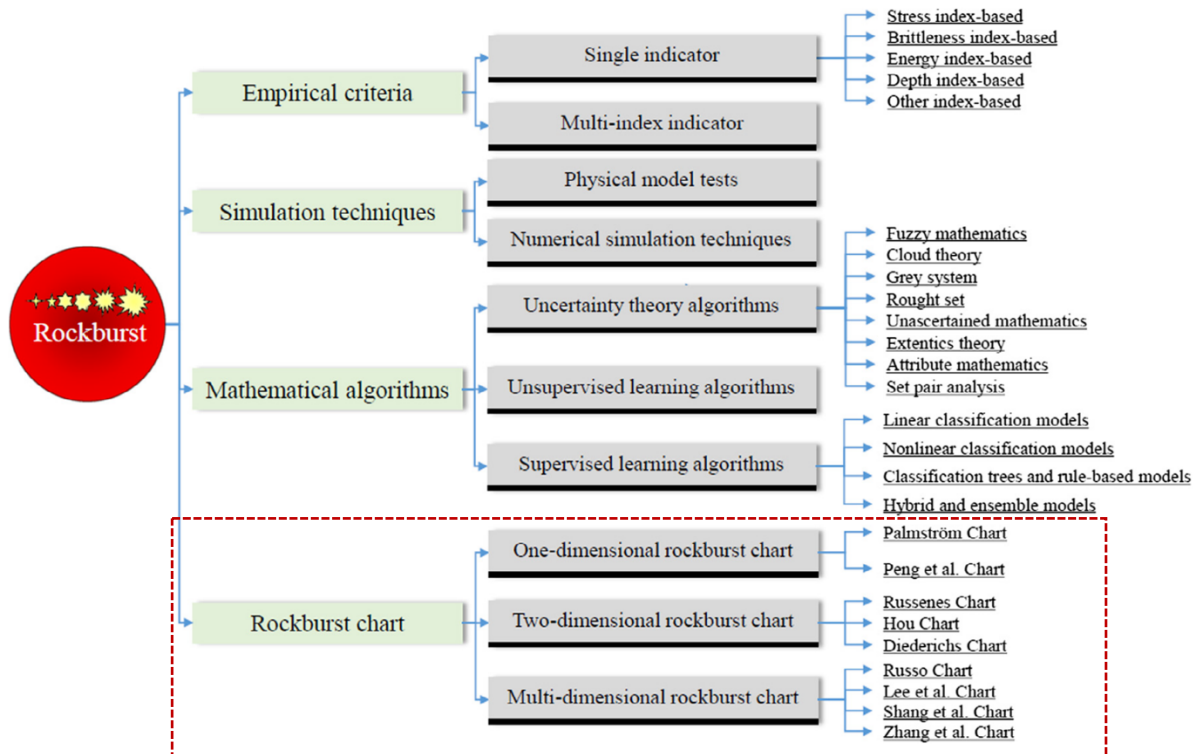


Figura 2: "Taxonomía de diferentes enfoques para la evaluación del potencial del estallido de roca (Zhou et al., 2018)"

Esta investigación se basa principalmente en el estudio y diseño de un nuevo método gráfico para evaluar el peligro del estallido de roca, basado en la definición de este considerando la intensidad y probabilidad.

3.5. Métodos Gráficos para determinar los Estallidos de Rocas

Desde que Russenes (1974) elaboró por primera vez un gráfico que muestra las distintas categorías potenciales de ruptura de la roca, distintos investigadores comenzaron a construir gráficos para entregar soluciones sobre la estimación del peligro del estallido de roca, considerando parámetros como la energía liberada, relación de esfuerzos, entre otros.

En la *Tabla 1*, se muestra un resumen de algunos de los gráficos que se han generado hasta la fecha (Farhadian, 2021), en donde se hace énfasis en la relación de esfuerzos e índice de energía de deformación.

Tabla 1: “Gráficos de clasificación de predicción de Estallidos de rocas (Farhadian, 2021)”

Tipo de Gráfico	Referencia	Índice de Factores	Intensidad del Estallido de Roca
1D	(Palmström, 1995)	C_g	3 Niveles; Leve, Grave y Muy Grave.
	(Zhu et al., 1996)	σ_c/σ_t	4 Niveles; Sin Estallido de Roca, Estallido de Roca Ligero, Moderado y Grave.
2D	(Barton et al., 1974); (Rusnes, 1974)	σ_l, σ_c	4 Niveles; Sin Estallido de Roca, Estallido de Roca Débil, Medio y Fuerte.
	(Hou et al., 1992)	$W_{qx}, \sigma_c/\sigma_t$	4 Niveles; Sin Estallido de Roca, Estallido de Roca Bajo, Medio y Alto.
	(Diederichs, 2007)	UCS, m_i	4 Niveles; Estallido de Roca Bajo, Medio, Alto y Muy Alto.
Multidimensional	(Russo, 2014)	$\delta_0, r_p/r_0, \sigma_0, \sigma_{cm}, RMR$	2 Niveles; Sin Estallido de Roca y Estallido de Roca.
	(Lee et al., 2004)	$PES, B3, \sigma_c$	4 Niveles; Sin Estallido de Roca, Estallido de Roca Débil, Medio y Fuerte.
	(Shang et al., 2010)	$\sigma_\theta, \sigma_{max}, \sigma_c/\sigma_{max}, \sigma_\theta/\sigma_c, (\sigma_\theta + \sigma_L)/\sigma_c$	4 Niveles; Sin Estallido de Roca, Estallido de Roca Débil, Medio y Fuerte.
	(Zhang et al., 2011)	$\sigma_c/\sigma_t, K_V, \sigma_\theta/\sigma_c, \sigma_l/\sigma_c, W_{et}$	4 Niveles; Sin Estallido de Roca, Estallido de Roca Débil, Medio y Fuerte.

A continuación se dan a conocer algunos de los gráficos que se han desarrollado a través del tiempo, en donde se diferencian según los parámetros considerados y las dimensiones del gráfico como tal.

3.5.1. Gráficos Unidimensionales

Los gráficos unidimensionales corresponden a rectas con un parámetro que permite determinar el nivel de ocurrencia del estallido de roca, según el valor que posea. En la *Figura 3*, se aprecia un gráfico que contiene la relación entre el esfuerzo de compresión con el esfuerzo de tracción, ya que el estallido de roca posee directa relación con los esfuerzos presentes. Este gráfico da a conocer el nivel de ocurrencia del estallido de roca, es decir, si toma valores menores de 40, ya existe cierta probabilidad que se presente un

estallido de roca y a medida que este valor disminuye el nivel de riesgo aumenta, siendo el estallido de mayor magnitud.

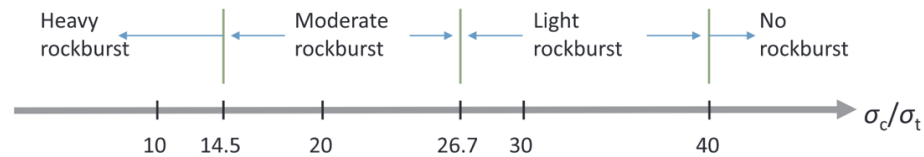


Figura 3: “Gráfico unidimensional correspondiente a la intensidad del estallido de roca en relación a los esfuerzos (Peng et al., 1996)”

3.5.2. Gráficos Bidimensionales

Estos gráficos relacionan dos parámetros que pueden generar los estallidos de rocas, es decir, como se muestra en la *Figura 4*, se tiene en el eje vertical el índice de energía de deformación elástica y en el eje horizontal el coeficiente de estrés, que relaciona los esfuerzos presentes en el macizo rocoso. De esto se desprenden ciertas zonas en el gráfico, en donde existe una relación entre estos dos ejes y que determinan la magnitud del peligro del estallido de roca. Este estudio examinó los efectos del índice y la relación del esfuerzo tangencial con el esfuerzo de compresión, entregando un gráfico con siete zonas en total, en donde cada una de ellas muestra el nivel del peligro del estallido de roca.

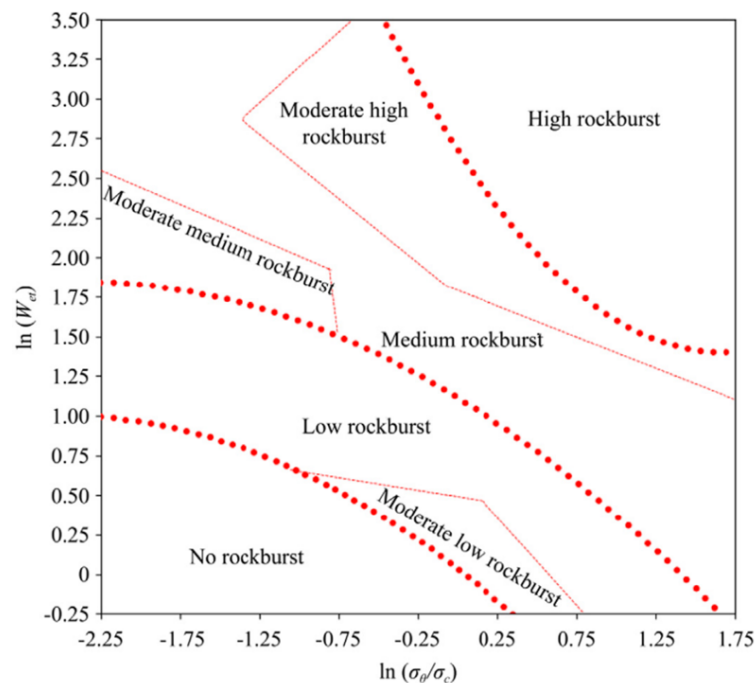


Figura 4: “Gráfico bidimensional para estimar el grado del estallido de roca (Farhadian, 2021)”

Por otro lado, Diederichs (2007) menciona el siguiente método gráfico para estimar el potencial del estallido de roca, el cual relaciona la resistencia a la compresión uniaxial con el m_i de Hoek-Brown que corresponde a una constante empírica del macizo rocoso, los cuales a medida que aumentan, aumentan el potencial del estallido de roca dando a conocer cinco zonas de los niveles.

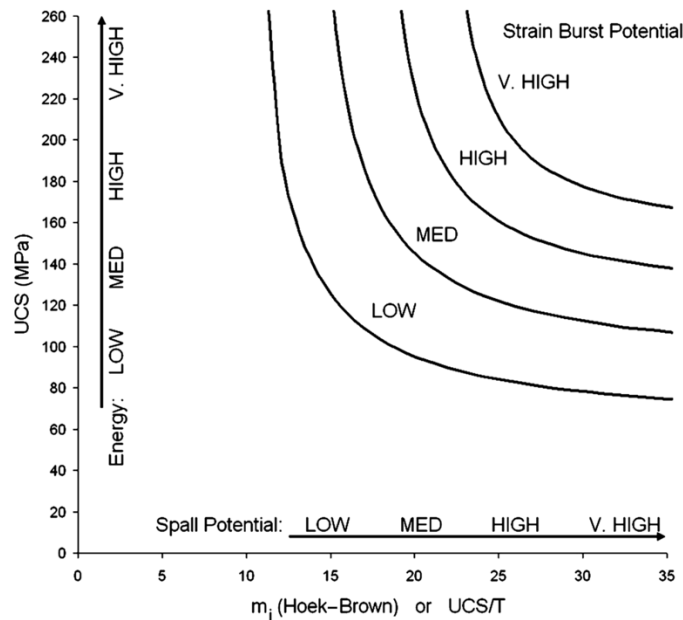


Figura 5: “Gráfico bidimensional para estimar el potencial del estallido de roca (Diederichs, 2007)”

La Figura 6 también corresponde a una relación bidimensional del esfuerzo principal mayor con rangos de hasta 280 MPa, considerando resistencias a la compresión uniaxial que alcanzan valores de 200 MPa, solo observando relaciones directamente proporcionales entre parámetros de esfuerzos y resistencia.

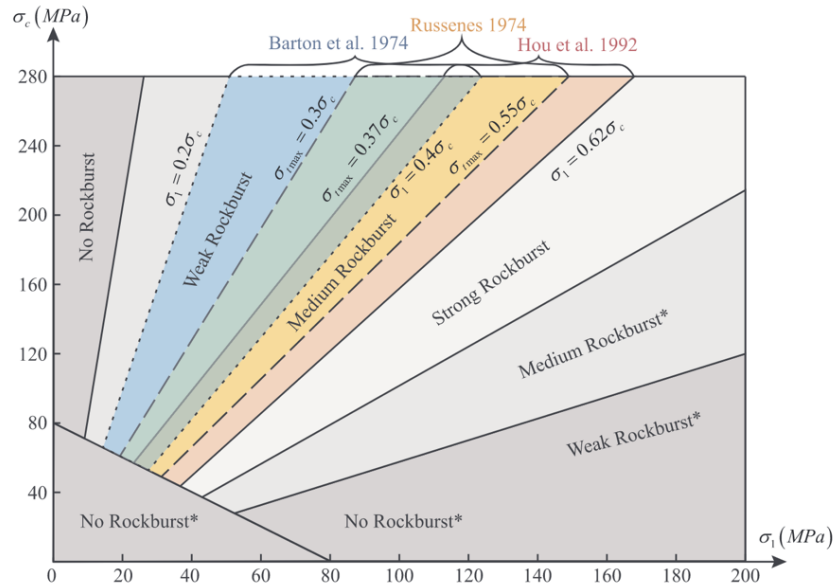


Figura 6: “Gráfico bidimensional para estimar el nivel del estallido de roca (modificado de Hou et al., 1992; Russenes, 1974)”

3.5.3. Gráficos Multidimensionales

Corresponde a la relación de más de dos parámetros para determinar el peligro del estallido de roca, como se aprecia en la Figura 7, el cual muestra los valores límite para la predicción del estallido de roca, a partir de diferentes relaciones de los esfuerzos con la resistencia que posee el macizo rocoso, en donde se aprecia la tensión in-situ máxima, la resistencia a la compresión, las relaciones del esfuerzo tangencial con la compresión y la relación del esfuerzo tangencial con el esfuerzo axial y de compresión. El marco gris representa el área de rocas duras, mientras que el marco de línea diagonales representa el área de rocas blandas.

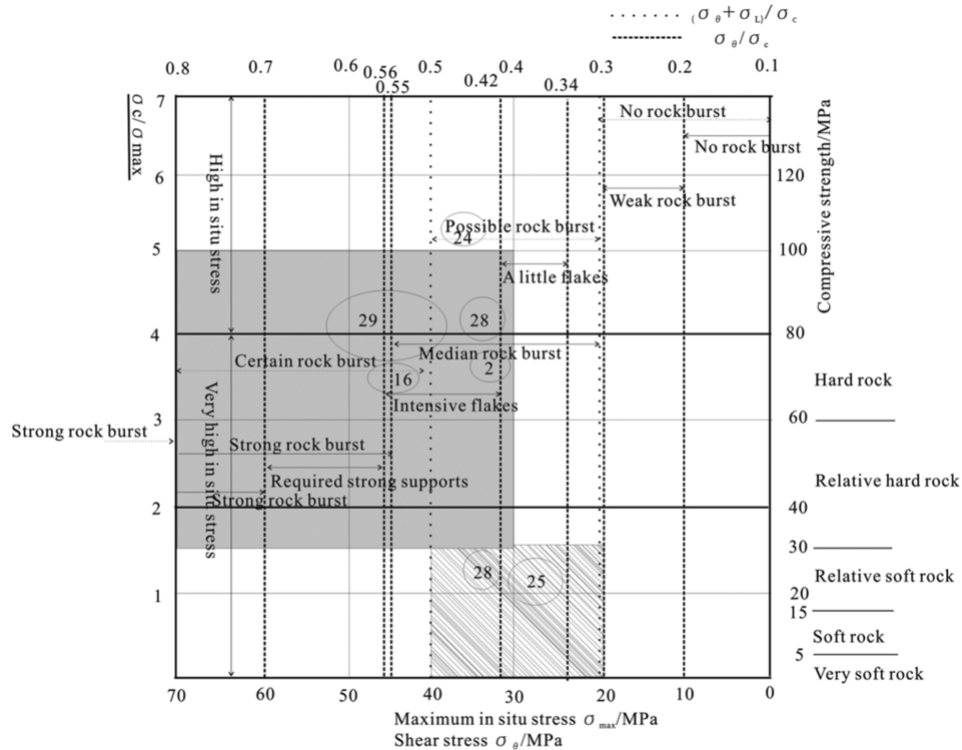


Figura 7: “Gráfico multidimensional que relaciona los esfuerzos y la resistencia a la compresión (Shang et al., 2010)”

Con respecto a lo antes mencionado, los gráficos obtenidos hasta la fecha permiten describir los estallidos de roca en distintos rangos de parámetros tales como la resistencia a la compresión uniaxial, los esfuerzos principales en el macizo rocoso, energía, entre otros. No obstante, se encuentra una brecha de información en relación a parámetros de diseño y geomecánicos con un enfoque energético y dinámico, ya que la fenomenología de este evento se basa en la liberación de energía mediante una deformación elastoplástica del macizo rocoso en base a condiciones del macizo rocoso que gatillan este fenómeno.

3.6. Técnicas de Simulación para estimar los Estallidos de Rocas

Gracias a que la tecnología ha ido evolucionando, hoy en día es posible utilizar técnicas de computación para simular comportamientos en la minería. Se simuló el comportamiento dinámico del estallido de roca y la inestabilidad del macizo rocoso por Zubelewicz and Mróz (1983), quienes utilizaron el método de elementos finitos (FEM) y el método dinámico para estudiar estos problemas de la minería subterránea.

Jiang et al. (2010) obtuvieron un nuevo índice de energía, conocido como la tasa de liberación de energía local (LERR), para simular las condiciones que causan el estallido de rocas. Se desarrolló este índice para poder comprender el estallido de rocas desde un punto de vista energético.

Por otro lado, Hatzor et al. (2017) estudiaron la influencia de la calidad del macizo rocoso, según la escala del Índice de Fuerza Geológica (GSI), en la redistribución de energía en túneles atravesados por macizos rocosos discontinuos utilizando el análisis numérico de deformaciones discontinuas (DDA).

Así, distintos autores han ido estudiando el estallido de roca a partir de la técnica de simulación, como se aprecia en la *Tabla 2* existen diversas fórmulas que se obtuvieron a partir de métodos de simulación. Sin embargo, se utiliza principalmente un modelo elástico, además de describir las ecuaciones con información de esfuerzos generalmente, por lo que surge la necesidad de poder estudiar y analizar el comportamiento real del estallido de roca considerando un medio elastoplástico y dinámico, a partir de diferentes parámetros propios del macizo rocoso.

Tabla 2: “Resumen del trabajo de simulación numérica preexistente en la evaluación de del estallido de roca (Farhadian, 2021)”

Índice	Fórmula	Método	Modelo Constitutivo	Referencia
BPI	$BPI = ESR/e_c$	FEM, FLAC, ABAQUS	Modelo Elástico	(Lafont et al., 2013; Mitri et al., 1999; Wattimena et al., 2012)
ERR	$ERR = \Phi_k/\Phi_0$	FLAC, UDEC	Modelo Elástico	(Salamon, 1984)
ESS	$ESS = \tau - \sigma_n \tan \varphi_d$	FLAC	Modelo Elástico; Modelo de unión CY y modelo de unión MC	(Gu, 2013; Ryder, 1988)
FAI	$FAI = \omega_{(0 < \omega < 1)} \text{ o } FAI = 1 + FD_{(\omega=1, FD \geq 0)}$	FLAC	Modelo elástico-plástico, elástico-frágil-plástico	(Zhang et al., 2011)
LERR	$LERR_i = U_{imax} - U_{imin}$	FLAC	Modelo elástico-frágil-plástico	(Jiang et al., 2010)
LERD	$LERD = \iint \sigma d\delta dA/V$	Map3D	Modelo elástico	(Wiles, 2005)
BPR	$BPR = k_p/K_e $	SATURN	No lineal	(Simon, 1999)
OBI	$OBI = F_{ob}/F_{res}$	SATURN	No lineal	(Simon, 1999)

Índice	Fórmula	Método	Modelo Constitutivo	Referencia
BSR	$BSR = (\sigma_1 - \sigma_3)/\sigma_c$	Map3D FLAC3D, 3DEC, PFC	Modelo elástico	(Castro et al., 2012)

Nota: σ y δ representan las tensiones y desplazamientos de la superficie, respectivamente; A y V es el área y el volumen del pilar, respectivamente; ω es el coeficiente de riesgo de estrés, FD es el grado de falla; $LERR_i$ es la tasa de liberación de energía local de i -ésimo elemento. El U_{imax} y U_{imin} son valores máximo y mínimo de la intensidad de energía de deformación elástica antes y después de la falla frágil del i -ésimo elemento, respectivamente.

4. Estado del Arte

En este apartado se darán a conocer las bases teóricas y herramientas aplicadas a esta investigación que permitirán el desarrollo del estudio del estallido de rocas.

4.1. Ecuaciones derivadas de Lamé

Para determinar de manera teórica los esfuerzos inducidos radiales, tangenciales, y axiales entorno a una excavación circular (Hazrati Aghchai et al., 2020) en un medio ideal elástico, se presentan las expresiones derivadas de las soluciones de Lamé:

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

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

$$\sigma_a = (\sigma_r + \sigma_t)v \quad (3)$$

Donde:

- σ_r es el esfuerzo inducido radial.
- σ_t es el esfuerzo inducido tangencial.
- σ_a es el esfuerzo inducido axial.
- p es la tensión hidrostática interna
- r_e es el radio límite externo.
- r_i es el radio de la excavación.
- r es el radio donde se estudian los esfuerzos.
- v es el coeficiente de Poisson del macizo rocoso.

4.2. Evaluación de Estallido de Roca por enfoque energético

Hauquin et al. (2018) analiza la energía liberada del estallido de roca de manera estática, el cual es formulado a partir de la siguiente expresión:

$$W_k + W_{plas} = W_{ext} - (\Delta U_c + \Delta E_{gp}) \quad (4)$$

Donde:

- W_k es la energía cinética.
- W_{plas} es la energía plástica liberada.
- W_{ext} es el trabajo externo.
- ΔU_c es la variación de energía de deformación elástica.
- ΔE_{gp} es la variación de energía gravitacional del sistema.

Ahora si se considera un medio elástico (como la primera fase de esta investigación) entonces no existe deformación plástica de la roca, es decir, $W_{plas} = 0$.

$$W_k = W_{ext} - (\Delta U_c + \Delta E_{gp}) \quad (5)$$

Donde:

- W_k es la energía cinética.
- W_{ext} es el trabajo externo.
- ΔU_c es la variación de energía de deformación elástica.

Al discretizar un modelo considerando con una malla que posee i elementos con un volumen determinado y seccionados por j nodos, el W_{ext} y ΔE_{gp} se pueden discretizar de la siguiente manera:

$$W_{ext_j} = |\vec{F}_j \cdot \vec{u}_j| \quad (6)$$

$$E_{gp_i} = m_i \cdot \vec{g} \cdot \vec{v}_i \quad (7)$$

Donde:

- W_{ext_j} es el trabajo externo.
- $\vec{F}_j$ es la fuerza externa actuando en el nodo j .

- $\vec{u}_j$ es el desplazamiento en el nodo j .
- E_{gp_i} es la energía potencial gravitacional en el elemento i .
- m_i es la masa del elemento i .
- $\vec{g}$ es la fuerza potencial gravitatoria.
- $\vec{v}_l$ es la variación de la altimetría del centro de gravedad del elemento i .

Por lo que para determinar los términos W_{ext} y E_{gp} entre dos estados, es decir, un estado inicial a uno final es posible obtenerlos considerando la siguiente relación:

$$W_{ext} = \sum_j W_{ext_j} \quad (8)$$

$$E_{gp} = \sum_i E_{gp_i} \quad (9)$$

Para definir la energía de deformación elástica que sufre el macizo rocoso, Jaeger et al. (2007) define esta energía para un estado de equilibrio, considerando los esfuerzos principales, el cual se describe a continuación:

$$U_c = \frac{V}{2E} [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)] \quad (10)$$

Donde:

- U_c es la energía de deformación elástica.
- V es el volumen de la roca que se está analizando.
- $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ son los esfuerzos principales.
- ν es el coeficiente de Poisson.
- E es el módulo de Young.

Por otro lado, al considerar un modelo dinámico, es decir, poder identificar las zonas del modelo donde se crea y se disipa energía, el método explícito mediante cálculos dinámicos permita analizar la evolución del modelo a medida que pasa el tiempo. Por lo que para obtener la energía cinética liberada está dada por la siguiente ecuación (Hauquin, 2016):

$$W_{k,i,t} = \alpha \delta E_{k,i,t} = \alpha (\vec{F}_{i,t} \cdot \vec{v}_{i,t}) \delta t \quad (11)$$

Donde:

- $W_{k,i,t}$ es la energía cinética de cada nodo i.
- α es el factor de amortiguamiento.
- $\vec{F}_{i,t}$ es la fuerza desequilibrada que actúa sobre el nodo i.
- $\vec{v}_{i,t}$ es la velocidad que experimenta el nodo i.
- δt es el paso de tiempo.

Es importante mencionar que si la energía cinética no se disipa por la plasticidad, entonces este debe amortiguarse hasta que $E_{k,i,t} \approx 0$, por lo que se cuenta con el factor numérico de amortiguamiento α y está dado de la siguiente manera:

$$\alpha = D\pi \quad (12)$$

Donde:

- D es la fracción de amortiguación crítico ($D = 8\%$).
- α es el factor de amortiguamiento.

Finalmente la energía cinética liberada en el modelo dinámico durante la transición del estado inicial al estado final está dado por la siguiente expresión:

$$W_k = \sum_i \sum_t W_{k,i,t} \quad (13)$$

Por otro lado, la tasa de liberación de energía local (LERR) posee la capacidad de rastrear la traza de energía de un solo elemento en el proceso de excavación para localizar la unidad que está acumulando mayor tensión o liberándola (Qinghua et al., 2016) y considera la liberación de energía que se almacena en el macizo rocoso por el volumen cuando la energía de deformación concentrada en un área de la excavación es mayor a su capacidad de almacenaje. El cálculo de este índice de manera local se encuentra expresada por la siguiente ecuación:

$$LERR_i = U_{i_{max}} - U_{i_{min}} \quad (14)$$

Donde:

- $LERR_i$ es la tasa de liberación de energía local del elemento i.
- $U_{i_{max}}$ es la energía de deformación elástica máxima antes de la falla frágil del elemento i.
- $U_{i_{min}}$ es la energía de deformación elástica mínima después de la falla frágil del elemento i.

El valor de las energías de deformación elástica mencionadas anteriormente se obtienen de la siguiente manera:

$$U_{i_{max}} = \frac{V_i}{2E} [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)] \quad (15)$$

$$U_{i_{min}} = \frac{V_i}{2E} [\sigma_1'^2 + \sigma_2'^2 + \sigma_3'^2 - 2\nu(\sigma_1'\sigma_2' + \sigma_1'\sigma_3' + \sigma_2'\sigma_3')] \quad (16)$$

Donde:

- V_i es el volumen del elemento i.
- $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ son los esfuerzos principales de la energía de deformación máxima del elemento i.
- $\sigma_1', \sigma_2', \sigma_3'$ son los esfuerzos principales de la energía de deformación residual del elemento i.

Finalmente, al obtener el valor del LERR en la cada elemento i, el valor promedio de todo el modelo está dado de la siguiente forma:

$$\overline{LERR} = \frac{\sum_i^n LERR_i}{\sum_i^n V_i} \quad (17)$$

Donde:

- $\overline{LERR}$ es el valor del LERR promedio de todos los elemento i.
- $\sum_i^n LERR_i$ es la sumatoria de la tasa de liberación de energía local del elemento i.
- $\sum_i^n V_i$ es la sumatoria del volumen de cada elemento i.

4.3. Software FLAC3D

El software FLAC3D (Fast Lagrangian Analysis of Continua) corresponde a un programa tridimensional, el cual utiliza el método de diferencias finitas (FDM). Cabe mencionar que este método numérico permite resolver un conjunto de ecuaciones diferenciales considerando un conjunto de valores iniciales y condiciones de contorno, que cumplen la función de bloquear las caras del problema en estudio para evitar el desplazamiento de las dirección normales a estos planos.

El software FLAC3D permite estudiar condiciones reales de la minería creando una geometría mediante el lenguaje FISH propio del programa representado por elementos poliédricos que posee un volumen finito (*Figura 8*), este material puede ceder o fluir, por lo que la geometría se puede deformar y moverse. Además es posible simular problemas estáticos y dinámicos en suelos, rocas u otros materiales estructurales, en condiciones elásticas o elastoplásticas.

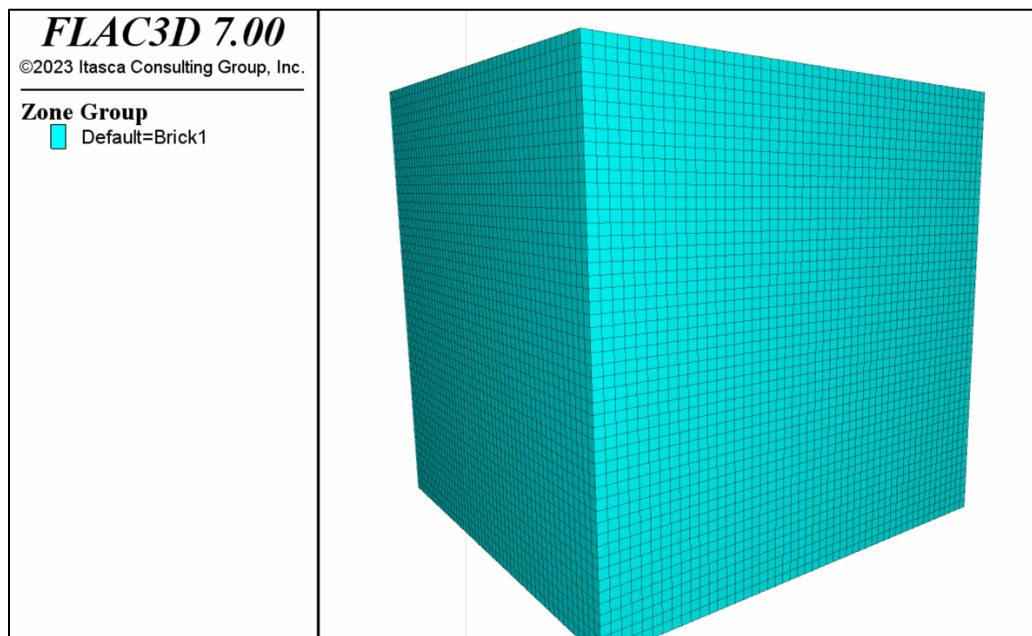


Figura 8: “Geometría en FLAC3D”

Por otro lado, el modelo constitutivo *IMASS* (Itasca Model for Advanced Strain Softening) de FLAC3D está diseñado para simular la respuesta de la masa de roca a los cambios de estrés inducidos por la excavación, la que captura la progresión del daño de la roca intacta, considerando los efectos de dilatación y volumen en la deformación plástica, y así, analizar el proceso elastoplástico. Su comportamiento único de ablandamiento de dos

etapas distingue el daño de la perturbación posterior, lo que lo convierte en una herramienta crucial para una representación precisa de la masa de roca posterior a la falla del macizo rocoso en la minería. IMASS considera que el comportamiento mecánico del macizo rocoso puede ser representado por un comportamiento *post-peak* que puede ser desde frágil a dúctil (*softening*), y que corresponde a la proporción con la que disminuye la resistencia en la medida que se acumula deformación plástica de corte (Orellana et al., 2023).

IMASS tiene un indicador conocido como Sloss que es posible utilizar para evaluar el nivel de fracturamiento existente en la roca. Este parámetro es un resultado emergente que entrega IMASS dando una noción sobre el porcentaje de pérdida de resistencia del macizo rocoso, por lo que permite interpretar el nivel de daño de la excavación.

El Sloss entrega una noción sobre la pérdida de resistencia del macizo (*Figura 9*), y, por lo tanto, puede servir para interpretar el nivel de daño cuantificando la degradación de este considerando la resistencia peak ($Sloss = 1$) y post-peak ($Sloss = 0$), al alcanzar el valor de -1 para el sloss corresponde a la resistencia residual última del macizo rocoso, es decir, que ha perdido completamente su cohesión.

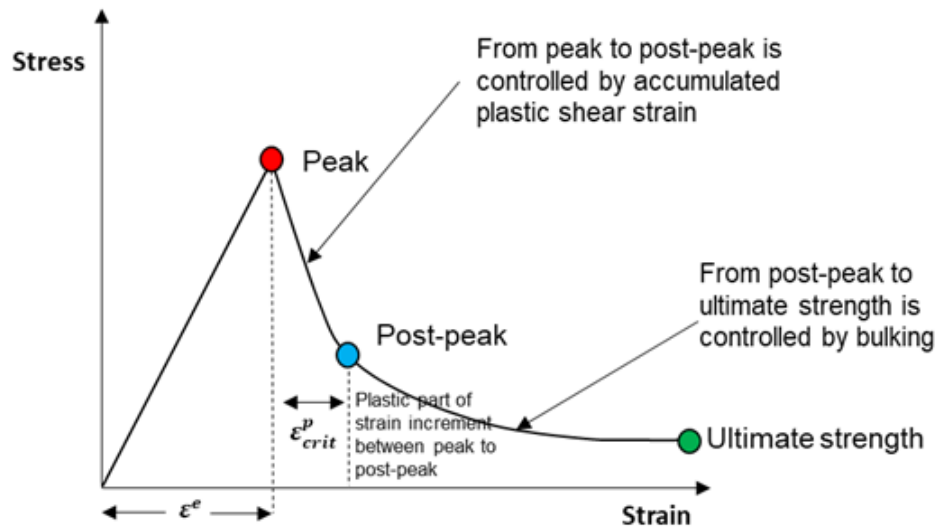


Figura 9: "Respuesta del material en IMASS" (ITASCA)

En la *Figura 10* el punto “A” corresponde a cuando la roca tiene una cohesión máxima, sin embargo a medida que se acerca a la excavación llega a la zona “B” el cual corresponde al peak máximo de resistencia de la roca, en la zona “C” la masa de roca se ha fracturado, pero los fragmentos de roca resultantes todavía están completamente entrelazados (la cohesión en la masa de roca se pierde por completo, pero la fricción es alta). En este punto, la tensión está por encima de la fuerza de desprendimiento o fracturación de la roca. Sin embargo, la experiencia ha demostrado que la abertura subterránea es estable con un soporte mínimo. Finalmente en el punto "D", el grado de entrelazamiento de fragmentos de roca es mínimo y la porosidad se maximiza, por lo que la roca es desprendida generando un gran problema en la excavación.

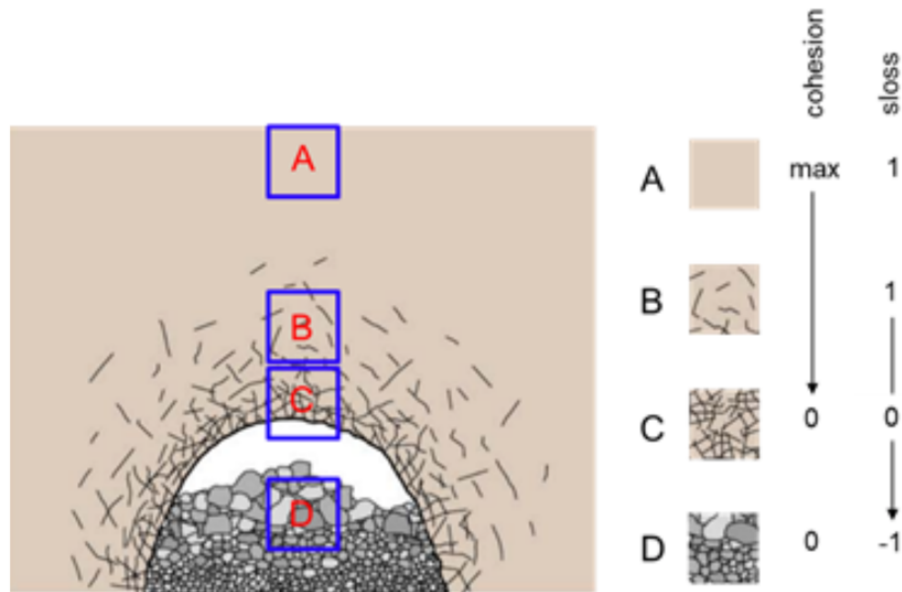


Figura 10: “Representación esquemática de sloss para diversos grados de daño en un macizo rocoso”

5. Metodología

A continuación se da a conocer un diagrama que resume la metodología a grandes rasgos, comenzando desde el proceso de modelación hasta la validación del mismo método gráfico.

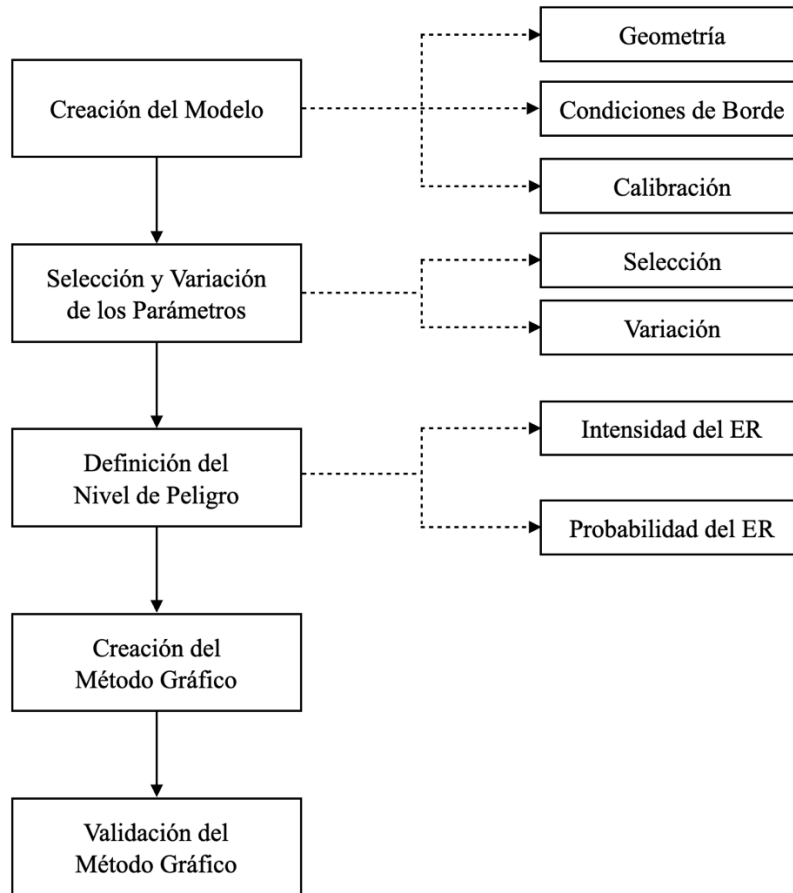


Figura 11: “Resumen de la Metodología”

5.1. Creación del Modelo

5.1.1 Geometría

El procedimiento inicialmente consta de modelación numérica 3D en el software FLAC3D (*Figura 12*), este posee un lenguaje de programación interno FISH que, mediante funciones, permite obtener información del modelo de estudio. En donde se simuló la perforación de una galería en una mina subterránea profunda. Se analizó un proceso una sección de túnel con la finalidad de estudiar el comportamiento en torno a la excavación.

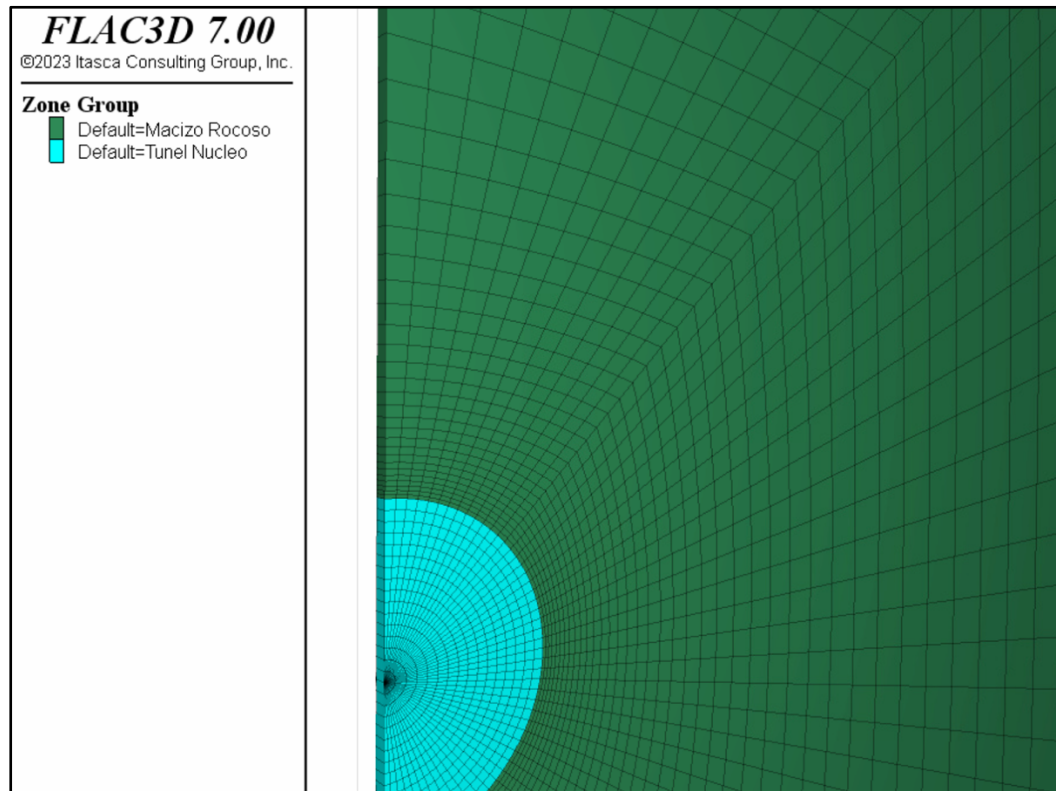


Figura 12: “Modelo en el software FLAC3D”

Se definió la geometría considerando la mitad de un túnel circular, las dimensiones se dan a conocer en la *Tabla 3*.

Tabla 3 : “Dimensiones del túnel”

Dimensión	Unidad	Valor
Radio de la galería	m	2,0
Radio del macizo rocoso	m	50,0
Largo de la galería	m	0,2

A continuación se muestra la disposición de las dimensiones del túnel en el software FLAC3D, considerando la profundidad antes mencionada.

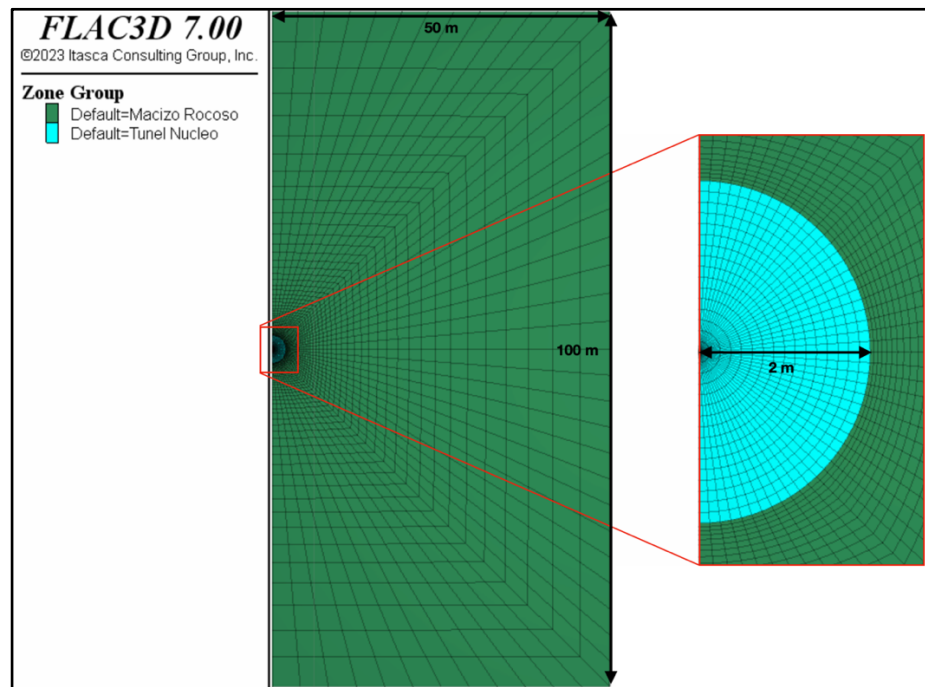


Figura 13: “Vista frontal y dimensiones del modelo de estudio”

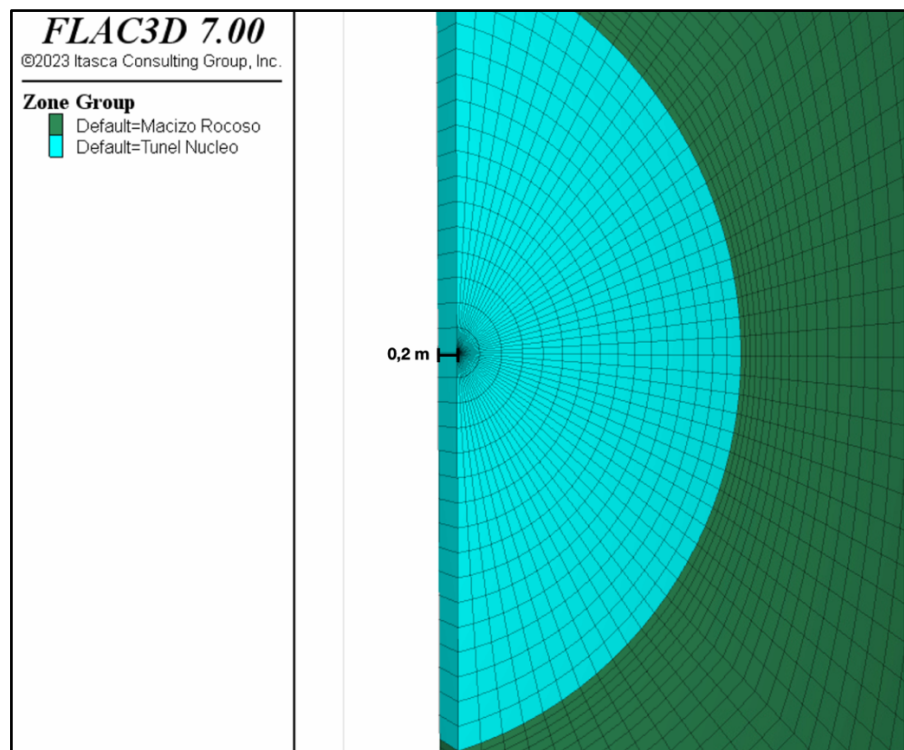


Figura 14: “Largo de la galería”

5.1.2 Condiciones de Borde

Es importante añadir que el modelo posee condiciones de borde que restringen los desplazamientos en dirección normal, en las caras que se logran apreciar en la *Figura 15*, además en el eje “y” los desplazamientos igual se encuentran restringidos. En cuanto a la cara superior tiene como condición límite la aplicación de los esfuerzos in situ en dirección normal al plano.

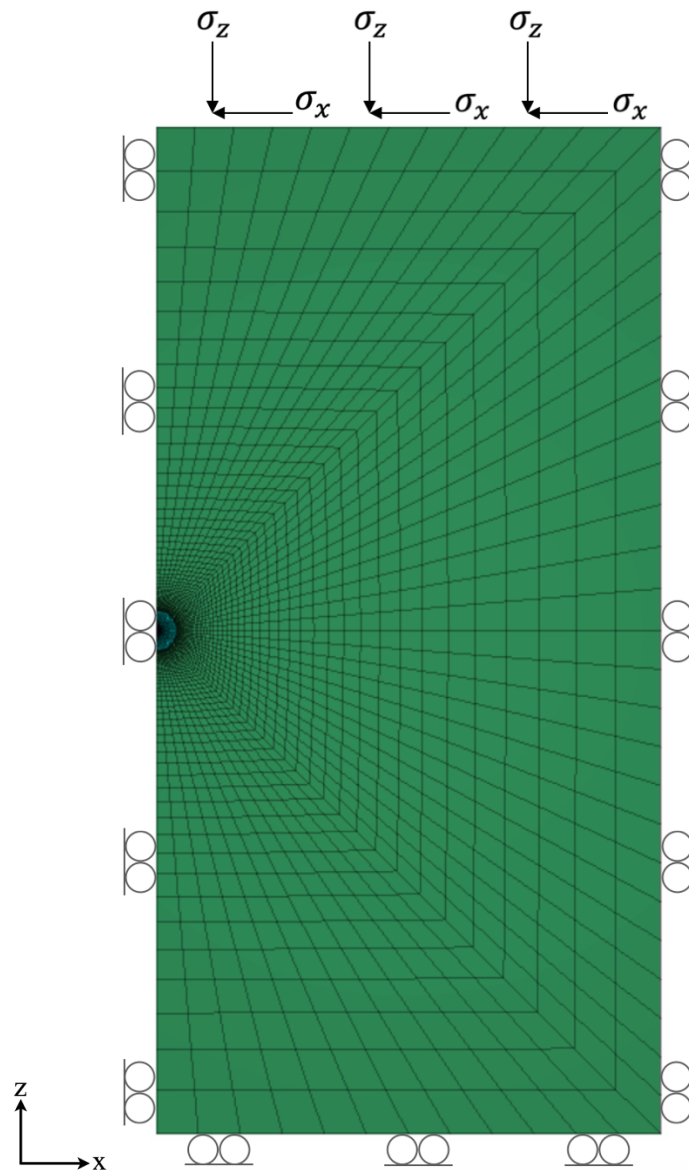


Figura 15: “Condiciones de contorno de la geometría”

5.1.3 Calibración

El proceso de calibración del modelo se separa en dos etapas fundamentales, en donde se tiene en primer lugar modelos en un medio ideal elástico y en segundo lugar

modelos en un medio elastoplástico el cual se asemeja al comportamiento real del macizo rocoso en su ruptura al momento de ocurrir el estallido de roca, por lo que a continuación se muestra la siguiente ilustración del proceso de calibración.

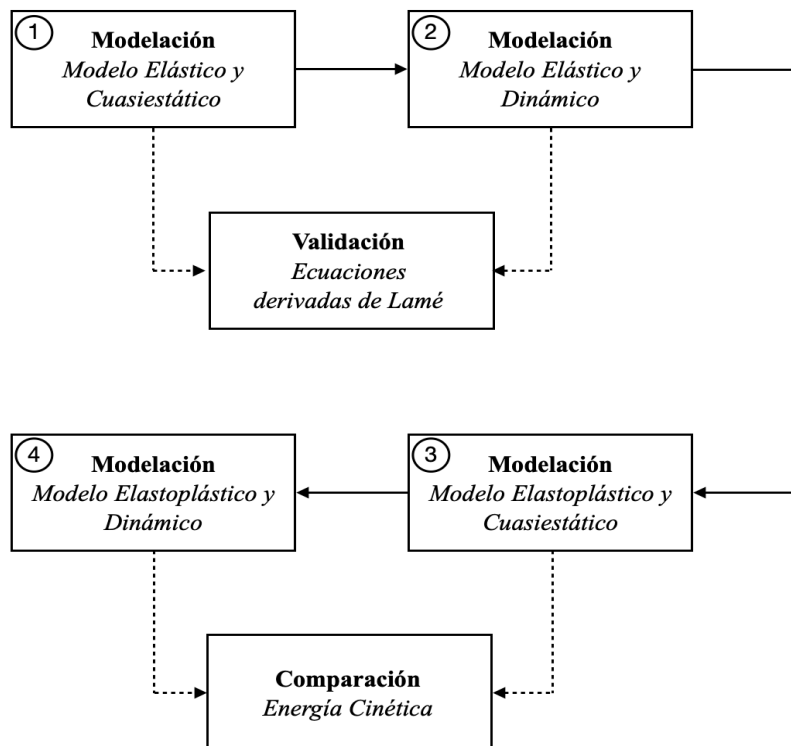


Figura 16: “Esquema resumen del proceso de calibración”

A partir de la geometría y las condiciones de contorno, se simuló un modelo elástico cuasiestático (ecuación (5)) como primer acercamiento del comportamiento del macizo rocoso, este tipo de modelo no considera la variación del tiempo ni la plasticidad de la roca mientras ocurre su fractura. Para la simulación se consideraron los parámetros de la Tabla 4, extraído de (Windsor et al., 2006) y corresponde a una roca CMET de la Mina el Teniente.

Tabla 4: “Parámetros del macizo rocoso”

Parámetro	Unidad	Valor
Densidad	kg/m ³	2800,0
Módulo de Young	GPa	36,0
Coefficiente de Poisson	-	0,21
$\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$	MPa	27,0
k	-	1,0

Luego se simuló el modelo elástico dinámico (ecuación (11), (12) y (13)) para analizar el comportamiento del macizo rocoso a través del tiempo. Se realizó la calibración de ambos modelos con las ecuaciones de Lamé (ecuación (1), (2) y (3)), que consideran un medio finito, mencionadas en el artículo de (Hazrati Aghchai et al., 2020). A partir de lo anterior, se realizó la comparación del modelo elástico cuasiestático con el modelo elástico dinámico, junto a las ecuaciones de Lamé (modelo teórico) para corroborar la efectividad del modelo generado en FLAC3D.

Una vez validados los modelos antes mencionados, se estudió el modelo elastoplástico cuasiestático con la finalidad de comprender el comportamiento de la roca antes y después del proceso de simulación para luego estudiar el comportamiento de este en un medio dinámico, ya que este se asemeja más al comportamiento del macizo rocoso durante la ruptura de la roca en un estallido de rocas, en donde se realizó una comparación de la energía cinética. Se utiliza el modelo constitutivo IMASS propio del software FLAC3D, el cual permite simular el comportamiento plástico del macizo rocoso, ya que considera el modelo de Hooke & Brown modificado junto a otros modelos para la ejecución de este.

En las simulaciones realizadas se fue estudiando la energía almacenada y liberada del macizo rocoso, a partir de los parámetros entregados al software. La energía fue determinada a partir de las ecuaciones mencionadas por Hauquin et al. (2015).

5.2. Selección y Variación de los Parámetros

5.2.1 Selección

Se seleccionaron los parámetros presentes en la *Tabla 5*, para estudiar su comportamiento e influencia en los estallidos de roca, con el fin de comparar y estudiar distintos casos que se asemejen a condiciones reales en torno a la excavación.

Tabla 5: “Parámetros a variar en la modelación”

Parámetro	Unidad	Valor
Esfuerzo vertical	MPa	[27 – 54 – 70 – 90]
k	-	[0,8 – 1 – 1,5 – 2,5]
GSI	-	[60 – 80 – 95]
UCS	MPa	[60 – 120 – 160 – 200 – 250]
E	GPa	[15 – 36 – 60]

El GSI se analizó con la finalidad de estudiar la calidad de la roca, escogiendo tres valores de calidad de roca (baja, media y alta) en relación a los estallidos de roca extraídos del artículo de Diederichs (2018). El modelo de Young se estableció en base al tipo de litología dependiendo de la tendencia a la ocurrencia de los estallidos de roca seleccionando el módulo más bajo que corresponde a la Toba siendo aproximadamente 15 GPa y el máximo de 60 GPa siendo este del Basalto (He et al., 2015), además se mantuvo un término medio de la roca CMET mencionada anteriormente siendo este de 36 GPa. El esfuerzo vertical se seleccionó con respecto al rango en que estos se encuentran en la excavación, siendo los de mayor valor con mayor probabilidad de ocurrencia de estallido de roca. La razón de los esfuerzos horizontales y verticales (k) se seleccionaron de tal manera de representar rangos en los que aumentan los esfuerzos horizontales y otros que lo mantienen con respecto al esfuerzo vertical o lo disminuye. Finalmente, se consideró un valor de resistencia a la compresión uniaxial tal que abarcara diferentes tipos de litologías y calidad del macizo rocoso.

5.2.2 Variación

Posteriormente, utilizando el modelo elastoplástico dinámico, se variaron los parámetros antes mencionados para realizar un análisis de sensibilidad. Esto permitió estudiar el impacto que tienen las variables sobre la energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,contorno}$), la tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$), el parámetro sloss y el radio afectado (RA). El análisis consta de comparar cada variable de entrada y estudiar cuál de estos genera un mayor impacto en los parámetros antes mencionados.

A continuación se muestra un claro ejemplo del procedimiento de la variación de parámetros, en donde se varía por ejemplo el GSI manteniendo constante los otros parámetros. Se realizan un total de 720 simulaciones considerando los parámetros de la *Tabla 5*.

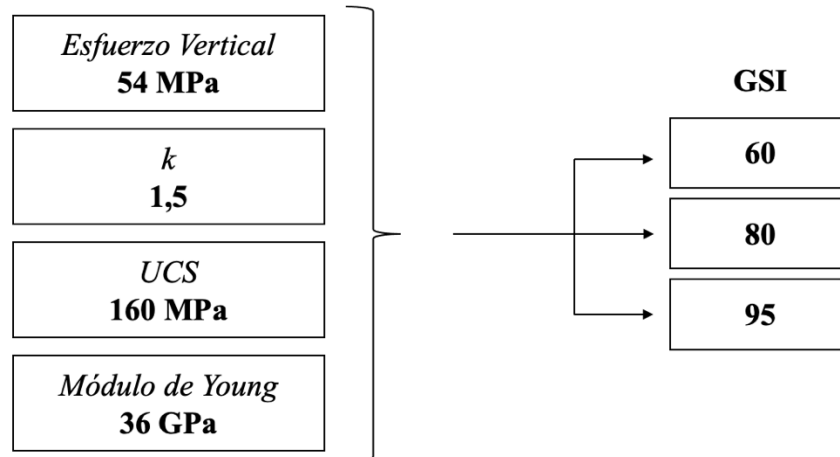


Figura 17: “Ejemplo de la variación de parámetros”

5.3. Definición del Nivel de Peligro

A partir de los resultados, se definió el nivel de peligro en base a la siguiente relación, donde se define el nivel de intensidad y la probabilidad de que ocurra el estallido de roca.

$$PELIGRO = INTENSIDAD \times PROBABILIDAD DE OCURRENCIA$$

Se utilizó el método de matrices de riesgo para obtener la intensidad, el cual considera el volumen y la magnitud del evento, mediante la energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,contorno}$) con respecto al radio afectado (RA). En cuanto a la probabilidad de ocurrencia del estallido de roca se basa en relacionar por un lado la tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$) con el índice sloss.

A continuación, se definen los niveles de dichos parámetros para evaluar el nivel de peligro del estallido de roca.

5.3.1 Intensidad del Estallido de Roca

Villaescusa et al. (2014) realizó una investigación en base a los distintos soportes de la industria considerando la carga dinámica, expresado en función del desplazamiento del sistema y la demanda energética, definiendo rangos según la demanda típica de diseño para el soporte (modificado de Thompson et al., 2012). Este rango se muestra en la siguiente tabla de energía cinética:

Tabla 6: “Energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación”

Clasificación	Muy Bajo	Bajo	Medio	Alto	Muy Alto
$W_{k,contorno} (kJ/m^2)$	< 5	5 – 15	15 – 25	25 – 35	> 35

Por otro lado, para conocer el volumen de roca que genera el estallido de roca se calcula un nuevo parámetro denominado radio afectado (RA). Este parámetro es determinado a partir de la distancia máxima entre el radio de la excavación y el radio cuando el parámetro sloss es menor a cero, ya que cuando este índice toma valores negativos y existe pérdida de cohesión ocasionando desprendimiento de la roca. Este valor se clasifica de la siguiente manera:

Tabla 7: “Radio de roca afectado”

Clasificación	Muy Bajo	Bajo	Medio	Alto	Muy Alto
RA (m)	< 0,1	0,1 – 0,6	0,6 – 1,2	1,2 – 1,5	> 1,5

5.3.2 Probabilidad del Estallido de Roca

La tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$) corresponde a la liberación de energía que se almacena en el macizo rocoso por el volumen cuando la energía de deformación concentrada en un área de la excavación es mayor a su capacidad de almacenaje y se clasifica de la siguiente forma:

Tabla 8: “Tasa de liberación de energía local promedio”

Clasificación	Inusual	Improbable	Moderado	Probable	Seguro
$\overline{LERR} (kJ/m^3)$	0 – 50	50 – 180	180 – 320	320 – 470	> 470

Además, el índice sloss corresponde al grado de entrelazamiento de los fragmentos del macizo rocoso dando a conocer el nivel de probabilidad de que los fragmentos se desprendan del macizo rocoso entorno a la excavación. En la *Tabla 9* se da a conocer la clasificación de este parámetro.

Tabla 9: “Índice de Sloss”

Clasificación	Muy Bajo	Bajo	Medio	Alto	Muy Alto
Sloss	0,7 – 1	0,4 – 0,7	0 – 0,4	-0,5 – 0	-1 – -0,5

5.4. Creación del Método Gráfico

Se graficaron todos los resultados a partir de las matrices, considerando en el eje de las ordenadas la probabilidad y en el eje de las abscisas la intensidad, a partir de las siguientes relaciones de tal manera de observar una mayor distribución de los datos. Esto se debe a que las matrices de riesgo entregan una ponderación fija superponiendo los resultados, por lo que se proponen dichas relaciones para representar de manera gráfica los valores y determinar las zonas con el nivel del peligro del estallido de roca.

$$PROBABILIDAD = \overline{LERR}(1 + SLOSS)^2$$

$$INTENSIDAD = 1^{1+RA}W_{k,contorno}$$

En cuanto a la probabilidad, se procuró entregar más ponderación al parámetro sloss debido a la definición de este, además se adicionó un valor de uno para que este no se anulara cuando el sloss fuera cero en los casos en donde no existen valores menores a cero del sloss.

Por otro lado para la intensidad se otorgó más ponderación a la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación y además como el radio afectado puede tomar valores de cero se procuró que la intensidad no se anulara de esta forma permitiera entregar un valor mínimo cuando RA fuera cero.

Tras graficar estos datos se clasifican previamente según el nivel del peligro siendo este Peligro Bajo, Medio o Alto. Para definir las zonas del método gráfico se obtuvieron las líneas de tendencia con cada agrupación y, para obtener su comportamiento, estas debían maximizar el coeficiente de correlación (R^2) para ajustarse a los datos, por lo que tenía la posibilidad de tener un comportamiento lineal, exponencial, polinomial, entre otros. Finalmente a partir de estas líneas de tendencia se determinó la distancia equidistante entre estas y se trazó la curva con la finalidad de definir las zonas.

5.5. Validación del Método Gráfico

Una vez determinadas las zonas del nivel de peligro del estallidos de roca en el gráfico, se realizó la validación del modelo utilizando nuevos casos para verificar la veracidad del método gráfico, realizando las simulaciones de estos casos y se utiliza la clasificación antes descrita para cada índice relevante de la intensidad y probabilidad del estallido de roca.

Realizando una validación en base a datos obtenidos de pruebas de laboratorio y también en base a casos de estallidos de roca reales.

6. Desarrollo

6.1. Calibración

6.1.1 Medio Elástico

La modelación inicial corresponde a la roca CMET de la Mina el Teniente, a continuación se da a conocer un ejemplo de la simulación con el modelo elástico cuasiestático en donde se observa la excavación representada por un semicírculo (*Figura 18*) en el cual se describen los esfuerzos principales mínimos y máximos, los que corresponden a los esfuerzos tangencial y radial, respectivamente.

De esta simulación se observa que existe una gran concentración de esfuerzos tangenciales en el contorno de la excavación, lo que se debe a que este es paralelo a la dirección del esfuerzo principal mayor. Además se observa una disminución de esfuerzos radiales a medida que se acerca al túnel, lo cual se verifica con las ecuaciones derivadas de Lamé (ecuación (1)).

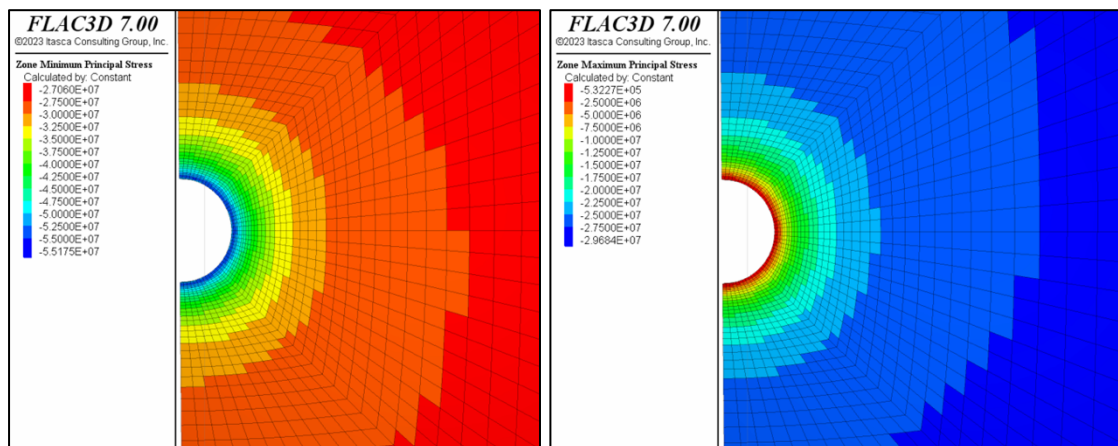


Figura 18: “Ejemplo de la simulación en FLAC3D”

Por lo tanto, se realizó la validación de los modelos elásticos cuasiestáticos y dinámicos, creados según la geometría de la *Figura 13* y *Figura 14* en el software FLAC3D, con las ecuaciones de Lamé, utilizando los parámetros de entrada de la roca CMET de la Mina el Teniente, mencionadas en la *Tabla 4*. Al realizar la simulación se obtiene el siguiente comportamiento con respecto a los esfuerzos radiales (*Figura 19*) y

tangenciales (*Figura 20*) en donde se observa que la variación es mínima de los modelos con las ecuaciones. Cabe mencionar que el esfuerzo axial no se agrega por su directa relación de los esfuerzos radial y tangencial, por lo que ya se encuentra validado por sí solo.

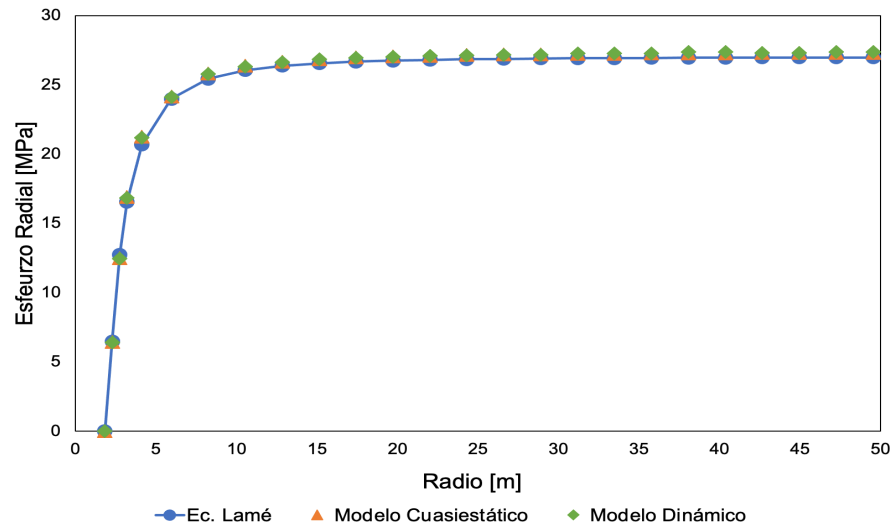


Figura 19: “Comparación de esfuerzo radial”

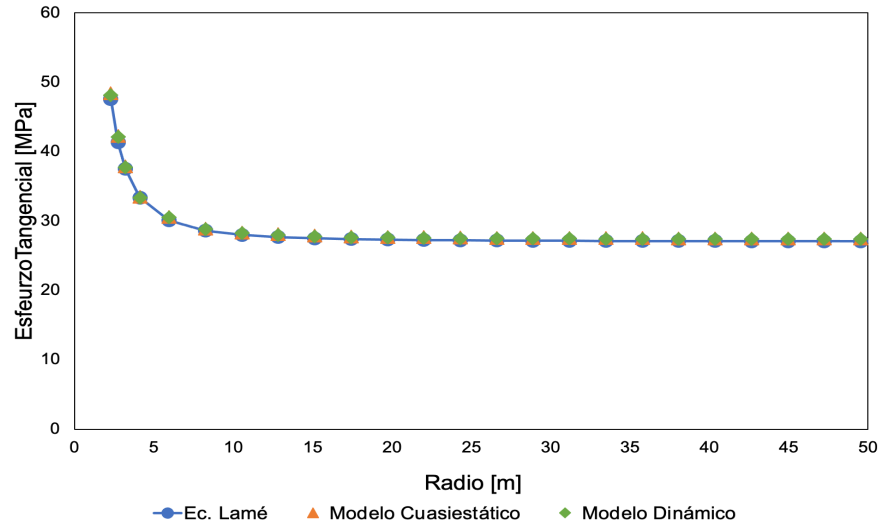


Figura 20: “Comparación de esfuerzo tangencial”

6.1.2 Medio Elastoplástico

Además para proseguir con las simulaciones elastoplásticas dinámicas, se realizó una comparación energética de los modelos elastoplástico cuasiestático y dinámico con la finalidad de corroborar que la variación fuera mínima entre estos dos. Al realizar dicha

comparación se verificó que en promedio la variación era de un 6,3% lo cual se evidencia en la *Figura 21*, donde se consideraron 20 casos considerando los diferentes parámetros.

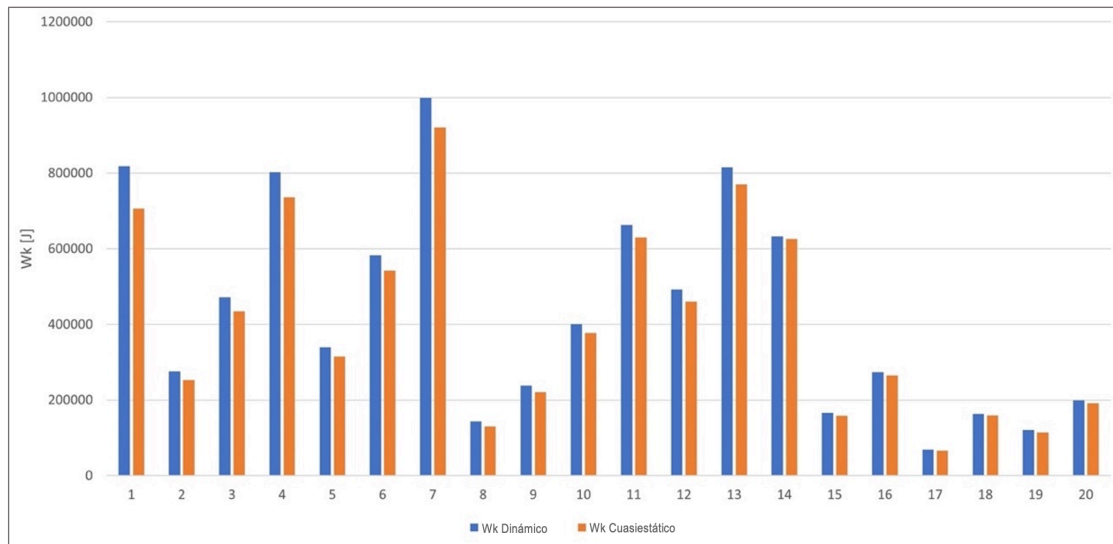


Figura 21: “Comparación de energía cinética”

Al comprender que el comportamiento del modelo dinámico es similar al modelo cuasiestático, se prosiguió con las simulaciones de los 720 casos, correspondientes a las distintas variaciones descritas en el apartado anterior, presentes en la *Tabla 5*, pero ahora considerando un modelo elastoplástico dinámico a través del modelo constitutivo IMASS.

6.2 Matrices de Riesgo

Para analizar los resultados obtenidos de las simulaciones se utilizó la herramienta de análisis que corresponde a la matriz de riesgo considerando las distintas clasificaciones de la energía máxima en el contorno de la excavación ($W_{k,contorno}$), la tasa de liberación de energía local promedio ($\overline{LERR}$), el parámetro sloss y el radio afectado (RA) con la finalidad de evaluar el peligro de un estallido de roca, recordando que este se puede determinar considerando la intensidad y la probabilidad de ocurrencia de un estallido.

6.2.1 Matriz de Probabilidad

En la *Figura 22* se muestra la matriz correspondiente a la obtención de la probabilidad de ocurrencia del estallido de roca, en donde se clasificó según el índice $\overline{LERR}$, ya que mayor sea la liberación de energía, mayor será la posibilidad de falla de

la roca, aumentando la probabilidad del estallido de roca; y el sloss que da a conocer el grado de fracturamiento de la roca, por lo que al disminuir este índice el desprendimiento de la roca será aún más probable.

Se otorgó más ponderación al parámetro sloss, ya que cuando este tiene un valor menor a cero el grado de entrelazamiento de fragmentos de roca es mínima y la roca falla, por lo que esto aumenta aún más la probabilidad de ocurrencia de este peligro, además, como se observa en la *Figura 22*, se obtuvo una mayor cantidad de recuadros clasificados como “Muy Alto”, lo que se debe a la ponderación entregada al sloss y los rangos de puntajes dentro de la matriz, ya que se considera que desde un puntaje mayor o igual a 20 tendrá una probabilidad de ocurrencia muy alta, condición que se mantiene para la matriz de intensidad. Con respecto a esto, al analizar el recuadro con puntaje de 20 se observa que si bien es cierto el índice sloss tiene un valor mayor a cero, igual existe fracturamiento en la roca, además que la tasa de liberación de energía local promedio es demasiado alta, lo cual aumenta en gran manera la probabilidad del estallido de roca.

		$\overline{\text{LERR}} \text{ [kJ/m}^3\text{]}$				
		0 - 50	50 - 180	180 - 320	320 - 470	> 470
		Inusual 1	Improbable 2	Moderado 3	Probable 4	Seguro 5
Sloss	-1 - -0,5	Muy Alto 16	Alto 16	Muy Alto 32	Muy Alto 48	Muy Alto 64
	-0,5 - 0	Alto 8	Medio 8	Alto 16	Muy Alto 24	Muy Alto 32
	0 - 0,4	Medio 4	Bajo 4	Medio 8	Alto 12	Alto 16
	0,4 - 0,7	Bajo 2	Muy Bajo 2	Bajo 4	Medio 6	Medio 8
	0,7 - 1	Muy Bajo 1	Muy Bajo 1	Muy Bajo 2	Bajo 3	Bajo 4

Figura 22: “Matriz de probabilidad del estallido de roca”

6.2.2 Matriz de Intensidad

Al considerar los parámetro obtenidos de energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación y el radio de roca afectada, mencionados en el apartado anterior, es posible obtener la intensidad del estallido de roca, esto se debe a que al considerar el radio de roca afectado es posible dimensionar la cantidad de roca que es

desprendida en la excavación, junto a la energía con la que es liberada en el contorno de la excavación. En la *Figura 23* se da a conocer la siguiente matriz que relaciona ambos parámetros.

		RA [m]				
		< 0,1	0,1 - 0,6	0,6 - 1,2	1,2 - 1,5	> 1,5
		Muy Bajo 1	Bajo 2	Medio 3	Alto 4	Muy Alto 5
$W_{k, \text{ contorno}} [\text{kJ/m}^2]$	> 35	Muy Alto 5	Medio 5	Medio 10	Alto 15	Muy Alto 20
	25 - 35	Alto 4	Bajo 4	Medio 8	Alto 12	Muy Alto 16
	15 - 25	Medio 3	Bajo 3	Medio 6	Medio 9	Alto 12
	5 - 15	Bajo 2	Muy Bajo 2	Bajo 4	Medio 6	Medio 8
	< 5	Muy Bajo 1	Muy Bajo 1	Muy Bajo 2	Bajo 3	Bajo 4

Figura 23: “Matriz de intensidad del estallido de roca”

6.2.3 Matriz de Peligro del Estallido de Roca

Por tanto, se define la matriz de peligro del estallido de roca en base a la ponderación de la *Figura 22* y *Figura 23* obteniendo los resultados de la *Figura 24* en donde se definieron tres clasificaciones para que la distribución de los datos en el método gráfico se encuentren claramente definidas.

		Intensidad				
		1 - 2	3 - 4	5 - 10	11 - 19	20 - 25
		Muy Bajo 1	Bajo 2	Medio 3	Alto 4	Muy Alto 5
Probabilidad	20 - 80	Seguro 5	Medio 5	Medio 10	Alto 15	Alto 20
	11 - 19	Probable 4	Bajo 4	Medio 8	Medio 12	Alto 16
	5 - 10	Moderado 3	Bajo 3	Medio 6	Medio 9	Alto 12
	3 - 4	Improbable 2	Bajo 2	Bajo 4	Medio 6	Medio 8
	1 - 2	Inusual 1	Bajo 1	Bajo 2	Bajo 3	Bajo 4

Figura 24: “Matriz del peligro del estallido de roca”

7. Resultados

7.1 Método Gráfico

De la matriz antes mencionada (*Figura 24*) se obtuvo el siguiente gráfico, en donde se observan tres zonas bien definidas, a partir de los 720 casos simulados de la *Tabla 5*. Este gráfico relaciona la probabilidad, el cual se define con el parámetro $sloss$ y el índice $\overline{LERR}$, y la intensidad que relaciona la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación y el radio de roca afectada.

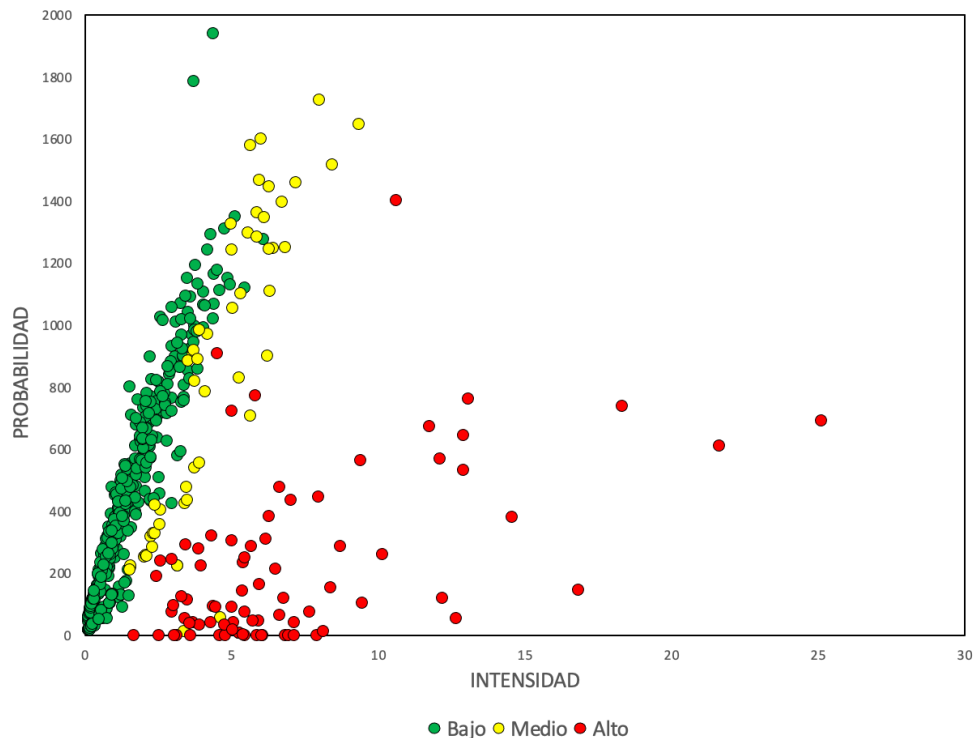


Figura 25: “Distribución de los casos simulados”

Para definir las zonas y así poder utilizarlo como método gráfico se trazó una línea de tendencia por cada clasificación (*Figura 26.a*), bajo la consideración de maximizar el coeficiente de determinación, en donde para la clasificación del peligro bajo se obtuvo una tendencia lineal y para la clasificación medio y alto se determinó que una tendencia polinomial se ajustaba mejor a la distribución de los datos. Esto permitió definir las zonas del método gráfico tras determinar la distancia equidistante entre las líneas de tendencia por cada punto obteniendo una curva, la cual se determinó la ecuación que dividía cada zona,

seccionando estás con respecto a la distribución de las simulaciones realizadas (*Figura 26.b*)).

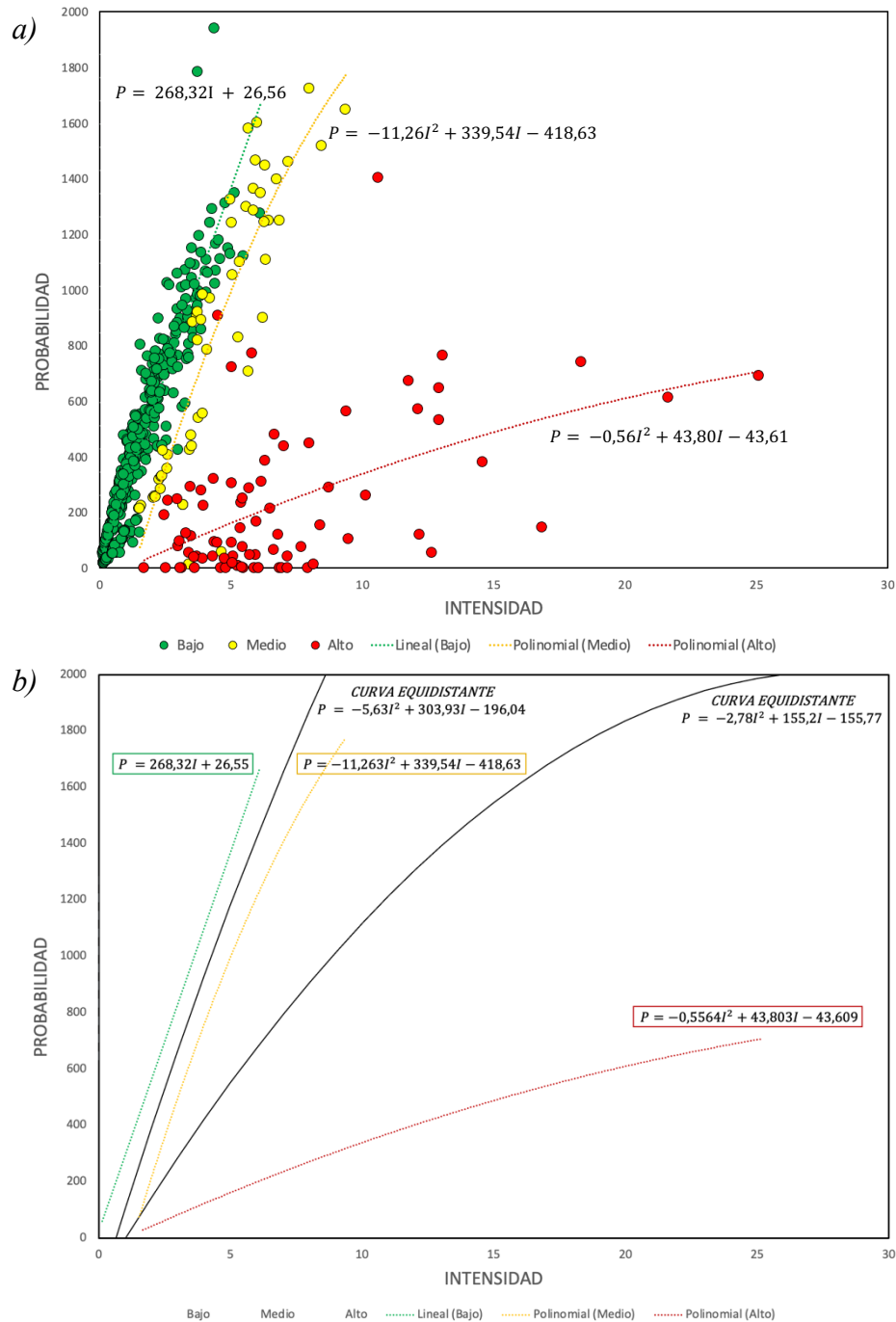


Figura 26: “Definición de zonas según la clasificación del peligro donde a) son las líneas de tendencia de cada clasificación y b) trazas para delimitar las zonas”

Finalmente, a partir de las líneas de tendencia según la distribución de los datos y su clasificación, se obtiene el método gráfico presente en la *Figura 27*, el cual permite obtener el peligro del estallido de roca clasificándolo en “Bajo”, “Medio” y “Alto”. Se desprende de

este método que a mayor intensidad el peligro del estallido de roca será potencialmente alto, por lo cual los parámetros involucrados en la intensidad poseen un mayor impacto en este peligro.

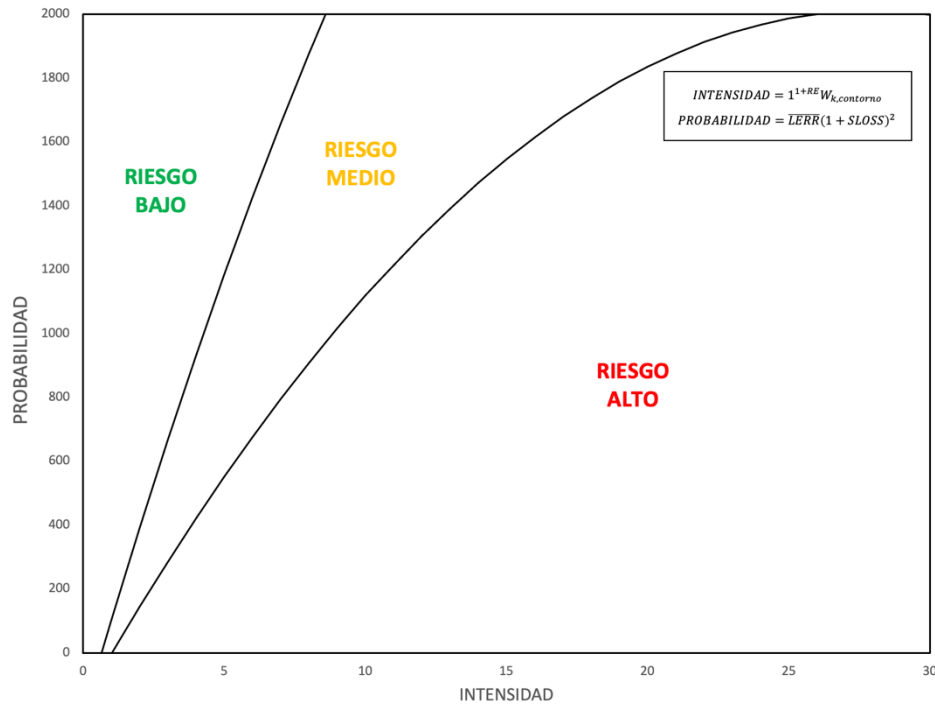


Figura 27: “Método gráfico para obtener el peligro del estallido de roca”

7.2 Análisis de Sensibilidad

Como se mencionó en la Tabla 5, los parámetros de entrada de las simulaciones fueron el esfuerzo vertical, el índice de resistencia denominado como GSI, la resistencia a la compresión uniaxial (UCS), el módulo de Young (E) y la variable k que relaciona el esfuerzo vertical con el horizontal, por lo que se realizó un análisis de estos parámetros para estudiar la influencia y su comportamiento a medida que estos iban variando en las simulaciones.

En cuanto a la relación directa de los parámetros antes mencionados con los que definen el estallido de roca se da a conocer la Tabla 18 de Anexos, en donde se observa que el esfuerzo vertical y la relación de esfuerzos (k) son los parámetros que influyen más en el peligro y el que menos influye para la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación corresponde a la resistencia a la compresión uniaxial, en cuando a la tasa de liberación de energía local promedio se concluye que el GSI no afecta en la variación de esta tasa. Con respecto al parámetro sloss, no se ve influenciado por el UCS y, finalmente, el módulo de Young no afecta en gran medida al radio de roca afectado.

Es importante mencionar que, de la totalidad de simulaciones realizadas, una gran cantidad de casos, aproximadamente el 70%, presentan un peligro del estallido de roca bajo, por lo que en este análisis la proporción de nivel se observa con mayor porcentaje los casos de nivel “Bajo”, sin embargo es posible observar la tendencia de estos casos para comprender la influencia de los parámetros.

7.2.1 Análisis de la probabilidad del ER

Se realiza un análisis del comportamiento de los parámetros iniciales con respecto a los resultados de la probabilidad del estallido de roca. Al analizar el GSI se observa que los casos con un valor de 60 y 95 con una clasificación “Muy Alto” tienen un porcentaje mayor con respecto al valor de 80, lo que se puede deber a la influencia de los otro parámetros en los modelos, ya que se conoce por la literatura que un valor de 80 para el GSI permite la ocurrencia del estallido de roca, sin embargo según la Tabla 18 de Anexos dicho parámetro no afecta en gran medida los índice que definen la probabilidad.

En cuanto los parámetros de k y el esfuerzo vertical se observa que a medida que aumenta el valor de estos, aumenta la probabilidad del estallido de roca, ya que aumenta la energía cinética del macizo rocoso. Y la probabilidad muy alta del estallido de roca disminuyen a medida que aumentan los valores del módulo de Young y el UCS. El módulo de Young indica la rigidez del macizo rocoso, por lo que al aumentar dicho valor se requerirá una mayor fuerza para producir una deformación. Por otro lado, el UCS a medida que aumenta indica que una mayor resistencia generando que disminuyan los estallidos de roca para valores de UCS de 250 MPa.

Tabla 10: “Porcentaje los parámetros iniciales con respecto a la clasificación de la probabilidad del estallido de roca”

Parámetro	Valor	Unidad	Muy Bajo	Bajo	Medio	Alto	Muy Alto
GSI	60	-	48%	21%	11%	2%	18%
	80	-	49%	28%	16%	0%	7%
	95	-	27%	21%	24%	9%	19%
k	0,8	-	52%	22%	16%	5%	5%
	1	-	44%	26%	18%	5%	7%
	1,5	-	42%	27%	18%	1%	12%
	2,5	-	23%	17%	14%	3%	43%

Parámetro	Valor	Unidad	Muy Bajo	Bajo	Medio	Alto	Muy Alto
E	15	MPa	18%	21%	29%	8%	25%
	36	MPa	43%	28%	15%	2%	12%
	60	MPa	57%	21%	10%	1%	10%
σ_v	27	MPa	60%	23%	14%	1%	2%
	54	MPa	44%	20%	16%	5%	14%
	70	MPa	35%	21%	19%	5%	19%
	90	MPa	18%	32%	18%	3%	29%
UCS	60	MPa	49%	8%	8%	3%	31%
	120	MPa	56%	16%	12%	2%	14%
	160	MPa	42%	27%	19%	2%	10%
	200	MPa	36%	33%	19%	3%	8%
	250	MPa	28%	33%	23%	7%	9%

Para una mayor claridad de los datos presentados en la *Figura 11* se da a conocer la siguiente gráfica comparativa para observar el comportamiento de las simulaciones ante la variación de los parámetros iniciales.

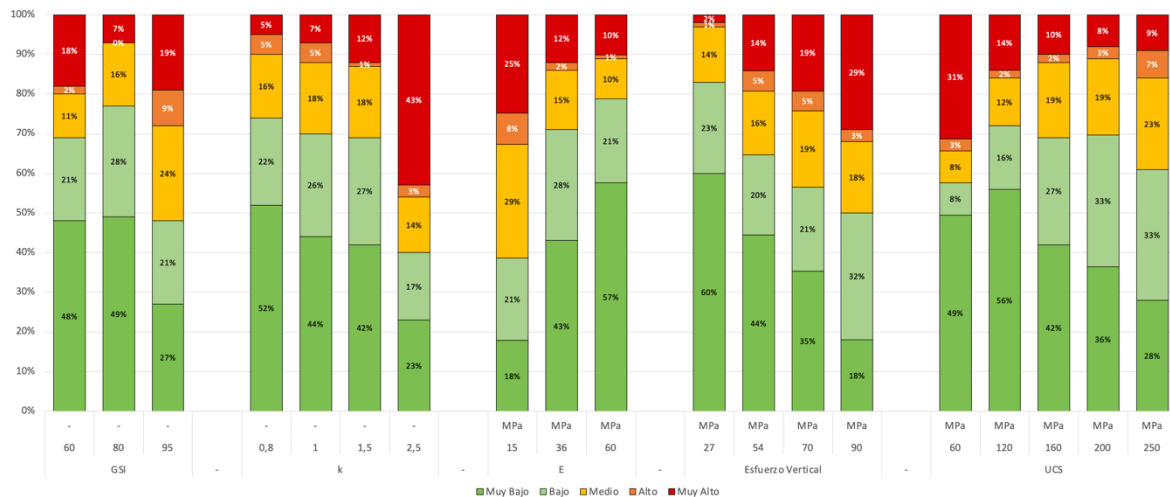


Figura 28: “Gráfica comparativa de la probabilidad”

7.2.2 Análisis de la intensidad del ER

A continuación se muestra la *Tabla 11* en donde se observa la influencia de los parámetros en la intensidad del estallido de roca. Con respecto al índice GSI, k y el esfuerzo vertical aumentan la intensidad del estallido de roca a medida que aumentan estos valores, por ejemplo con un esfuerzo bajo de 27 MPa no se obtuvieron casos “Muy Altos” pero a medida que aumenta el esfuerzo aumentan los casos con intensidades muy

altas del estallido de roca. Por el contrario, para el módulo de Young y el UCS disminuyen, en donde se considera que un módulo de Young de 15 MPa y un UCS de 60 MPa son los peores casos y los otros valores tienen una tendencia estable para la clasificación “Muy Alto”.

Tabla 11: “Porcentaje los parámetros iniciales con respecto a la clasificación de la intensidad del estallido de roca”

Parámetro	Valor	Unidad	Muy Bajo	Bajo	Medio	Alto	Muy Alto
GSI	60	-	67%	19%	4%	5%	5%
	80	-	85%	8%	3%	2%	2%
	95	-	83%	0%	5%	6%	6%
k	0,8	-	92%	5%	1%	2%	1%
	1	-	93%	4%	1%	2%	1%
	1,5	-	75%	12%	3%	3%	3%
	2,5	-	40%	20%	10%	14%	17%
E	15	MPa	67%	13%	5%	4%	11%
	36	MPa	80%	8%	4%	5%	2%
	60	MPa	84%	8%	2%	3%	3%
σ_v	27	MPa	97%	1%	2%	0%	0%
	54	MPa	81%	7%	3%	5%	4%
	70	MPa	66%	16%	5%	7%	6%
	90	MPa	60%	16%	6%	7%	11%
UCS	60	MPa	69%	2%	9%	9%	11%
	120	MPa	79%	8%	3%	5%	5%
	160	MPa	80%	11%	3%	4%	2%
	200	MPa	83%	12%	2%	2%	3%
	250	MPa	80%	13%	2%	2%	2%

Con la finalidad de representar de manera más clara los datos antes descritos se da a conocer la *Figura 29* que describe gráficamente el comportamiento de los datos simulados, en donde se observa a medida que el k y el esfuerzo vertical aumentan, también aumenta la probabilidad de ocurrencia del estallido de roca. Por el contrario, cuando aumenta el módulo de Young y el UCS disminuyen la probabilidad de estallido de roca, siendo más estable el macizo rocoso. Finalmente con respecto al GSI se observa que su tendencia no es tan variable en comparación a los otros parámetros lo cual se debe a su influencia en los modelos presentado en la *Tabla 22*.

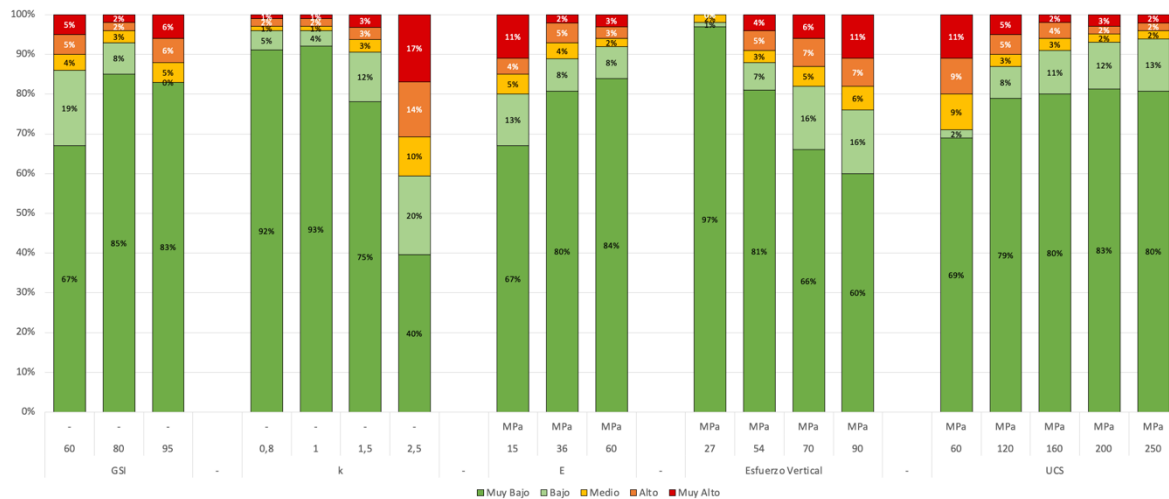


Figura 29: “Gráfica comparativa de la probabilidad”

7.2.3 Análisis del peligro del ER

Se realiza un análisis del peligro del estallido de roca estudiando la influencia de cada parámetro inicial.

7.2.3.1 Análisis del GSI

En la *Tabla 12* se muestra la tendencia de las simulaciones considerando el GSI donde se observa que cuando poseen valores de 60 y 95 el peligro del estallido de roca aumenta, lo que se debe a que cuando la roca se encuentra con discontinuidades intactas y espaciadas (95) permite almacenar mayor energía lo cual se transforma en energía cinética liberada aumentando la intensidad del evento. Por otro lado un macizo con un GSI de 60 corresponde a una roca con calidad regular, es decir, con fracturas y buena superficie, lo que permite una acumulación de energía que luego es liberada provocando el desprendimiento de roca. Por último, aunque un GSI de 80 pareciera que disminuye el peligro, ya que hay un gran porcentaje de casos con nivel de peligro bajo, se conoce por la literatura que una roca con calidad buena, es propensa a estallidos de rocas.

Los resultados se pueden ver afectados por la gran cantidad de casos con nivel de peligro bajo y la dependencia de los otros parámetros, ya que como se observa en la *Tabla 22* de Anexos el GSI es un índice que no afecta en gran medida a los resultados de las simulaciones por su baja correlación con respecto a todos los parámetros afectando el comportamiento de la clasificación del GSI.

Tabla 12: “Porcentaje del GSI con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”

Nivel	GSI		
	60	80	95
Bajo	71%	88%	72%
Medio	11%	5%	11%
Alto	18%	7%	17%

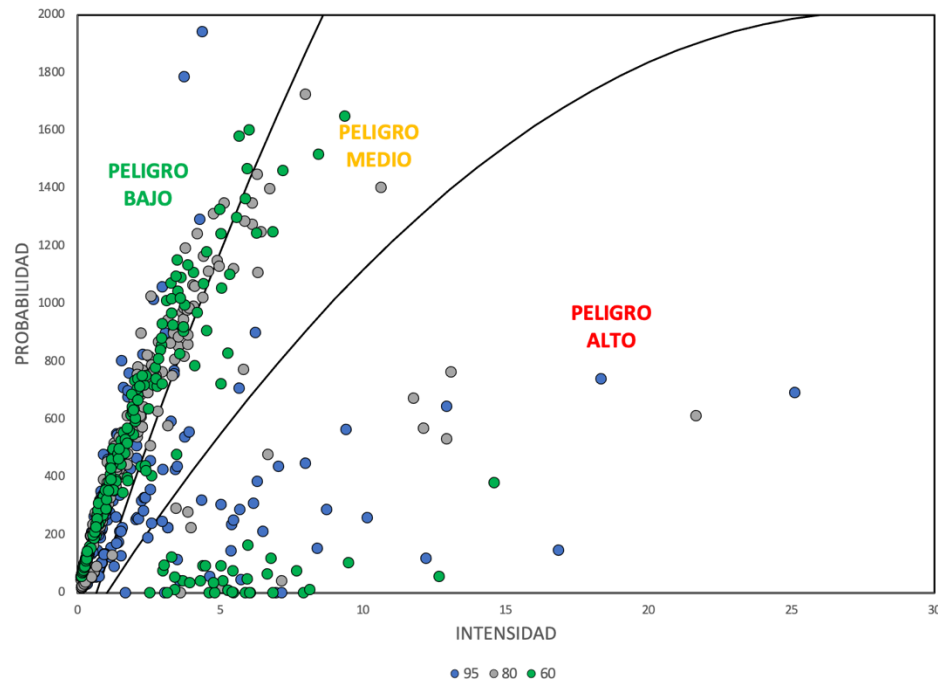


Figura 30: “Distribución de los casos en el método gráfico según el GSI modelado”

7.2.3.2 Análisis del k

Por otro lado, en la *Tabla 13* se muestra la tendencia de los casos analizando el parámetro k que corresponde al esfuerzo vertical con respecto al horizontal en donde se observa que a medida que aumenta dicho valor, los casos con una clasificación del nivel de peligro alto aumentan, lo que se debe a que el esfuerzo horizontal aumenta generando una mayor concentración de esfuerzo en el macizo rocos, esto también está sujeto al valor del esfuerzo vertical simulado por lo que a medida que este valor aumentaba, aumentaba aún más el esfuerzo horizontal.

Tabla 13: “Porcentaje del k con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”

Nivel	k			
	0,8	1	1,5	2,5
Bajo	88%	86%	80%	45%
Medio	8%	10%	8%	11%
Alto	4%	4%	12%	43%

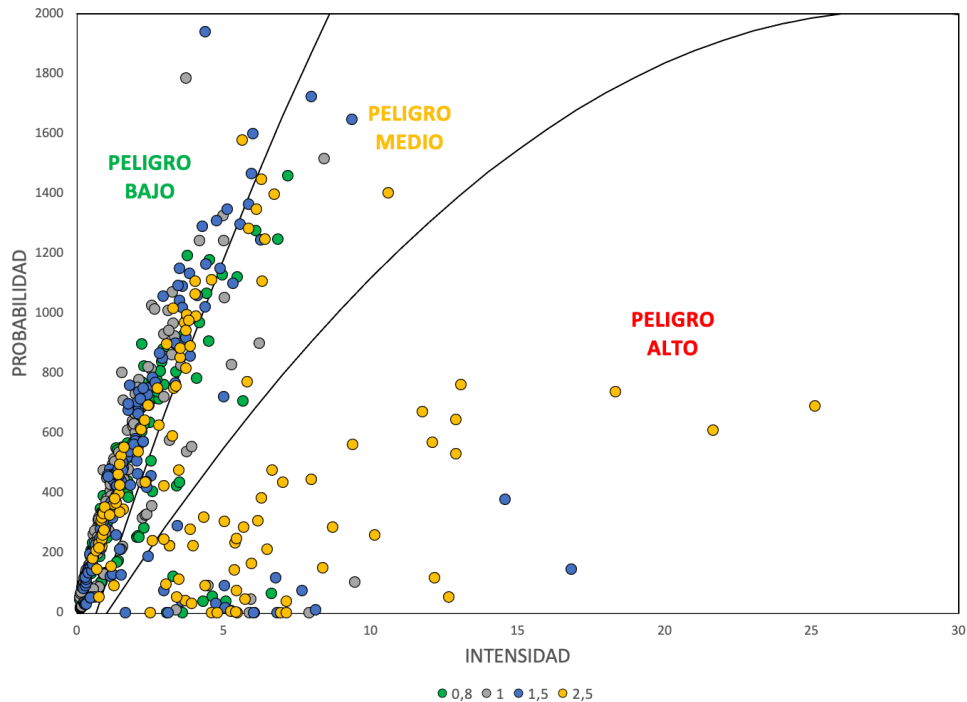


Figura 31: “Distribución de los casos en el método gráfico según el k modelado”

7.2.3.3 Análisis del Módulo de Young

En este caso se analizó el módulo de Young el cual describe la capacidad del macizo rocoso para deformarse elásticamente bajo carga, de esta manera se observa que a medida que este parámetro aumenta, disminuye el porcentaje del nivel del peligro alto de los casos simulados. Lo que se debe a que un aumento en el módulo de Young indica una mayor rigidez del material, es decir, el material será menos propenso a deformarse bajo la influencia de fuerzas externas, es por ello que los casos del nivel del peligro bajo aumentan a medida que el módulo de Young aumenta en las simulaciones. Esto está relacionado con la probabilidad del peligro, ya que será menos probable que el macizo

rocoso se deforme, sin embargo cuando esto ocurra, la intensidad del estallido de roca será mayor, porque existirá una mayor liberación de energía.

Tabla 14: “Porcentaje del módulo de Young con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”

Nivel	Módulo de Young (GPa)		
	15	36	60
Bajo	59%	81%	86%
Medio	19%	7%	4%
Alto	22%	12%	10%

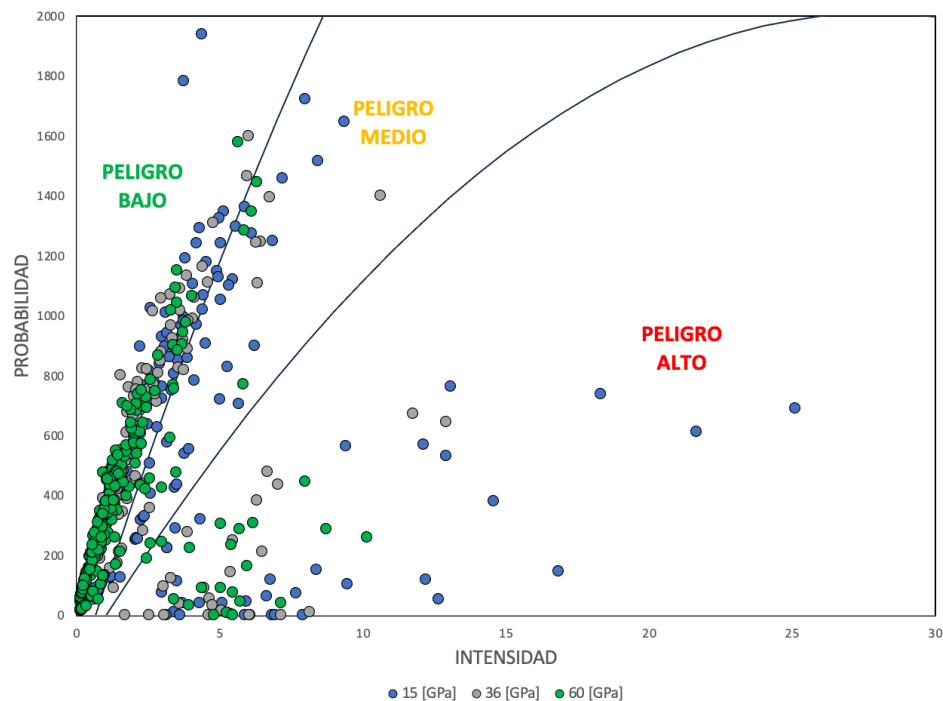


Figura 32: “Distribución de los casos en el método gráfico según el módulo de Young modelado”

7.2.3.4 Análisis del Esfuerzo Vertical

Con respecto a la variación del esfuerzo vertical la tendencia era la esperada, ya que se conoce que al aumentar la concentración de esfuerzos gatilla el estallido de roca en la excavación, ya que en la *Tabla 15* se observa que a medida que aumenta el esfuerzo vertical, el porcentaje disminuye en el nivel bajo, mientras que para la clasificación del nivel medio y alto aumenta el peligro del estallido de roca.

Tabla 15: “Porcentaje del esfuerzo vertical con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”

Nivel	Esfuerzo Vertical (MPa)			
	27	54	70	90
Bajo	97%	78%	67%	59%
Medio	1%	9%	16%	14%
Alto	2%	14%	18%	27%

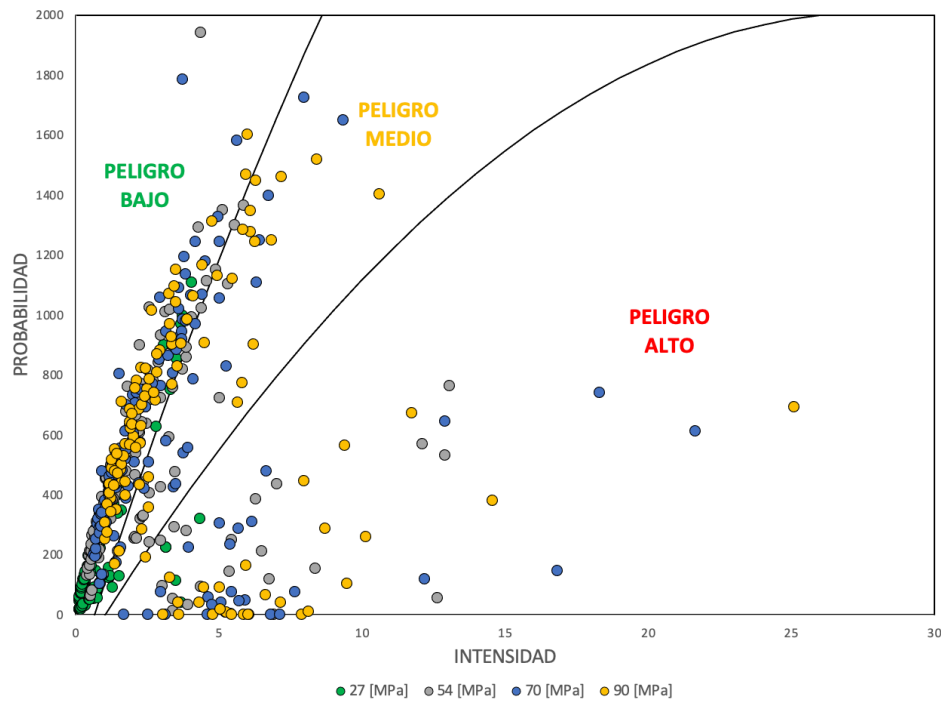


Figura 33: “Distribución de los casos en el método gráfico según el esfuerzo vertical modelado”

7.2.3.5 Análisis del UCS

El valor de resistencia a la compresión uniaxial o UCS afecta también a las simulación, en donde se observa que cuando disminuye la resistencia de la roca aumentan los casos de nivel del peligro altos, por lo que es posible afirmar que a medida que aumenta el UCS menor es la probabilidad de que la roca falle y por tanto ocurra un desprendimiento de roca, ya que permite ejercer mayores esfuerzos sobre el macizo rocoso almacenando una mayor cantidad de energía. Cabe mencionar, que rocas con UCS altos como 200 o 250 MPa poseen una resistencia extremadamente alta, por lo que

es coherente que el peligro del estallido disminuya, debido a que permiten una compresión tal que, tanto la probabilidad como la magnitud del evento, serían mínima.

Tabla 16: “Porcentaje del UCS con respecto a la clasificación del peligro de un estallido de roca”

Nivel	UCS (MPa)				
	60	120	160	200	250
Bajo	66%	79%	82%	83%	76%
Medio	3%	7%	8%	9%	17%
Alto	31%	14%	10%	8%	7%

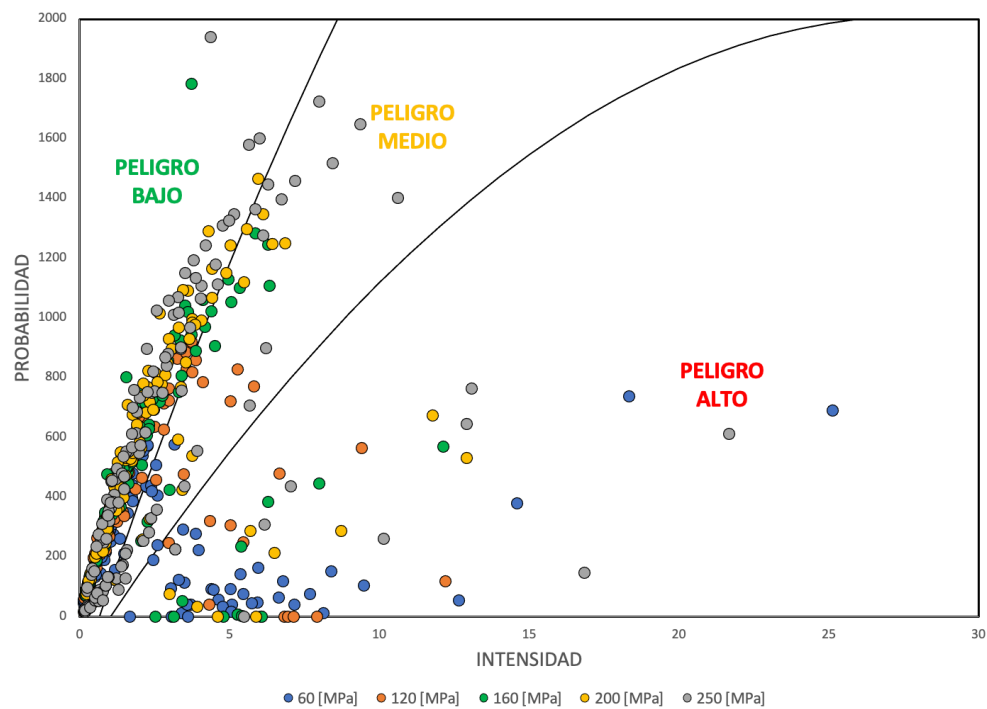


Figura 34: “Distribución de los casos en el método gráfico según el UCS modelado”

A modo de resumen de lo mencionado en este apartado se observa la *Figura 35* que da a conocer el comportamiento de la clasificación del peligro del estallido de roca a medida que se varían los parámetros iniciales lo que permite tener una noción de los parámetros que generan un aumento en el porcentaje de peligro alto.

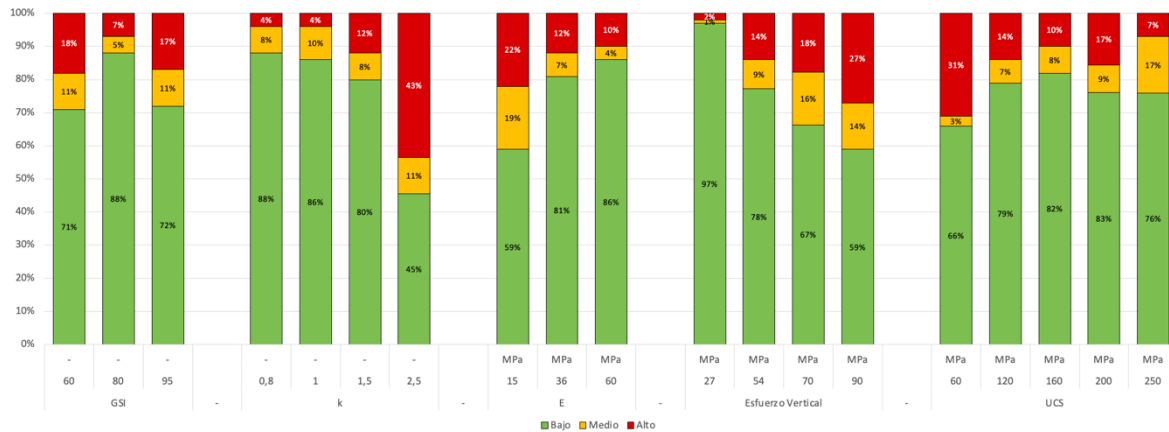


Figura 35: “Gráfica comparativa del peligro del estallido de roca”

Finalmente, es importante añadir que se analizaron los parámetros de manera independiente considerando su tendencia a medida que estos iban variando, sin embargo estas condiciones se ven afectadas por la variación del conjunto de parámetros, ya que ciertas combinaciones generan resultados favorables o desfavorables para el nivel del peligro de un estallido de rocas, por lo cual los casos simulados se observan dispersos en los gráficos antes presentados, no obstante la tendencia de estos es congruente con la bibliografía.

8. Discusión

8.1 Experimentos de Laboratorio

El método gráfico fue construido a partir de simulaciones realizadas en el software FLAC3D de Itasca, por lo cual es necesario validar dicha herramienta a partir de casos de estudios y casos reales de estallidos de roca.

He et al. (2015) realizaron diversos experimentos de laboratorio con una gran cantidad de pruebas de estallidos de roca, en donde desarrollaron modelos predictivos para el índice de riesgo del estallido de roca (I_{RB}), este índice tiene los siguientes rangos:

Tabla 17: “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) calculó el índice I_{RB} para todas las muestras considerando los diferentes tipos de roca obteniendo valores de las distintas clasificaciones, a partir de esto se consideraron dos tipos de roca de dolomita y granito los cuales obtuvieron un índice de 0,27 (riesgo bajo) y 3,49 (riesgo muy alto), respectivamente. En la *Tabla 18* se dan a conocer las características de la roca consideradas para la simulación, junto a la clasificación a partir del método gráfico propuesto en esta investigación.

Tabla 18: “Características de la roca dolomita y granito”

Parámetros	Unidad	Dolomita	Granito
UCS	MPa	113,8	24,1
E	GPa	33,8	9,7
ν	-	0,24	0,24
σ_V (*)	MPa	27	54
k (*)	-	1	1
GSI (*)	-	80	80

(*) Se asumieron estos valores con la finalidad de que no afecten los resultados.

A partir de los parámetros antes mencionados, se prosiguió a las simulaciones en FLAC3D, por lo cual en la *Tabla 19* se dan a conocer los resultados de dicha simulación.

Tabla 19: “Resultados a partir de los casos simulados”

Parámetros	Dolomita	Granito
Sloss	0,97	-0,41
Clasificación Sloss	Muy Bajo	Alto
$\overline{LERR}$ (kJ/m ³)	30,36	318,3
Clasificación $\overline{LERR}$	Inusual	Moderado
Probabilidad	Muy Bajo	Muy Alto
RA (m)	0	2,55
Clasificación RA	Muy Bajo	Muy Alto
$W_{k,contorno}$ (kJ/m ²)	0,58	2,65
Clasificación $W_{k,contorno}$	Muy Bajo	Bajo
Intensidad	Muy Bajo	Medio
Nivel del Estallido de Roca	Bajo	Alto

Además se muestran ambos casos en el método gráfico (*Figura 36*) en donde se observa que se corrobora lo descrito en la *Tabla 19*. El tipo de roca dolomita tras la simulación

correspondió a un nivel de peligro bajo y la roca de granito corresponde a un nivel del estallido de roca alto.

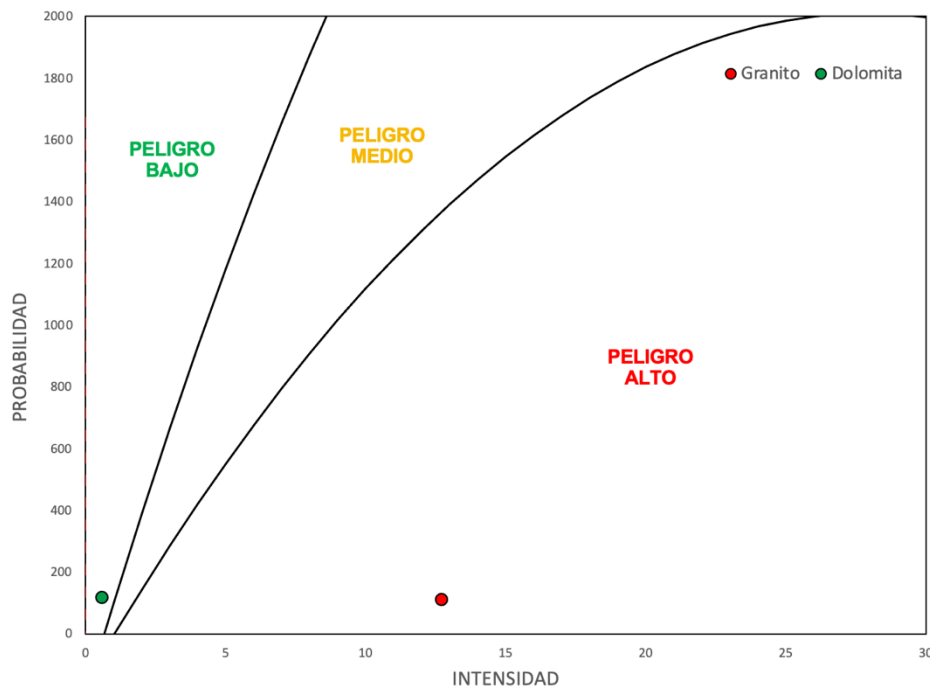


Figura 36: “Nuevos casos en el método gráfico”

Finalmente, es posible validar el método gráfico ya que los resultados son coherentes con los mencionados por He et al. (2015), en donde la prueba de laboratorio con la roca de dolomita se obtuvo que el índice de riesgo del estallido de roca (I_{RB}) es de 0,27 lo que demuestra que según la clasificación de este índice (*Tabla 17*) el nivel del peligro es bajo y al realizar la simulación y utilizar el método gráfico propuesto se obtiene de igual manera que el nivel del peligro es bajo para esta roca.

Por otro lado, se obtiene a través de este método gráfico que el nivel del peligro es alto para la roca de granito, esto es consecuente con lo estudiado por He et al. (2015) en donde el índice es de 3,49, es decir, un riesgo de estallido de roca muy alto.

8.2 Caso Jinping II en China

El estallido de roca fue un gran problema durante la construcción de túneles en la hidroeléctrica Jinping II en China, la ubicación de esta central se ve descrita en la *Figura 37*. Este proyecto 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. El 28 de Noviembre de 2009 se produjo un estallido de roca en este túnel causando siete muertos y un herido.

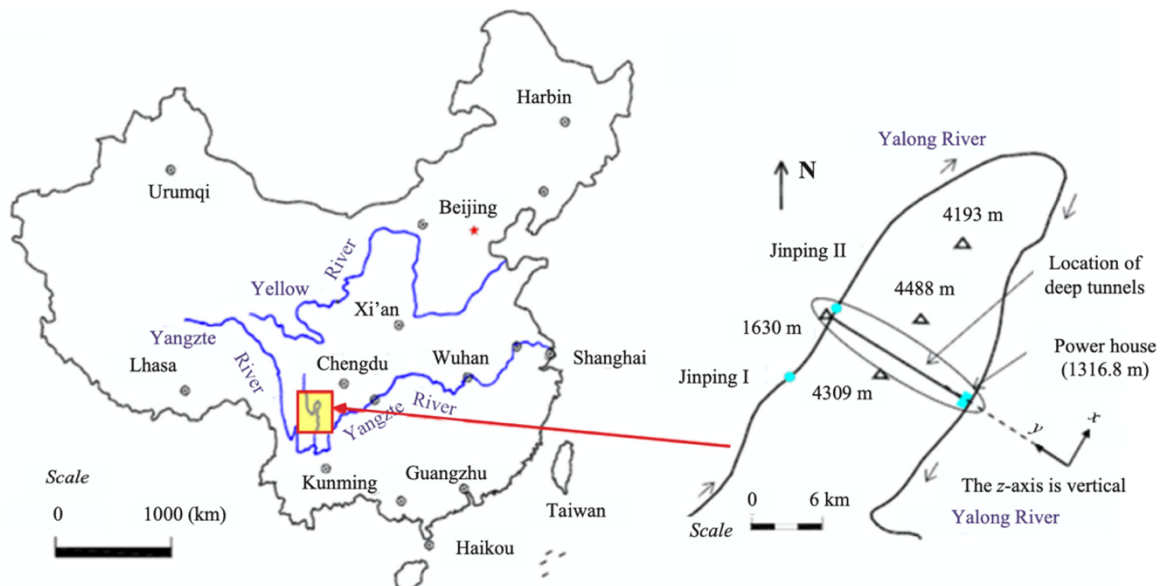


Figura 37: “Ubicación y dirección de los túneles en Jinping II en China” (Manouchehrian and Cai, 2018).

Las propiedades del macizo rocoso y las condiciones de esfuerzo in situ se encuentran descritas en la *Tabla 20* en donde el mármol es la roca principal del túnel de drenaje donde ocurrió el estallido de roca (Manouchehrian and Cai, 2018).

Tabla 20: “Propiedades y esfuerzos del túnel de drenaje”

Parámetro	Unidad	Valor
ρ	kg/m ³	2780
E	GPa	18,9
ν	-	0,23
UCS	MPa	49,7
σ_V	MPa	61,48
σ_H	MPa	51,68

Al realizar la simulación del caso de Jinping II en China se obtuvieron los resultados presentados en la *Tabla 21*, utilizando los rangos de las matrices en la *Figura 22*, *Figura 23* y *Figura 24*.

Tabla 21: “Resultados obtenidos a partir de FLAC3D”

Parámetros	Valor
Sloss	-0,066
Clasificación Sloss	Alto
$\overline{LERR}$ (kJ/m ³)	186,58
Clasificación $\overline{LERR}$	Moderado
Probabilidad	Muy Alto
RA (m)	1,95
Clasificación RA	Muy Alto
$W_{k,contorno}$ (kJ/m ²)	20,45
Clasificación $W_{k,contorno}$	Medio
Intensidad	Alto
Nivel del Estallido de Roca	Alto

Finalmente se da a conocer el uso del método gráfico en la *Figura 38* en donde se corrobora el método gráfico obteniendo que el nivel del peligro presente en Jinping II es “Alto”. Es importante mencionar, que Zhang et al. (2013) menciona que el radio de roca desprendida tras este evento fue entre 2 a 3 m aproximadamente liberando un volumen de 400 m³ de roca en 30 m de longitud del túnel, lo que se condice con el radio de roca afectada mencionada en la *Tabla 21*.

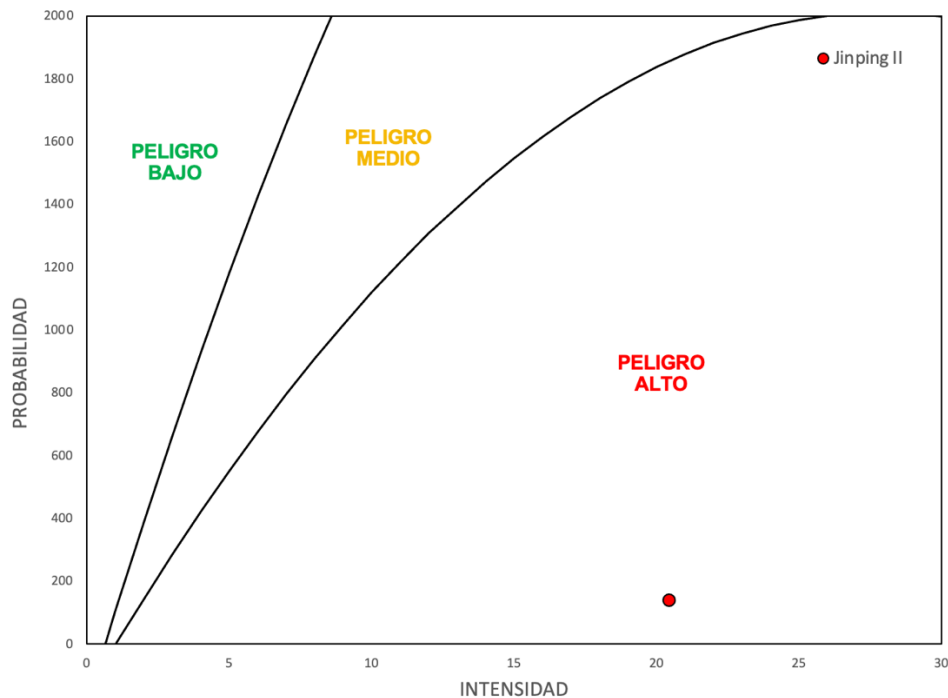


Figura 38: “Nivel del peligro del caso de Jinping II utilizando el método gráfico”.

9. Conclusiones y Recomendaciones

En esta investigación se ha estudiado el peligro presente en minería subterránea denominado como estallido de roca, a partir del software FLAC3D, por lo cual es posible afirmar que es una buena herramienta computacional que permite simular casos reales de minería considerando el comportamiento mecánico del macizo rocoso. En este software se estudiaron modelos elastoplásticos dinámicos con el uso del modelo constitutivo IMASS para poder obtener los parámetros relevantes lo cuales se definieron como la tasa de liberación de energía local promedio, el parámetro sloss, la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación y el radio de roca afectada.

Se logró construir una matriz que relacionara el parámetro sloss con la tasa de liberación de energía local promedio para obtener la probabilidad y, por otro lado, relacionar el radio afectado con la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación para obtener la intensidad, a partir de estas dos clasificaciones se obtuvo la matriz nivel de peligro de un estallido de roca. Cada una de estas matrices son útiles para clasificar de forma rápida y sencilla el estallido de roca, en donde cada parámetro antes descrito se seccionó en cinco clasificaciones, obteniendo cinco grados de probabilidad e intensidad, mientras que el peligro se definió en tres niveles para evaluar de mejor forma el estallido de roca.

Al simular 720 casos que describían diferentes condiciones del macizo rocoso se graficaron y clasificaron según los tres niveles de peligro del estallido de roca, lo que mediante regresión lineal, permitió obtener como resultado el método gráfico que describe el peligro del estallido de roca en tres zonas (“Bajo”, “Medio” y “Alto”).

El método gráfico considera los factores más relevantes al evaluar un estallido de roca, definida como la falla repentina y violenta de la masa rocosa traducida en una abrupta explosión y expulsión de la roca, lo que se describe a través del radio de roca afectada y el parámetro sloss, junto a la tasa de liberación de energía local promedio y la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación, ya que estos indican el nivel de fracturamiento existente en la roca, es decir, entrega noción sobre la cantidad de roca con un grado bajo del entrelazamiento de fragmentos en el macizo rocoso, lo que junto a la energía se puede interpretar o comparar con la velocidad que saldrá eyectada la roca, describiendo este peligro en minería.

A partir del análisis de sensibilidad de los parámetros del macizo rocoso, se concluye que al aumentar la relación de esfuerzos (k) y el esfuerzo vertical, aumenta el peligro del estallido de roca, ya que generan una mayor acumulación de energía. Por el contrario, al aumentar el módulo de Young y la resistencia a la compresión uniaxial, disminuye el peligro, debido a que el aumento de estos dos parámetros mejoran la calidad de la roca para evitar este peligro.

Fue posible validar el método gráfico utilizando dos casos estudiados por He et al. (2015) el cual los clasificaba a partir del índice I_{RB} en donde al realizar las simulaciones se corroboró que la dolomita tenía un nivel del peligro bajo, mientras que el granito tenía un nivel del peligro del estallido de roca alto. Además, se valida este método con un caso real ocurrido en China en la hidroeléctrica Jinping II donde ocurrió un estallido de roca ocasionando graves daños de equipos, estructurales y pérdidas de vida de trabajadores. Zhang et al. (2013) menciona de este mismo evento que el radio de roca desprendida fue entre 1 a 3 m aproximadamente, en donde la perforadora utilizada en el avance quedó totalmente destruida y enterrada bajo más de 400 m³ de fragmentos de roca a una distancia de unos 30 m. Esto es congruente con lo obtenido en el radio de roca afectada (RA) que fue de 1.95 m, lo cual hace del método gráfico obtenido una herramienta confiable para estimar el peligro del estallido de roca.

Finalmente, el método gráfico que se obtuvo en esta investigación es una herramienta capaz de obtener el peligro del estallido de roca, siendo útil en la minería subterránea para evaluar este peligro y tomar las medidas necesarias bajo el peligro presente, evitando posibles catástrofes.

Es importante destacar algunas recomendaciones para continuar con esta investigación:

- Todas las simulaciones realizadas en esta investigación fueron con una geometría que representaba una excavación con un largo de la galería de 0,2 m. Por lo que, se haya necesario en futuras investigaciones evaluar los avances de la excavación de manera sucesiva para analizar cómo afecta el frente de la excavación en acumulación de energía en el macizo rocoso.
- La variación de parámetros en esta investigación fue considerando algunas características como el índice GSI, la resistencia a la compresión uniaxial (UCS), el módulo de Young (E) y la variable k que relaciona el esfuerzo vertical con el esfuerzo

horizontal. Sin embargo, es posible variar otros parámetros para ampliar la gama de simulaciones y estudiar el efecto de estos en los posibles resultados.

- Además, es importante mencionar que para utilizar este método gráfico es necesario el uso del software FLAC3D, limitando esta herramienta, por lo que sería de mucha utilidad relacionar los parámetros iniciales propios del macizo rocoso y de la excavación, para obtener la tasa de liberación de energía local promedio, el parámetro sloss, la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación y el radio de roca afectada de manera directa, y así, utilizar de esta forma el método gráfico.

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 26.
- Barton, N., Lien, R., Lunde, J., 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mech* 6(4):189–236.
- Blake, W., 1972. Rock-burst mechanics. *Q Colo Sch Mines U. S.* 67:1.
- Blake, W., Hedley, D.G.F., 2003. Rockbursts: case studies from North American hard-rock mines. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Littleton, Colo.
- Cai, M., 2016. Prediction and prevention of rockburst in metal mines – A case study of Sanshandao gold mine. *J. Rock Mech. Geotech. Eng.* 8, 204–211. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.002>
- Castro, L.A.M., Bewick, R.P., Carter, T.G., 2012. An overview of numerical modelling applied to deep mining, in: *Innovative Numerical Modelling in Geomechanics*. CRC Press.
- Cook, N., 1965. A note on rockbursts considered as a problem of stability. *J. South Afr. Inst. Min. Metall.*
- Diederichs, M.S., 2018. 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., 2007. The 2003 Canadian Geotechnical Colloquium: Mechanistic interpretation and practical application of damage and spalling prediction criteria for deep tunnelling. *Can. Geotech. J.* 44, 1082–1116. <https://doi.org/10.1139/T07-033>
- Dou, L., Mu, Z., Li, Z., Cao, A., Gong, S., 2014. Research progress of monitoring, forecasting, and prevention of rockburst in underground coal mining in China. *Int. J. Coal Sci. Technol.* 1, 278–288. <https://doi.org/10.1007/s40789-014-0044-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>
- Gu, R., 2013. Distinct element model analyses of unstable failures in underground coal mines.
- Hatzor, Y.H., He, B.-G., Feng, X.-T., 2017. Scaling rockburst hazard using the DDA and

- GSI methods. *Tunn. Undergr. Space Technol.* 70, 343–362.
<https://doi.org/10.1016/j.tust.2017.09.010>
- Hauquin, T., 2016. La rupture brutale des piliers conditionne-t-elle les effondrements miniers ?
- 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, M., e Sousa, L.R., Miranda, T., Zhu, G., 2015. Rockburst laboratory tests database — Application of data mining techniques. *Eng. Geol.* 185, 116–130.
<https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2014.12.008>
- Hedley, D.G.F., Technology, C.C. for M. and E., Laboratories (Canada), M.R., 1992. Rockburst Handbook for Ontario Hardrock Mines. Energy, Mines and Resources Canada, Canada Center for Mineral and Energy Technology.
- Hou, F., Liu, X., Wang, M., 1992. Discussion on rockburst origin and degree. *Proc. 3rd Acad. Conf. Natl. Rock Dyn. Wuhan* 448–57.
- Hu, S., Tan, Y., Ning, J., Guo, W.-Y., Liu, X., 2017. Analysis of Fault. *Shock Vib.* 2017, 1–8. <https://doi.org/10.1155/2017/7580109>
- Jaeger, J., Cook, N.G., Zimmerman, R., 2007. *Fundamentals of Rock Mechanics*. Malden, MA.
- Jiang, Q., Feng, X.-T., Xiang, T.-B., Su, G., 2010. Rockburst characteristics and numerical simulation based on a new energy index: A case study of a tunnel at 2,500 m depth. *Bull. Eng. Geol. Environ.* 69, 381–388. <https://doi.org/10.1007/s10064-010-0275-1>
- Kaiser, P.K., McCreath, D.R., Tannant, D.D., 1996. *Canadian Rockburst Support Handbook* 293.
- Lafont, G., Gunzburger, Y., Mitri, H.S., Heib, M.A., Didier, C., Piguët, J.-P., 2013. Influence of mining excavation on energy redistribution and rockburst potential.
- Lee, S.M., Park, B.S., Lee, S.W., 2004. Analysis of rockbursts that have occurred in a waterway tunnel in korea 41, 6.

- 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>
- Mitri, H.S., Tang, B., Simon, R., 1999. FE modelling of mining-induced energy release and storage rates.
- Orellana, F., Suzuki, K., Lagos, C., 2023. Evaluación de la sobre excavación de caserones del Proyecto CAL de Codelco- Andina mediante IMASS.
- Palmström, A., 1995. Characterizing rock burst and squeezing by the rock mass index. In: *Proceedings of the design and construction of underground structures*. New Delhi;
- Peng, Z., Wang, Y.H., Li, T.J., 1996. Griffith theory and rock burst of criterion. *Chin. J. Rock Mech. Eng.* 15 (Suppl.) 491–495.
- 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.* 7, 292–298. <https://doi.org/10.1016/j.pisc.2015.11.045>
- Russenes, B.F., 1974. Analysis of rock spalling for tunnels in steep valley sides. MSc Thesis Nor. Inst. Technol. Trondheim Dep. Geol. 247p Nor.
- Russo, G., 2014. An update of the “multiple graph” approach for the preliminary assessment of the excavation behaviour in rock tunnelling. *Tunn. Undergr. Space Technol.* 41, 74–81. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2013.11.006>
- Ryder, J.A., 1988. Excess shear stress in the assessment of geologically hazardous situations. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.* 25, 256. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(88\)90457-3](https://doi.org/10.1016/0148-9062(88)90457-3)
- Salamon, M.D.G., 1984. Energy considerations in rock mechanics: fundamental results. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.* 22, A74. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(85\)93296-6](https://doi.org/10.1016/0148-9062(85)93296-6)
- Shang, Y., Park, H.-D., Shi, Y., Yuan, G., Sun, Y., 2010. Some large values of in-situ stress and related engineering geological problems in China. *Geosci. J.* 14, 135–153. <https://doi.org/10.1007/s12303-010-0014-4>
- Simon, R., 1999. Analysis of fault-slip mechanisms in hard rock mining.
- 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>
- Thompson, A.G., Villaescusa, E., Windsor, C.R., 2012. Ground Support Terminology and Classification: An Update. *Geotech. Geol. Eng.* 30, 553–580.

- <https://doi.org/10.1007/s10706-012-9495-4>
- Villaescusa, E., Player, J., Thompson, A., 2014. A Reinforcement Design Methodology for Highly Stressed Rock Masses. <https://doi.org/10.13140/2.1.4423.8402>
- Villaescusa, E., Potvin, Y., 2004. Ground Support in Mining and Underground Construction: Proceedings of the Fifth International Symposium on Ground Support, Perth, Australia, 28-30 September 2004. Taylor & Francis.
- Wattimena, R.K., Sirait, B., Widodo, N.P., Matsui, K., 2012. Evaluation of rockburst potential in a cut-and-fill mine using energy balance.
- White, B.G., Whyatt, J.K., 1999. Role of fault slip on mechanisms of rock burst damage, Lucky Friday Mine, Idaho, USA 10.
- Wiles, T., 2005. Rockburst Prediction Using Numerical Modelling—Realistic Limits for Failure Prediction Accuracy. pp. 57–63. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/574_0.5
- Windsor, C.R., Cavieres, P., Villaescusa, E., Pereira, J., 2006. Rock stress tensor measurements at the El Teniente Mine, Chile 6.
- Zhang, C., Feng, X.-T., Zhou, H., Qiu, S., Wu, W., 2013. Rockmass damage development following two extremely intense rockbursts in deep tunnels at Jinping II hydropower station, southwestern China. Bull. Eng. Geol. Environ. 72, 237–247. <https://doi.org/10.1007/s10064-013-0470-y>
- 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. <https://doi.org/10.1007/s00603-011-0150-9>
- 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.
- Zhou, J., Li, X.B., Mitri, H.S., 2017. A critical survey of empirical methods for evaluating rockburst potential. 15th IACMAG 19–23.
- Zhu, P., Wang, Y., Li, T., 1996. Griffith theory and the criteria of rock burst. Chin J Rock Mech Eng 15:491–5.
- Zubelewicz, A., Mróz, Z., 1983. Numerical simulation of rock burst processes treated as problems of dynamic instability. Rock Mech. Rock Eng. 16, 253–274. <https://doi.org/10.1007/BF01042360>

11. Anexos

A continuación se da a conocer el análisis del coeficiente de correlación realizado para cada parámetro inicial y los índices finales, donde se observa de color verde los parámetros con mayor influencia en los índices del peligro y destacado con rojo aquellos que poseen una influencia mínima en el peligro de estallido de roca, lo cual puede estar sujeto a cantidad de parámetros iniciales a evaluar en las simulaciones.

Tabla 22: “Coeficiente de correlación”

	$W_{k,total}^1$	$W_{k,contorno}^2$	$\overline{LERR}^3$	$Sloss$	RA^4	σ_v^5	k^6	GSI^7	UCS^8	E^9
$W_{k,total}^1$	1,00	-	-	-	-	-	-	-	-	-
$W_{k,contorno}^2$	0,84	1,00	-	-	-	-	-	-	-	-
$\overline{LERR}^3$	0,88	0,91	1,00	-	-	-	-	-	-	-
$Sloss$	-0,50	-0,49	-0,56	1,00	-	-	-	-	-	-
RA^4	0,76	0,61	0,69	-0,59	1,00	-	-	-	-	-
σ_v^5	-0,37	-0,44	-0,40	0,15	-0,20	1,00	-	-	-	-
k^6	0,34	0,43	0,42	-0,24	0,38	0,11	1,00	-	-	-
GSI^7	-0,13	-0,04	0,00	-0,18	0,11	0,06	0,08	1,00	-	-
UCS^8	-0,18	0,03	0,01	0,09	-0,27	-0,01	-0,01	0,04	1,00	-
E^9	-0,25	-0,33	-0,31	0,22	-0,10	-0,12	0,10	0,06	-0,03	1,00

Donde ¹ es la energía cinética total en kJ, ² es la energía cinética máxima liberada en el contorno de la excavación en kJ/m², ³ es la tasa de liberación de energía local promedio en kJ/m³, ⁴ es el radio de roca afectada en m, ⁵ es el esfuerzo vertical en MPa, ⁶ es la relación de esfuerzos, ⁷ es el índice de resistencia geológica, ⁸ es la resistencia a la compresión uniaxial en MPa y ⁹ es el módulo de Young en GPa.