



UNIVERSIDAD TÉCNICA
FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO
DE INGENIERÍA
METALÚRGICA Y
DE MATERIALES

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



INFLUENCIA DE LA PRESENCIA DE DISCONTINUIDADES
EN LA GENERACIÓN ESTALLIDOS DE ROCA MEDIANTE EL
MODELAMIENTO NUMÉRICO

Presentado por:

NICOLÁS ANTONIO CASTRO CASTRO

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

Profesora Guía:

DRA. ADELINE DELONCA

MARZO 2023



Agradecimientos

Al comenzar mis estudios en la Universidad, siempre pensaba en este momento, reflexionado sobre cuánto tiempo me tomaría el llegar hasta aquí, si sería un camino fácil o presentaría dificultades, y además, pensaba en que es lo que diría cuando ese día llegase, a quien se lo agradecería, que diría en mi discurso de defensa de memoria, mi joven he ingenua mentalidad de aquella época, creía que el llegar a este punto sería única y exclusivamente gracias a mi propio esfuerzo, puesto que era yo quien me desvelaba estudiando, quien cancelaba planes por tener actividades académicas que realizar, quien madrugaba, quien andaba con ojeras, quien se esforzaba día a día por cumplir su objetivo. Si bien lo mencionado anteriormente es cierto, en el sentido de que dichas situaciones pasaron, el atribuir haber llegado a este punto de la carrera solo a mi propio esfuerzo sin duda reflejaba lo joven he ingenuo que por esos entonces era. Con el pasar de los años fui madurando, y con ello, me di cuenta de que en el camino de la vida universitaria se presenta un sin número de personas, las cuales sin su apoyo me habría resultado imposible el llegar a este punto, algunas son pasajeras y otras perduran a lo largo de los años, pero independiente de ello no quita el hecho de haber sido parte importante de este camino.

En primer lugar me gustaría agradecer a mi grupo de amigos de la universidad, los que están, los que estuvieron, y los que seguirán estado con el pasar de los años. Por su agradable compañía que hacía la vida universitaria más placentera, por su apoyo en los momentos difíciles, por su ayuda cuando algún tópico se dificultaba, por su simpatía y buena onda que alegraban el día y los ánimos a cualquiera, pero sin duda lo que más les agradezco es su amistad.

Quiero agradecer especialmente a mi padres, por haberme acompañado en este camino y por su apoyo incondicional a lo largo de toda la carrera, ellos saben mejor que nadie que hubo momentos fáciles y momentos difíciles, siendo estos últimos, donde más fue necesaria y más se agradece su apoyo y compañía.

También me gustaría agradecer a todas esas personas que fueron muy importantes en mi vida, pero ya sea por diferencias de opinión, conflictos que surgieron, malas decisiones, actitudes inadecuadas, o simplemente por que por azares del destino siguieron un camino distinto al mío, sin importar las razones que fuesen, el hecho de haber sido parte de este recorrido, el haber estado presentes en los momentos difíciles para darme apoyo y subirme el ánimo, hace que me resulte inconcebible el no incluirlos en estas líneas, gracias, gracias por haber sido una parte importante de este camino, y contribuir a alcanzar este logro.

Como bien dicen, lo mejor queda para el final, quería agradecer de mucho corazón a una persona que fue fundamental en la carrera ingeniería civil de minas, sin ella quizá ni siquiera la habría terminado, no habría llegado a esta instancia y no estaría escribiendo estas palabras. Yo nunca he sido una persona muy sentimental ni expresiva, con lo cual nunca le he comentado en detalle lo importante que fue tanto en mi camino universitario como en mi vida, así que quiero dedicar unas líneas a mi profesora guía Adeline Delonca, quien no solo fue mi profesora guía, fue mi mentora, fue quien me enseñó el área que me apasiona, quien le dio sentido a la carrera que estaba estudiando. Sin ella no habría logrado todo lo que soy hoy en día, siento una profunda admiración y un gran afecto, profesora muchas gracias por todo.



Finalmente me gustaría realizar una reflexión sobre lo que fue la vida universitaria, la verdad a algunos se les hace más fácil y a otros más difícil, en lo personal considero que no es un camino fácil, está lleno de altos y bajos, habrá momentos de mucha alegría, así como momentos de mucha tristeza, lo importante es saber levantarse en eso momento y contar con el apoyo de seres queridos que nos ayuden a realizarlo. La universidad sin duda será una época importante en nuestra vida, que podrá generarnos mucho estrés en determinados momentos, pero si se cuenta con buenos amigos, será un camino mucho más llevadero.



Resumen

Los estallidos de roca corresponden a un fenómeno que ocurre cuando la energía almacenada en una masa rocosa supera su límite, donde la energía se libera bruscamente y la masa rocosa es expulsada de las paredes de una excavación subterránea, siendo todo esto de carácter instantáneo. Estos fenómenos presentan un riesgo importante para las excavaciones, y es necesario poder evaluarlos. Los principales métodos de evaluación para los estallidos de rocas corresponden a métodos empíricos, modelos matemáticos y modelación numérica, siendo esta última la más utilizada en la actualidad. Aunque se han estudiado los estallidos de rocas de forma amplia tomando en cuenta diversos parámetros, no es todavía clara la influencia que poseen las discontinuidades litológicas sobre la intensidad y probabilidad de ocurrencia de estos fenómenos geológicos. Para responder a esto, se propone estudiar el efecto que tiene la presencia de una discontinuidad en una galería subterránea sobre el potencial de los estallidos de rocas. El estudio está enfocado en la ocurrencia de los estallidos de roca denominados “estallidos por deformación” que son un tipo de estallidos de rocas, centrándose en la investigación de estos en galerías subterráneas donde existe la presencia de discontinuidades. Los potenciales beneficios que proporcionaría esta investigación radican en la seguridad operacional en labores subterráneas tanto de ingeniería civil con de ingeniería en minas, donde a medida que aumenta la profundidad de las excavaciones los estallidos de roca se convierten en uno de los mayores riesgos geológicos.

En el estudio se empleó el método numérico de diferencia finitas a través del software FLAC3D, para realizar un análisis dinámico de la energía de deformación elástica almacenada y energía cinética liberada durante la construcción de una excavación subterránea, relacionándolas con el potencial de estallido de rocas. Los resultados obtenidos muestran que la energía de deformación se concentra en las zonas de afloramiento de la discontinuidad alrededor de la galería subterránea. En cuanto a la energía cinética, esta se concentraba en la cara libre de la excavación donde aflora el plano estructural pero no a lo largo de este. Debido a esta mayor concentración energética, el potencial de estallido de roca aumenta, tanto en término de su probabilidad de ocurrencia como de su intensidad. Este estudio muestra que la consideración de las discontinuidades mayores en un macizo rocoso es esencial para la estimación del riesgo de estallido de rocas, ya que los resultados evidenciaron que la presencia de una discontinuidad en una galería subterránea posee una significativa influencia en términos energéticos para el macizo rocoso, generando concentración de esfuerzos en la zona de afloramiento de la discontinuidad, lo que se traduce en zonas susceptibles a estallidos de rocas.



Abstract

Rockbursts correspond to a phenomenon that occurs when the energy stored in a rock mass exceeds its limit, where the energy is abruptly released and the rock mass is ejected from the walls of an underground excavation, all of this being instantaneous in nature. These phenomena present a significant risk to excavations, and it is necessary to be able to evaluate them. The main evaluation methods for rockbursts correspond to empirical methods, mathematical models and numerical modeling, the latter being the most widely used at present. Although rockbursts have been studied extensively taking into account various parameters, the influence of lithological discontinuities on the intensity and occurrence probability of rockbursts is not yet clear. To answer this, it is proposed to study the effect of the presence of a discontinuity in an underground gallery on the potential of rockbursts. The study is focused on the occurrence of rockbursts called "strain bursts" which are a type of rockburst. The potential benefits that this research would provide reside in the operational safety in tunnels in both civil engineering and mining engineering, where as the depth of excavations increases, rockbursts become one of the greatest geological risks.

In the study, the finite difference numerical method was used through the FLAC3D software to perform a dynamic analysis of the stored elastic deformation energy and kinetic energy released during the construction of an underground excavation, relating them to the rockburst potential. The results obtained show that the deformation energy is concentrated in the outcrop zones of the discontinuity around the underground gallery. As for the kinetic energy, it was concentrated on the free face of the excavation where the structural plane outcrops but not along the structural plane. Due to this higher energy concentration, the rockburst potential increases, both in terms of its probability of occurrence and its intensity. This study shows that the consideration of major discontinuities in a rock mass is essential for the estimation of the risk of rockburst, since the results showed that the presence of a discontinuity in an underground gallery has a significant influence in terms of energy for the rock mass, generating stress concentration in the outcrop zone of the discontinuity, which translates into zones susceptible to rockburst.



INDICE

1	INTRODUCCIÓN	8
1.1	General	8
1.2	Motivación	10
1.3	Alcances del proyecto	11
2	OBJETIVOS	12
2.1	Objetivo general	12
2.2	Objetivos específicos.....	12
3	MARCO TEÓRICO	12
3.1	ESTALLIDOS DE ROCAS	12
3.1.1	Definición.....	12
3.1.2	Condiciones que favorecen los estallidos de rocas.....	13
3.1.3	Clasificación de los estallidos de rocas	14
3.1.4	Estallidos de rocas por deformación	14
3.1.5	Discontinuidades en galerías subterráneas	15
3.2	Modelación numérica.....	15
3.2.1	Diferencias finitas	17
3.2.2	FLAC3D.....	17
3.2.3	Evaluación de la Energía.....	20
4	METODOLOGÍA	25
4.1	Caracterización del ambiente de simulación	26
4.2	Modelo elástico	27
4.3	Modelo elastoplástico.....	33
4.4	Modelo dinámico.....	35
4.5	Modelos adicionales.....	35
4.6	Análisis de resultados.....	36
5	RESULTADOS	36
5.1	Esfuerzos alrededor de la excavación	37
5.1.1	Modelo Elástico.....	37
5.1.2	Modelo Elastoplástico	39
5.2	Energía de deformación	40
5.2.1	Modelo Elástico.....	41
5.2.2	Modelo Elastoplástico	42
5.3	Energía cinética	45
5.3.1	Modelo Elástico.....	46
5.3.2	Modelo Elastoplástico	47



5.4	Balance de energía	48
5.5	Intensidad de un estallido de rocas.....	49
5.6	Probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas	53
5.7	Discontinuidad horizontal para $K < 1$ y $K > 1$	56
5.8	Carga puntual de esfuerzos compresivos	58
6	ANÁLISIS, DISCUSIONES Y CONCLUSIONES	59
7	REFERENCIAS	63
8	ANEXOS.....	64
8.1	Anexo 1: Calibración	64
8.2	Anexo 2: Resultados.....	70

1 INTRODUCCIÓN

1.1 General

Con la creciente demanda de recursos minerales, el continuo consumo recursos poco profundos y el agotamiento de depósitos superficiales, la minería subterránea está en auge, donde cada vez será necesario realizar excavaciones más profundas para lograr extraer los metales de interés. Por lo que para proyectos tanto de ingeniería civil como de ingeniería en minas se trabaja en complicadas condiciones de terreno que comprometen la integridad de las excavaciones subterráneas, dichas complicadas condiciones hacen alusión a altas tensiones in situ, fenómenos de hundimiento del macizo rocoso, grandes deformaciones en las paredes de las excavaciones, altas temperaturas y los estallidos de roca (Palei and Das, 2009; Xie et al., 2015).

A medida que aumenta la profundidad de las excavaciones los estallidos de roca se convierten en uno de los riesgos geológicos más graves debido a su imprevisibilidad y alta intensidad, causando daños a equipos, daños en instalaciones y en el peor de los casos causando víctimas fatales. Esto ha obligado a los investigadores de todo el mundo a identificar diferentes métodos para investigar los problemas relacionados con los estallidos de rocas. En la actualidad, se han dedicado grandes esfuerzos a la investigación de los estallidos de rocas, donde la mayoría de las investigaciones se centran en los mecanismos de ocurrencia, los factores que contribuyen, la evaluación y predicción del riesgo, y la prevención y mitigación de los estallidos de rocas (Wang et al., 2021). Sin embargo, algunos problemas, como los mecanismos y la predicción de los estallidos de rocas, siguen siendo estudiados debido a que es un fenómeno muy complicado en el que influyen la incertidumbre y la complejidad de las condiciones geológicas (Manouchehrian and Cai, 2018).

Los estallidos de roca son un fenómeno geológico que ocurre desde hace años alrededor de todo el mundo, teniendo registros de estos en países mineros como lo son China, Sudáfrica, Canadá, EE.UU, Chile, Australia y algunos países de Europa. Desde que se registraron los primeros sucesos de este fenómeno en Sudáfrica y la India a principio del siglo XX (Hedley et al., 1987) surgieron las primeras definiciones de estos, si bien a partir de entonces múltiples organizaciones y autores han propuesto definiciones para los estallidos de rocas, todos hacen referencia a características que estos fenómenos poseen, como la liberación de energía, superar el límite elástico, expulsión de material de las paredes o que son de carácter instantáneo. Una definición más actual es la propuesta por (Feng, 2018) quien los define como un fenómeno que ocurre cuando la energía de deformación acumulada supera el límite de almacenamiento de energía de la masa rocosa, liberando energía bruscamente, donde masa rocosa cerca de la pared del túnel es violentamente expulsada de la roca madre. En general, los estallidos de rocas pueden clasificarse en tres tipos según el mecanismo de la fuente y el mecanismo de origen, siendo los estallidos por deformación, estallido de pilares y estallido por deslizamiento de fallas (Hedley et al., 1992), donde particularmente este estudio estará orientado los estallidos por deformación puesto que son los que principalmente se producen en las galerías subterráneas. El estallido por deformación (strainburst) es el tipo más común de estallido de rocas en todas las excavaciones subterráneas (Cai, 2013; Zhang et al., 2012), el cual se produce debido a la concentración de esfuerzos tangenciales inducidos por la

excavación y la existencia de un entorno de carga relativamente blando en la masa rocosa que rodea a la roca fracturada (Kaiser and Cai, 2012), donde la roca puede fallar localmente en los límites de la excavación de forma inestable y violenta.

En las últimas décadas, con los rápidos avances tecnológicos y el desarrollo de softwares y hardwares, se han logrado avances significativos en el uso de la modelación numérica para estudiar fenómenos físicos en la mecánica de las rocas a diferentes niveles de ingeniería (Wang et al., 2021). En comparación con otras metodologías de estudio como métodos analíticos y pruebas de laboratorio, el método de modelamiento numérico tiene las ventajas de poseer bajo coste, seguridad, ahorro de tiempo y flexibilidad, además puede llegar a proporcionar más información. Hasta la fecha, los métodos de simulación numérica se han utilizado ampliamente para evaluar la respuesta mecánica de masas rocosas complejas y para estudiar la deformación del macizo rocoso y los mecanismos de falla de estos (Wang et al., 2021).

El macizo rocoso suele contener planos estructurales discontinuos, como juntas, fracturas y fallas, que tienen gran influencia en la aparición de estallidos de rocas (Wu et al., 2022). En los trabajos realizados por Wu y Zhang se obtuvo que después de la excavación de un túnel en el macizo rocoso con un solo plano estructural, se produce la tensión del plano estructural y la expansión de las fracturas, acompañada por un estallido de la roca. Algo similar obtuvo (Niu et al., 2022) quien, en sus estudios sobre la influencia de las condiciones geológicas y procesos de perforación y tronadura en los estallidos de rocas, concluyeron que el número y el espaciado de los planos estructurales tienen una importante influencia en la frecuencia, la intensidad y el tipo de estallido de roca.

La propuesta de la presente memoria se centra en determinar la influencia que poseen las estructuras geológicas en los estallidos de roca, realizando un análisis sobre el impacto que estas poseen en la ocurrencia de estos fenómenos, todo esto mediante un punto de vista energético. En el estudio se empleó el método numérico de diferencia finitas a través del software FLAC3D para, realizar un análisis dinámico de la energía de deformación elástica almacenada y energía cinética liberada durante la construcción de una excavación subterránea, relacionándolas con el potencial de estallidos de rocas.

1.2 Motivación

La minería subterránea consiste en una red compleja de excavaciones bajo tierra cuya finalidad es acceder a los cuerpos mineralizados que se encuentran en la profundidad de la corteza terrestre. En las últimas décadas se han agotado los recursos superficiales y debido a la disponibilidad de las nuevas tecnologías es que actualmente los proyectos de minería suelen estar enfocados a la minería subterránea, siendo más profundos que en el pasado, lo que conlleva, a una alta concentración de esfuerzos en el macizo rocoso.

Los estallidos de roca son uno de los problemas más peligrosos que se pueden encontrar durante las excavaciones subterráneas, este fenómeno dinámico de rotura de roca implica una liberación repentina y violenta de la gran energía acumulada en el macizo rocoso. Se ha evidenciado que dichos fenómenos suelen ocurrir ante la presencia de estructuras geológicas, siendo una grave amenaza a la seguridad de los trabajadores, de los equipos de construcción e incluso a la continuidad operacional del proyecto debido a la gran deformación y desprendimiento repentino de la roca, por lo que resulta de vital importancia fomentar la investigación de este fenómeno.

Si bien en la actualidad se han realizado diversas investigaciones respecto a este fenómeno geológico, los estudios suelen estar orientados en los mecanismos de ocurrencia y la predicción de los estallidos de rocas, todo mediante un análisis de las concentraciones de esfuerzos, el desplazamiento y las deformaciones en las excavaciones subterráneas. Este trabajo tiene por objetivo entregar otro enfoque al estudio de estos fenómenos, desde un punto de vista energético donde se analiza la energía cinética y de deformación generada por la excavación de una galería subterránea que presenta una estructura geológica, esperando que los resultados del estudio evidencien la influencia en términos de intensidad y probabilidad que poseen las discontinuidades en los estallidos de rocas, y con ello, guiar futuras investigaciones orientadas a este tema que realicen análisis de sensibilidad a mayor detalle de la influencia de discontinuidades en los estallidos de rocas, integrando más variables en el análisis, y de esta manera lograr prevenir el riesgo que conllevan los estallidos de rocas para los trabajadores mineros.

1.3 Alcances del proyecto

Con el desarrollo de nuevas tecnologías en la industria, y la creación de computadores con capacidades de procesamiento de información cada vez mayores, es que cada vez se pueden diseñar modelos más representativos de la realidad, realizando menos supuestos y simplificaciones. La modelación numérica es actualmente la metodología más utilizada para el estudio de los estallidos de rocas (Zhou et al., 2018), por sus ventajas en términos de tiempo y flexibilidad frente a otras metodologías de estudio.

En este trabajo se evaluó la influencia que posee una estructura geológica presente en una excavación subterránea en la generación de estallidos de rocas, determinando su intensidad y probabilidad de ocurrencia. El estudio fue realizado mediante la simulación numérica utilizando el software FLAC3D, a continuación, se mencionan los principales alcances del estudio realizado.

- Las simulaciones numéricas en este trabajo no consideran la influencia de las aguas subterráneas en el proceso de excavación de la galería subterránea.
- No se considera la posible sismicidad inducida por el deslizamiento de una discontinuidad. Solo se considera el cambio en termino de esfuerzo que puede provocar la presencia de una discontinuidad.
- El modelo corresponde a una simplificación de una excavación subterránea a una sección circular, por lo que la magnitud de las energías medidas podría variar en comparación con una geometría más realista de una excavación subterránea
- Si bien la calibración y validación del modelo se realizó utilizando ecuaciones teóricas del comportamiento de los esfuerzos, deformaciones y desplazamiento, para obtener un ajuste más preciso a una condición real se podrían utilizar valores reales medidos en un yacimiento subterráneo donde se tengan registros de estallidos de rocas.
- El modelo creado pretende representar la influencia de “una” estructura geológica en una excavación subterránea, para la representación de un conjunto de estructuras sería idóneo utilizar otro software de modelamiento numérico, puesto que FLAC3D se basa en medios continuos, por lo que el representar más de una discontinuidad utilizando el software no conllevaría a resultados representativos de una condición real.

2 OBJETIVOS

2.1 Objetivo general

Evaluar la influencia de la presencia de discontinuidades en la ocurrencia y magnitud de estallidos de rocas.

2.2 Objetivos específicos

- Evaluar mediante el modelamiento numérico 3D los estallidos de roca (intensidad y probabilidad de ocurrencia).
- Estudiar los estallidos de roca desde un punto de vista energético, considerando la energía de deformación almacenada y la energía cinética liberada.
- Analizar el efecto que tiene la presencia de discontinuidades en el macizo rocoso para un estallido de rocas.
- Analizar los esfuerzos inducidos alrededor de una excavación.

3 MARCO TEÓRICO

3.1 ESTALLIDOS DE ROCAS

3.1.1 Definición

Los estallidos de roca son un fenómeno geológico que ocurre desde hace años alrededor de todo el mundo, teniendo registros de estos en países mineros como lo son China, Sudáfrica, Canadá, EE.UU, Chile, Australia y algunos países de Europa. El primer registro de un estallido de roca se remonta al año 1738, donde se descubrió este fenómeno en una mina de estaño en Gran Bretaña, desde entonces decenas de países han registrados los estallidos de rocas en diversas áreas de la ingeniería, incluidas centrales hidroeléctricas, túneles mineros, túneles de carreteras y ferrocarriles, estaciones de energía nuclear, etc. A partir de los primeros sucesos de este fenómeno en Sudáfrica y la India a principio del siglo XX (Hedley et al., 1987) surgieron las primeras definiciones de estos, si bien a partir de entonces múltiples organizaciones y autores han propuesto definiciones para los estallidos de rocas, todos hacen referencia a características que estos fenómenos poseen, como la liberación de energía, superar el límite elástico, expulsión de material de las paredes o que son de carácter instantáneo. Una definición más actual es la propuesta por Xia-Ting Feng (Feng, 2018) quien los define como un fenómeno que ocurre cuando la energía de deformación almacenada en una masa rocosa supera su límite, liberando energía bruscamente, y expulsando la masa rocosa de las paredes de una excavación subterránea, siendo esto de carácter instantáneo.

Un estallido de roca es una combinación de un evento sísmico y el comportamiento del macizo rocoso, en relación a estos fenómenos suele surgir una confusión entre ingenieros de distintas áreas y trabajadores de labores subterráneas con respecto a la definición de un estallido de roca, esta confusión se debe al uso generalizado de muchos términos diferentes para describir un estallido de roca, incluido un evento sísmico, un estallido de pilar, estallido por aplastamiento, estallido por tensión, estallido por falla, etc. En general, los estallidos de rocas pueden clasificarse en tres tipos según el mecanismo de la fuente y el mecanismo de origen, siendo los estallidos por deformación, estallido de pilares y estallido por deslizamiento de fallas (Hedley et al., 1992).

Debido a su imprevisibilidad y alta intensidad, los estallidos de rocas son uno de los fenómenos geológicos más peligrosos, amenazando directamente la seguridad de los trabajadores, dañando equipos e instalaciones y afectando el progreso del proyecto.

3.1.2 Condiciones que favorecen los estallidos de rocas

Los estallidos de rocas al ser un fenómeno geológico que ocurre alrededor de todo el mundo, durante años se han documentado la ocurrencia de estos en diversos países, por lo que se han logrado identificar ciertas características geotécnicas, geomecánicas y condiciones geológicas que han tenido en común las excavaciones subterráneas donde se registraron estallidos de roca, si bien se sabe las condiciones geológicas son algo único y no extrapolable a otra parte del mundo, hay cualidades del macizo rocoso que suelen repetirse ante estos fenómenos geológicos, dichas cualidades pueden ser particulares de un sector o globales, como lo es el hecho de que los estallidos pequeños son más numerosos que los estallidos grandes. Algunas reglas universales respecto a la ocurrencia de estallidos de rocas son las propiedades de la roca, la profundidad de la excavación, sistemas estructurales presentes, extensión de área de la minería y tasa de producción (Feng, 2018; Hedley et al., 1992).

- Las rocas duras, fuertes, quebradizas y que presentan un elevado módulo de Young son el escenario típico de los estallidos de rocas, donde no es tanto la energía que estas rocas pueden almacenar, sino más bien su característica posterior a la falla con una caída muy pronunciada en el estrés con muy poco desplazamiento.
- Al aumentar la profundidad de las excavaciones aumentan las tensiones debido al material de sobrecarga, en el Chile, al estar en una zona de convergencia activa de placas las tensiones principales intermedias y principales están orientadas en una dirección subhorizontal, siendo la tensión gravitatoria vertical normalmente la tensión principal menor. Por lo general, la tensión principal puede ser de hasta el doble de la tensión vertical.
- La presencia de discontinuidades y cambios litológicos constituyen una zona de debilidad en el macizo rocoso, donde este pierde continuidad y en general sus propiedades mecánicas.
- El área de extensión de las labores subterráneas puede generar esfuerzos inducidos en pilares o excavaciones adyacentes, redistribuyendo la condición de esfuerzos in-situ y concentrando estos en otras zonas de la excavación subterránea.

- La tasa de producción controla la tasa de cambio en la tensión sobre el macizo rocoso, al cerrar las minas, la actividad de estallidos de roca cesa inmediatamente o declina rápidamente, aunque los demás parámetros permanecen constantes.

A pesar de que dichas características a menudo están presentes ante eventos de estallidos de rocas es importante recalcar que las condiciones geológicas de excavaciones subterráneas suelen ser complicadas, con lo cual siempre puede haber excepciones.

3.1.3 Clasificación de los estallidos de rocas

En general los estallidos de rocas se suelen asociar a eventos sísmicos, pero es importante comprender que la sismicidad y los estallidos de rocas no son el mismo evento (Ortlepp and Stacey, 1994), por lo tanto, es útil enumerar los principales tipos de mecanismos que dan origen a estos fenómenos para ilustrar como la carga en un túnel puede variar la naturaleza e intensidad de un estallido de roca. En orden ascendente de magnitud de energía, los principales mecanismos fuente de estallidos de rocas pueden clasificarse como:

- Estallidos por deformación (Strain burst)
- Pandeo (Buckling)
- Estallido de pilar (Pilar burst)
- Rotura por corte (Shear ruptura)
- Estallido por deslizamiento de fallas (fault-slip rockburst)

Las naturalezas de los tres primeros mecanismos fuente son diferentes de las de los dos últimos, para los primeros tres mecanismos, las ubicaciones de origen y daño son probablemente coincidentes (Ortlepp and Stacey, 1994), es decir, si el estallido ocurre justo en la superficie de la abertura, este está fuertemente influenciado por la forma local y la concentración de tensión en esta superficie o en aberturas de su vecindad inmediata. Por el contrario, los dos últimos mecanismos representan la falla cortante en un plano, y la extensión de esta zona de falla por cortante podría ser de cientos de metros.

En un sentido amplio, el de tipo “pandeo” se puede agrupar en “estallido de deformación”, y el estallido de roca de tipo “ruptura por corte” se puede considerar como “estallidos de roca por deslizamiento”, por lo que los estallidos de rocas se pueden clasificar en tres tipos según el mecanismo de la fuente y el mecanismo de origen, estallidos de tensión, estallido de pilares y estallido de deslizamiento de fallas (Hedley et al., 1992).

3.1.4 Estallidos de rocas por deformación

De los trabajos realizados por Ortlepp and Stacey, (1994), además de lo expuesto por otros autores (Cai, 2013; Zhang et al., 2012) se sabe que los estallidos por tensión son el tipo más común de estallidos de rocas en las excavaciones subterráneas, los cuales se produce debido a la concentración de esfuerzos tangenciales inducidos por la excavación y la existencia de un entorno de carga relativamente blando en la masa rocosa que rodea a la roca fracturada (Kaiser and Cai, 2012), donde la concentración de esfuerzos en delgados planos, losas o

columnas de roca produce la falla localmente en los límites de la excavación de forma inestable y violenta.

La naturaleza de las superficies de los fragmentos expulsados indica fracturamiento extensional. Debido a los bordes afilados de los fragmentos, la violencia de la eyección y el tamaño que estos pueden tener, los estallidos de tensión representan un peligro para la seguridad.

3.1.5 Discontinuidades en galerías subterráneas

La ocurrencia de estallidos de rocas se ve afectada por muchos factores, que están estrechamente relacionados con las condiciones de tensión in situ, la litología de la formación la estructura del macizo rocoso, los ciclos de excavación, las voladuras, la profundidad de enterramiento, las condiciones hidrogeológicas excavación y las estructuras geológicas (Niu et al., 2022). En la actualidad, existen muchas investigaciones sobre los estallidos de rocas, pero la mayoría de ellas se basan en la roca circundante intacta, sin embargo, el macizo rocoso es un medio geológico complejo formado en el largo movimiento tectónico geológico. La mayoría de los macizos rocosos naturales están formados por intacta y diferentes tipos de planos estructurales entre las rocas, incluyendo foliación, fracturas, juntas, fallas, planos de estratificación y zonas de cizalle, que es donde los proyectos subterráneos se construyen, sobre una masa rocosa compuesta de planos estructurales. La perturbación de la excavación geotécnica suele provocar la fractura, expansión y transfixión de los planos estructurales alrededor del túnel o cámara, lo que conduce a inestabilidad y fallo de la masa rocosa circundante (Wu et al., 2022).

En cuanto respecta a la masa rocosa con planos estructurales, los estudios del mecanismo de estallido de rocas se han centrado principalmente en el papel de las juntas, fracturas y otras superficies discontinuas a pequeña escala en el estallido de rocas durante excavaciones subterráneas. Existen pocos estudios sobre la deformación por fallo y el estallido de la roca circundante inducidos por planos estructurales a gran escala, como fallas y zonas de cizallamiento, durante la excavación subterránea.

Wu y Zhang (2022), en sus estudios realizaron un modelo físico recreando la condición de una excavación subterránea a escala de laboratorio y lo compararon con un modelo numérico sujeto a las mismas condiciones geomecánicas, en sus resultados evidenciaron que la presencia de estructuras geológicas posee un significativo impacto en la aparición de estallidos de rocas para excavaciones subterráneas. Además, para el caso particular de solo un plano estructural se obtuvo que después de la excavación de un túnel en el macizo rocoso con un solo plano, se produce la tensión del plano estructural y la expansión de las fracturas, acompañada por un estallido de la rocas.

3.2 Modelación numérica

En la actualidad debido al constante avance tecnológico y las desarrollo de computadoras con mejores capacidades de procesamiento de información, ha permitido el auge de nuevas

metodologías de análisis y resolución de problemas que complementan los métodos empíricos, dentro del área de la ingeniería una de ellas es el modelamiento numérico, que permite el estudio de fenómenos físicos en un medio natural como lo son los macizos rocosos.

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

Los métodos numéricos permiten realizar una aproximación de la realidad a través de formulación matemática y una sucesión de operaciones numéricas de resolución de ecuaciones diferenciales, las cuales por lo general se resuelven de manera matricial hasta alcanzar la convergencia a una solución aproximada (Zhou et al., 2018), contrariamente a la solución analítica de ecuaciones diferenciales donde se conoce la solución en cada punto, la solución numérica es calculada en un número finito de nodos predefinidos lo que reduce la complejidad del sistema. En la mayoría de los casos prácticos reales dichas ecuaciones no pueden ser calculadas de manera analítica, por lo que los métodos numéricos usan este criterio de convergencia para simular el comportamiento del medio en estudio. Una ventaja de los métodos numéricos es que a diferencia de los métodos empíricos que no pueden ser extrapolados, un método numérico es perfectamente extrapolable a otra zona con distintas condiciones de esfuerzos, deformación, resistencia, etc. Además de poder explicar el comportamiento físico observado (colapso) y evaluar múltiples posibilidades (hipótesis, opciones de diseño).

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

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

Tabla 1: Principales métodos numéricos para estudios en macizo rocoso.

Métodos Continuos	Método de diferencias finitas	FDM
	Método de volúmenes finitos	FVM
	Método de elementos finitos	FEM
	Método de elementos de borde	BEM
Métodos Discretos	Método de elementos discretos	DEM
	Método de redes discretas de fracturas	DFN

3.2.1 Diferencias finitas

El método de diferencia finitas (FDM) es uno de los métodos numéricos más antiguos ampliamente aplicados para resolver ecuaciones diferenciales parciales que encontraron su aplicación en mecánica de rocas (Nikolic et al., 2016). El principio general del método es reemplazar las derivadas parciales de las funciones por las diferencias finitas definidas sobre un cierto intervalo, más precisamente, el dominio debe dividirse en una cuadrícula de nodos entre los cuales las diferencias finitas están definidas. Como resultado del mallado del dominio, surgirá un sistema de ecuaciones algebraicas con los nodos predefinidos, donde cada ecuación conectada a su nodo de cuadrícula correspondiente se expresa como una combinación de valores de función en su propio nodo, así como en los nodos circundantes. Luego de introducir las condiciones de borde el sistema de ecuaciones algebraicas es resuelto obteniendo los valores de las incógnitas en cada nodo lo que conduce a la solución aproximada de la ecuación diferencial parcial, la que presentará un pequeño error debido a la diferencia en derivadas parciales y diferencias finitas. Cabe destacar que el FDM se puede utilizar para resolver problemas dependientes del tiempo, es decir, se pueden crear modelos dinámicos. Para el desarrollo de este trabajo se utilizó el software FLAC3D (Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions)

3.2.2 FLAC3D

FLAC3D es un programa que simular problemas no lineales estáticos y dinámicos, con acoplamiento de fluidos, análisis térmico e interacción estructural. Se puede representar una amplia gama de geometrías, y las condiciones de borde son bastante generales. El software simula el comportamiento de medios continuos no lineales empleando el método de diferencias finitas generalizado, también conocido como el método de volumen finito.

FLAC3D resuelve todas las ecuaciones dinámicas de movimiento aún en problemas cuasi-estáticos, esto tiene ventajas para problemas que involucran inestabilidades físicas, tales como el colapso de un material. Para modelar la respuesta “estática” se utiliza un esquema de relajación en el cual se emplea amortiguación que permite absorber energía cinética, esta aproximación puede modelar problemas de colapso de una manera más eficiente y realista que otros esquemas.

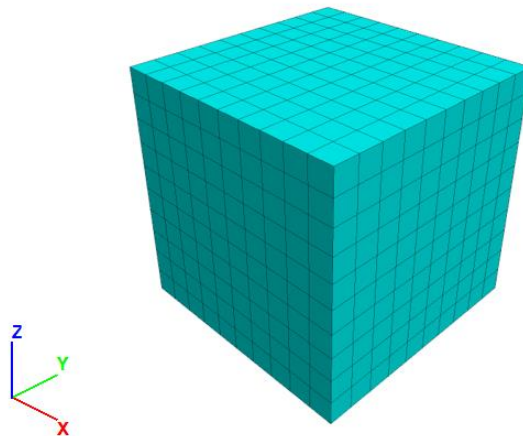


Ilustración 1: Modelo por defecto “Brick”

Los modelos creados en FLAC3D se componen principalmente de zonas que son las superficies que discretizan el modelo siendo de forma hexaédrica, y los “gridpoints” (nodos) que corresponde a los puntos de unión entre zonas, los cuales gráficamente se encuentran en los vértices de cada zona, con lo cual cada zona posee ocho gridpoints, pero las zonas contiguas comparten nodos en común. En la *Ilustración 1* se encuentra un modelo creado con la primitiva “brick” que es un comando por defecto que posee el software para crear geometrías, el modelo apreciado es un cubo de 10x10x10 metros que se encuentra discretizado en 10 zonas en cada uno de sus ejes, por lo que posee un total de 1000 que corresponde a cubos regulares de 1x1x1.

El software realiza los cálculos en los nodos (gridpoint) calculando las ecuaciones diferenciales de movimiento y tensión/deformación, reemplazándolas por una expresión algebraica que relaciona las variables en puntos específicos de la malla, estas expresiones son completamente explícitas; todas las cantidades al lado derecho de las ecuaciones son conocidas. Por lo tanto, cada elemento (zona) en la malla de análisis se comporta como si estuviera físicamente aislado de su vecino durante un escalón de tiempo (iteración).

Los nodos de la malla se mueven de acuerdo con la ley de Newton. La aceleración es proporcional a la fuerza no balanceada, esto permite determinar los desplazamientos que traerán el sistema a equilibrio, o indicar en su defecto, el modo de falla. Por ello es importante tener en consideración la elección del escalón de tiempo, el cual se escoge lo suficientemente pequeño para que no se propague información entre elementos adyacentes durante una iteración, y los efectos del amortiguamiento. Las ecuaciones de movimiento deben ser amortiguadas para proveer soluciones estáticas o cuasi-estáticas (no-inercial). Por defecto FLAC3D provee una amortiguación local, donde la fuerza de amortiguamiento en un nodo es proporcional a la magnitud de la fuerza no balanceada considerando el signo para asegurar que los modos vibracionales sean amortiguados.

Se incorporan fuerzas de amortiguamiento en la ecuación de movimiento:

$$\Delta \dot{u}_i = \left[\sum F_i - \alpha \left| \sum F_i \right| \text{sgn}(\dot{u}_i) \right] \frac{\Delta t}{m} \quad (1)$$

Donde F_i es la fuerza no balanceada, por lo que la fuerza de amortiguamiento F_d es:

$$F_d = -\alpha \left| \sum F_i \right| \text{sgn}(\dot{u}_i) \quad (2)$$

En FLAC3D se monitorea la razón de la fuerza no balanceada para determinar la condición de equilibrio estático. “unbalanced force ratio” es la razón entre la fuerza no-balanceada F_i , y la magnitud de la fuerza aplicada F_m . Por defecto se tiene que cuando $F_i/F_m < 1.0e-5$, el modelo se considera en estado de equilibrio, esto es comparable al nivel de error residual o criterio de convergencia definido por los métodos de solución matricial usada en muchos programas de elementos finitos. En FLAC3D, el nivel de error se cuantifica por la razón de las fuerzas no balanceadas, tanto en FLAC3D como en soluciones de elementos finitos, el proceso de solución estática termina cuando el error está por debajo de un cierto valor.

En la siguiente imagen se presenta un esquema del ciclo de cálculo explícito básico de resolución de FLAC3D, referido a un paso de cálculo Δt .

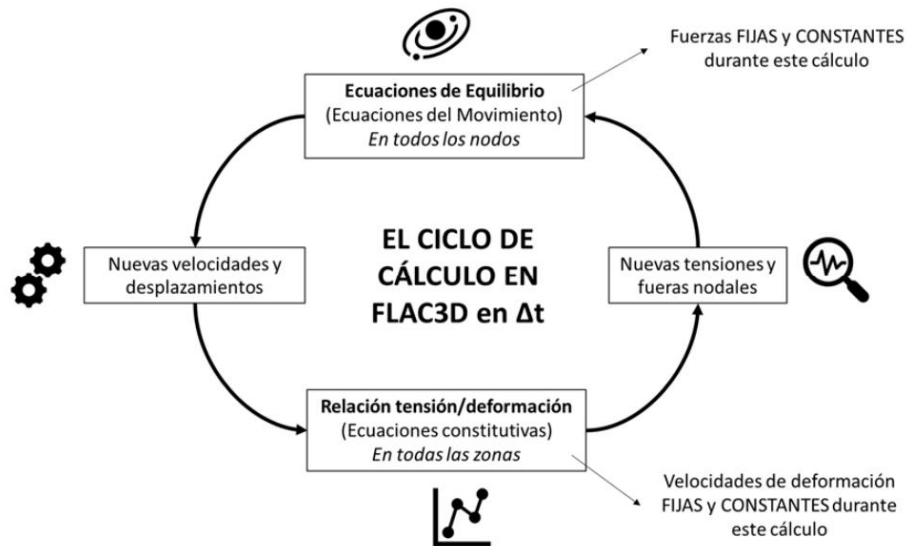


Ilustración 2: Esquema del ciclo de cálculo de FLAC3D. Fuente: Itasca

La ilustración anterior muestra un esquema del ciclo de cálculo básico que utiliza FLAC3D, que consiste básicamente en a partir de la ecuaciones de movimiento calcular la fuerza, a partir de la cual, se calcula la aceleración y con ella las nuevas velocidades para obtener así los desplazamientos, posteriormente con los desplazamiento obtenidos calcula las deformaciones y a través del modelo constitutivo las relaciona con los esfuerzos y con las

nuevas tensiones recalcula las fuerzas mediante las ecuaciones de movimiento, este ciclo se realiza en cada nodo del modelo hasta alcanzar el criterio de convergencia.

3.2.3 Evaluación de la Energía

Tal como se mencionó anteriormente, los estallidos de roca son un fenómeno geológico de carácter instantáneo que ocurre en minas subterráneas, se tienen registros de este fenómeno desde hace décadas y existen estudios al respecto que están orientados a la predicción y los mecanismos de estos, realizando análisis principalmente en base a los esfuerzos y el desplazamiento. Estudios más recientes han implementado otro enfoque para estudiar estos fenómenos, como es el caso de Thomas (Hauquin, 2016) quien demostró, a partir de consideraciones teóricas y en línea con lo sugerido por otros autores, que la intensidad de la inestabilidad de un sistema puede ser caracterizada por el exceso de energía cinética que teóricamente es necesario disipar (W_k) para que vuelva a un nuevo estado de equilibrio tras la falla. En base a los estudios y consideraciones realizadas por Hauquin es que se estudia los estallidos de rocas desde un punto de vista energético.

3.2.3.1 Energía cinética liberada

Existen diversos métodos para calcular de la energía cinética disipada, como lo son los métodos gráficos donde se determina el área entre curvas que derivan de un método analítico y solo son aplicables a sistemas idealizados, métodos explícitos que se basan en un cálculo local directo de la energía cinética (W_k) en tiempo y espacio dentro de modelos numéricos explícitos, y los métodos implícitos que consisten en aplicar un balance energético en dos estados de equilibrio diferentes. Un método implícito utilizado por algunos programas para determinar la W_k consiste en calcular el balance energético global del sistema modelizado entre dos estados de equilibrio estático sin considerar las transferencias de energía en los estados intermedios. Este método sólo es aplicable cuando el sistema modelizado es perfectamente elástico, ya que las deformaciones irreversibles (plásticas) dependen de la trayectoria de tensiones seguida en los estados intermedios. Además, no permite considerar una evolución dinámica del sistema ya que el tiempo no interviene en el cálculo. Sin embargo, tiene la ventaja de ser aplicable a la mayoría de los métodos numéricos actuales (elementos finitos, elementos de contorno y diferencias finitas).

Realizando un balance de la energía mecánica del modelo entre 2 estados, uno inicial que considera las condiciones naturales del macizo rocoso, y un estado final donde ya se ha realizado una excavación en el macizo, se tiene que la energía inicial del modelo está compuesta por:

$$E_{gpi} + U_{ci} \quad (3)$$

Donde E_{gpi} corresponde a la energía potencial gravitatoria inicial y U_{ci} a la energía de deformación elástica inicial.

El estado final del modelo está compuesto por:

$$E_{gpf} + U_{cf} - W_{ext} + W_{dis} \quad (4)$$

Donde E_{gpf} corresponde a la energía potencial gravitatoria final, U_{cf} a la energía de deformación elástica final, W_{ext} al trabajo realizado por las fuerzas externas y W_{dis} a la energía mecánica disipada, la cual a su vez está compuesta por:

$$W_{dis} = W_{plas} + W_k \quad (5)$$

Donde, W_{plas} corresponde a la energía de deformación plástica disipada y W_k a la energía cinética disipada.

Mediante la primera ley de la termodinámica que habla sobre la conservación de la energía en un sistema, se pueden relacionar los 2 estados evaluados del modelo, obteniendo que es posible determinar la energía cinética disipada según las ecuaciones:

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

$$0 = \Delta E_{gp} + \Delta U_c - W_{ext} + W_{plas} + W_k \quad (7)$$

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

La energía de deformación elástica es el aumento de la energía interna acumulada dentro de un sólido como resultado del trabajo realizado por las fuerzas que causan la deformación (Hauquin, 2016). En el modelo esta energía debe ser calculada para cada zona según la ecuación:

$$U_{ci} = \frac{V_i}{2E} (\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_1\sigma_3 + \sigma_2\sigma_3)) \quad (9)$$

Donde V_i representa el volumen de la zona, E el módulo de Young, ν el módulo de Poisson, y $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ corresponde a los esfuerzos principales mayor, intermedio y menor respectivamente. La energía de deformación elástica total en un estado de equilibrio corresponde a la sumatoria de todas las zonas que componen la malla del modelo, siendo de la forma:

$$U_c = \sum_{zonas} U_{c_i} \quad (10)$$

Entonces, la energía de deformación elástica entre dos estados de equilibrio puede expresarse como:

$$\Delta U_c = U_c^f - (U_c^i - U_m) \quad (11)$$

Donde U_m corresponde a la energía elástica almacenada inicialmente en la parte que fue excavada en el modelo.

La energía potencial gravitatoria representa el potencial que un objeto tiene para hacer trabajo como resultado de estar situado en una posición particular en un campo gravitacional, dicha energía fue calculada en los nodos según la ecuación:

$$E_{gp_i} = m_i \cdot \vec{g} \cdot \vec{z}_i \quad (12)$$

Donde m_i corresponde a la masa de cada elemento, g es la aceleración de gravedad y z_i corresponde a la altitud de un elemento en el sistema de referencia escogido. La energía potencial gravitatoria total en un estado de balance está dada por la sumatoria de todas las zonas que componen la malla del modelo, siendo calculada como:

$$E_{gp} = \sum_{zonas} E_{gp_i} \quad (13)$$

La energía potencial gravitatoria entre dos estados de equilibrio es calculada como:

$$\Delta E_{gp} = E_{gp}^2 - E_{gp}^1 = m_i \cdot \vec{g} \cdot (z_{gp}^f - z_{gp}^i) \quad (14)$$

Donde cabe destacar que la diferencia de altitudes entre los dos estados de equilibrio corresponde al desplazamiento del centro de gravedad de cada elemento, siendo positivo en contra de la dirección de la aceleración de gravedad.

El trabajo de las fuerzas externas corresponde a la energía mecánica que se proporciona al sistema como resultado del trabajo de las fuerzas desequilibradas que actúan sobre su superficie. El trabajo que es realizado por la fuerzas externas sobre un nodo es calculado como:

$$W_{ext_j} = |\vec{F}_j \cdot \vec{u}_j| \quad (15)$$

Donde F_j corresponde la fuerza externa actuante en un nodo y u_j el desplazamiento experimentado por el nodo. El trabajo de las fuerzas externas total en un estado de equilibrio

es la sumatoria de los trabajos calculados en todos los nodos que componen la malla del modelo, siendo de la forma:

$$W_{ext} = \sum_{nodes} W_{ext_j} \quad (16)$$

Finalmente, la energía cinética teóricamente disipada en la escala del sistema modelado entre los dos estados de equilibrio se obtiene por:

$$W_k = \sum_j^k W_{ext_j} - \sum_i^f (\Delta E_{gp_i} + \Delta U_{ci}) \quad (17)$$

3.2.3.2 Indicadores energéticos

Los investigadores coinciden en que es muy difícil predecir con exactitud el momento en que se producen los estallidos de rocas debido a la aleatoriedad y la complejidad del mecanismo de los estallidos de rocas (Qian, 2014). Sin embargo, la aparición de estallidos de rocas está determinada principalmente por el cambio en la tensión del suelo causado por la excavación de masas rocosas profundas. La tecnología de prospección geológica, la tecnología de detección de la tensión del suelo, las teorías y métodos de mecánica de rocas y el desarrollo a largo plazo de la simulación numérica han permitido realizar una predicción cualitativa y cuantitativa de la ubicación y la intensidad de los estallidos de rocas (Wang et al., 2021). En las últimas décadas, los estudiosos han propuesto una serie de indicadores de predicción y evaluación del potencial de estallido de rocas basados en una variedad de teorías de estallido de rocas, y fenómenos de estallido de rocas desde los aspectos de resistencia, rigidez, energía, estabilidad, fractura, daños, etc. (Li et al., 2013).

Entre los principales indicadores de posibles estallidos de rocas es posible encontrar el ERR (Energy Release Rate) que está definido como la energía liberada por área minada, cuantificando la energía potencial gravitatoria liberada del macizo rocoso a medida que avanza la explotación minera, el BPI (Burst Potential Index) que permite calcular la energía inducida por la minería que se almacena en el macizo rocoso, suponiendo que una falla violenta de estallido de rocas tendrá lugar cuando energía almacenada supere el valor crítico, el LSS (Loading System Stiffness) que define el potencial de deformación cuando ocurre un estallido de roca, si LSS es grande, la energía se libera de forma relativamente lenta con el daño progresivo, pero con valores pequeños, la energía se libera a un ritmo mucho mayor, el SED (Strain Energy Density) que está definida como la energía de deformación elástica máxima por unidad de volumen que puede soportar una muestra de roca antes de fallar por compresión, y el LERR (Local Energy Release Rate) que puede caracterizar el cambio de energía de deformación en cierta posición de la roca, diferenciando entre la densidad de energía elástica antes y después del fallo. Este índice puede reflejar la complejidad de la

evolución energética de la roca circundante bajo diferentes condiciones de estrés que incluyen el proceso de liberación, transducción y disipación de energía (Jiang et al., 2010).

El índice LERR será utilizado para determinar la probabilidad de ocurrencia de un estallidos de rocas, este índice se refiere a la liberación repentina de energía almacenada en la masa rocosa cuando la energía de deformación concentrada en un área local de roca es mayor que su capacidad límite durante la excavación, por lo que, se relacionará la intensidad de energía de deformación según los pasos de tiempo en un modelo dinámico, donde, si se evidencia una significativa diferencia entre el valor máximo de intensidad (peak) y el valor mínimo (post-peak o residual), se determina una alta probabilidad de la ocurrencia de un estallidos de roca.

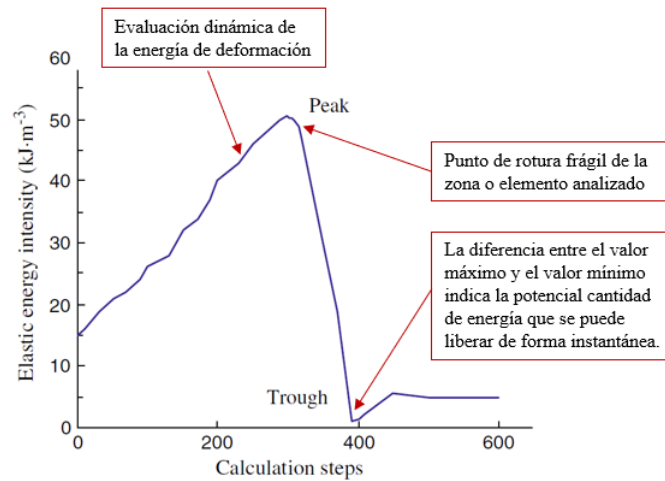


Ilustración 3: Índice LERR aplicado en una única zona de análisis de un modelo numérico.

Fuente: Q. Jiang, 2010.

3.2.3.3 Límite de almacenamiento de energía

En general se reconoce que, como material frágil, existe un límite para la capacidad de almacenamiento de energía de deformación del macizo rocoso. El límite de almacenamiento de energía del macizo rocoso para un caso de presión tridimensional se puede calcular mediante la ecuación propuesta por (Fan et al., 2021).

$$U_c = \frac{\sigma_c^3}{2E_0(\sigma_1 - \sigma_3)} \quad (18)$$

A partir de la ecuación (18) se calcularán las zonas que poseen una energía de deformación (dada por la ecuación 10) mayor a la capacidad de almacenamiento máximo. Para una vez

identificadas las zonas del modelo, establecer un radio de roca preponderante a liberar energía en función del volumen de roca excavada (radio de roca afectada).

4 METODOLOGÍA

El estudio y análisis del fenómeno estallidos de rocas se realiza para una galería subterránea de sección circular, bajo la metodología descrita en la *ilustración 4* la cual a grandes rasgos contempla 3 etapas, la creación del modelo a implementar en el estudio y con el que se realizarán las simulaciones, las simulaciones como tales que entregarán respuesta a los objetivos del estudio a realizar, y la etapa de análisis e interpretación de resultados.

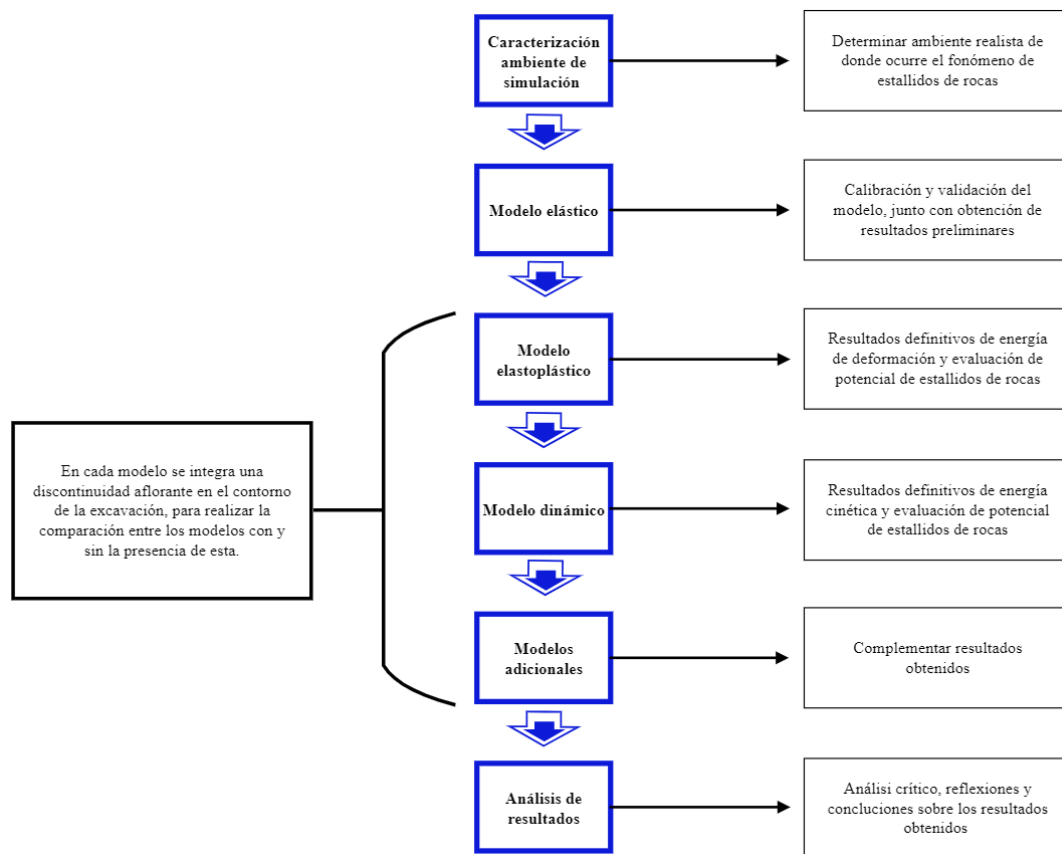


Ilustración 4: Esquema de metodología a implementar.

En la ilustración anterior se puede apreciar el esquema de la metodología implementada en este estudio, que consta de 6 grandes etapas. En la primera etapa se definen las características del ambiente de simulación, estableciendo las propiedades que tendrán las zonas del modelo, para luego (segunda etapa) crear el un modelo elástico estableciendo las dimensiones de este,

sus condiciones de borde, los esfuerzos a los que estará sometido y realizado además calibración de este realizando variaciones a la malla del modelo y comparando valores de esfuerzos y deformaciones con ecuaciones teóricas. La tercera etapa consiste en realizar las simulaciones para un modelo elastoplástico integrando una discontinuidad, obtenido los primeros resultados sobre la influencia de una discontinuidad en el potencial de un estallido de rocas. Posteriormente en la cuarta etapa se crean modelos dinámicos para determinar en estos la energía cinética y con ella evaluar el potencial de estallidos de rocas. En la cuarta etapa, una vez obtenidos los resultados que responden a los objetivos de la investigación, se crean nuevos modelos para complementar los resultados obtenidos, variando parámetros geométricos y de esfuerzos. Finalmente en la última etapa se analizan los resultados obtenidos, determinando la respuesta a los objetivos planteados y realizando las primeras conclusiones sobre el estudio realizado. Cabe destacar que en cada etapa se obtienen los resultados preliminares, los que son analizados evaluando su coherencia con la teoría, donde en caso de entregar resultados poco coherentes se modifica el código y se corre la simulación nuevamente.

4.1 Caracterización del ambiente de simulación

Los resultados y conclusiones obtenidos de este estudio son realizados en base a simulaciones según los parámetros de entrada que fueron ingresados, por esto definir adecuadamente los inputs del modelo numérico es de suma importancia para obtener resultados fiables del fenómeno de estudio. A través de la caracterización del ambiente de simulación se precisan las propiedades que gobernarán la mecánica del modelo, y con ello los estallidos de rocas. La caracterización consiste en determinar las propiedades que poseerá el ambiente de simulación, realizando una selección cuidadosa y justificada de modo que el modelo creado sea lo más representativo de realidad posible.

A grandes rasgos, tal como se comentó en la sección anterior, los estallidos de rocas son un fenómeno geológico característico de zona profundas de grandes esfuerzos y rocas duras, característica que suele encontrarse en minería subterránea de gran profundidad, además la presencia de planos de debilidad propicia el que ocurran estos fenómenos, es por esto que, se determinaron las propiedades del modelo en base a una roca típica de la mina “El Teniente”, donde este fenómeno geológico suele presentarse, llamada CMET. En la siguiente tabla de muestran las propiedades utilizadas de la litología señalada.

Tabla 2: Propiedades macizo rocoso CMET

Propiedad	Valor	Unidad
Módulo de Young	36	[GPa]
Módulo de Poisson	0,21	-
Densidad	2800	[kg/m ³]

4.2 Modelo elástico

El modelo elástico tiene como objetivo calibrar y validar los resultados de una simulación con los obtenidos empíricamente utilizando las ecuaciones de Lamé, verificando si el modelo creado es representativo de la realidad. Este modelo representa el caso base de estudio, a partir del cual se realizarán las simulaciones definitivas que responderán los objetivos de este trabajo, con lo cual es de suma importancia crear un modelo elástico representativo de la realidad y concordante con la teoría.

El software FLAC3D cuenta con comandos para acceder a geometría trae por defecto, a las cuales se les conoce como primitivas, a través las primitivas es posible crear una mallas representativas de galerías subterráneas profundas, y geometrías más complejas realizando combinaciones de diferentes primitivas.

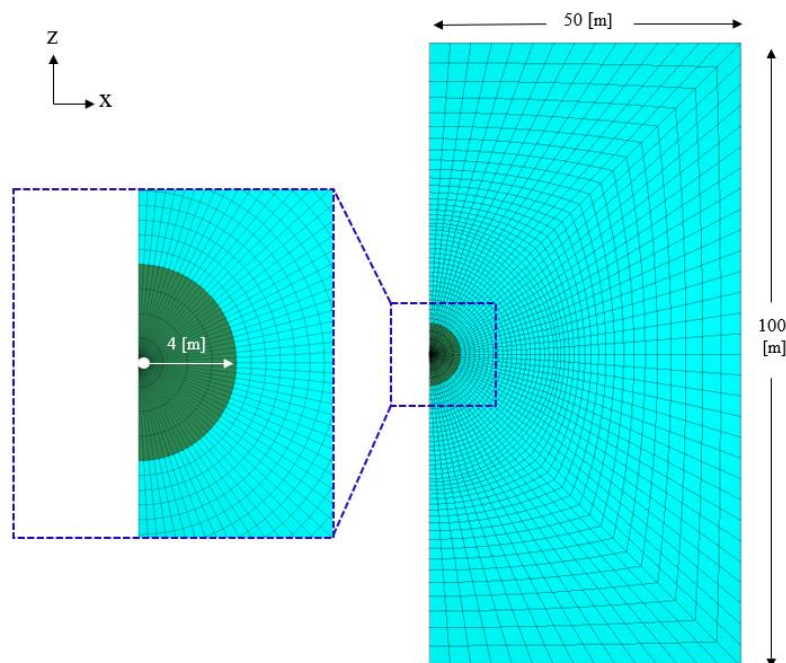


Ilustración 5: Geometría del modelo preliminar.

En la ilustración anterior se puede apreciar la geometría creada, la cual consiste en la mitad de una excavación circular cuyo radio es de 4 [m] donde esta se encuentra a media altura del extremo izquierdo, el contorno de la excavación lo que corresponde al macizo rocoso presenta un ancho de 50 [m] (eje X) una diferencia de cotas de 100 [m] (eje Z) y una profundidad de 0,2 [m] (eje Y), esto último se debe a que el estudio se centra en determinar la influencia que existe en el contorno de la excavación, por ello se considera la geometría de un “plano”.

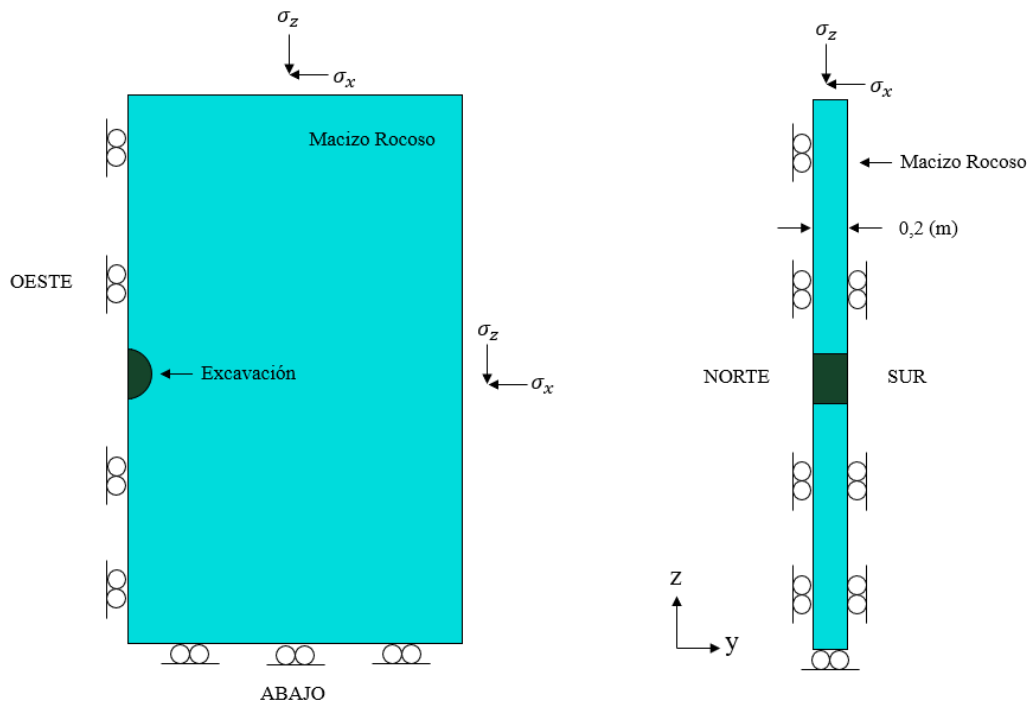


Ilustración 6: Condiciones de borde del modelo.

Para representar la condición de gran profundidad y elevados esfuerzos es que al modelo se le aplicó esfuerzos verticales y horizontales de 100 [Mpa]. Las condiciones de borde aplicadas a la geometría fueron bloquear los desplazamientos perpendiculares a las caras norte, sur, oeste y abajo, esto con el fin de observar solo la deformación generada por la excavación y en el plano de esta, en la *ilustración 6* se puede apreciar con mayor detalle las condiciones de borde aplicadas.

La calibración es el proceso de comparar los valores obtenidos, en este caso, por una simulación preliminar, con la medida correspondiente de un patrón de referencia. Por su parte la validación del modelo consiste en asegurarse, mediante literatura analítica (o empírica), que el modelo que se desea utilizar se acerque en gran medida a la realidad. Dichas etapas se realizan una vez definidas las propiedades y especificaciones del modelo, previo a las simulaciones numéricas propiamente tales del estudio.

La calibración y validación del modelo se realiza mediante las ecuaciones Lamé, las cuales están definidas para un campo finito (a diferencia de las ecuaciones de Kirsch), a través de

estas se determinó la condición de esfuerzos, deformación y desplazamiento alrededor de la excavación, dichos parámetros fueron medidos a diferentes distancias de la excavación.

Un primer paso para ajustar los resultados de esfuerzos, deformación y desplazamientos del modelo elástico fue determinando una densidad de malla. Si bien la malla es posible discretizarla en cada uno de los ejes coordenados, al realizar el estudio para un “plano” es que se considera variar la malla solamente en forma radial a la excavación y perpendicular a esta considerando mallas regulares, lo cual se puede apreciar en mayor detalle en la *Ilustración 7*.

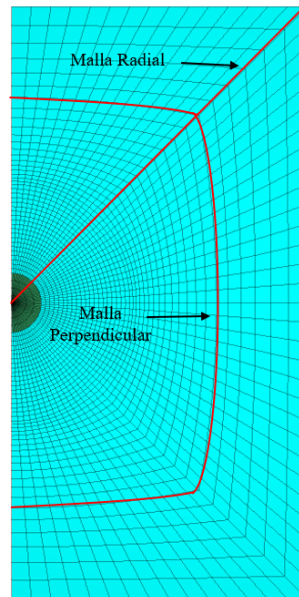


Ilustración 7: Mallado radial y perpendicular a la excavación.

En general al realizar la calibración se observó que los resultados para las magnitudes de esfuerzos se ajustaban bastante a los teóricos calculados con las ecuaciones de Lamé, las mayores diferencias surgían al comparar los desplazamientos con dichas ecuaciones, donde particularmente el desplazamiento neto, es decir, el generado por la excavación, es el que presentaba mayores diferencias con su valor teórico. Es por esto por lo que se determinó la malla más óptima como la que minimizara el porcentaje de diferencia de este parámetro con su valor teórico. Para más detalles sobre la calibración de esfuerzos y desplazamientos ver *anexo 1*.

Una vez realizadas diversas pruebas con distintas densidades de malla (regulares), y comparando en cada una con respecto a un valor teórico (desplazamiento neto) se obtuvo que el tamaño de malla óptimo para el modelo era de 60x60 elementos radiales y axiales. Si bien la malla 30x30 y 60x60 eran las que más se acercaban a la curva de desplazamiento neto teórica, se opta por considerar la malla de 60x60 por esta presenta una mayor precisión de los resultados en el borde de la excavación (ver *anexo 1*) que es la zona en donde se centra el estudio. El siguiente gráfico muestra los resultados obtenidos para las diferentes mallas evaluadas.

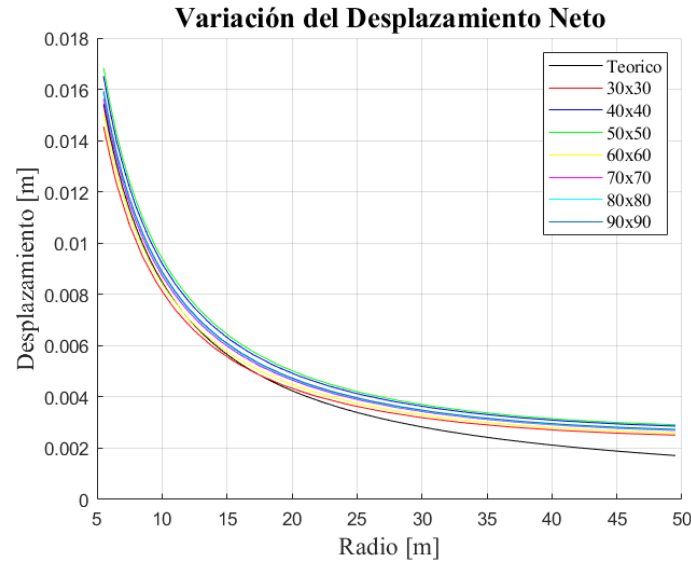


Gráfico 1: Variación del desplazamiento neto según tamaño de malla.

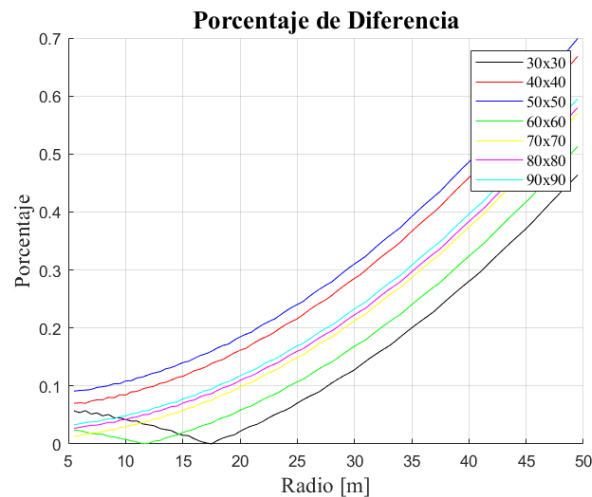


Gráfico 2: Porcentaje de diferencia para distintas mallas.

Para aumentar exactitud del modelo con los valores teóricos entregados por las ecuaciones de Lamé, es que adicionalmente se ajusta el “ratio” del modelo, que es un parámetro que en FLAC3D básicamente indica en que zona del modelo se concentrará una mayor cantidad de elementos. Si bien en el software se pueden ajustar los ratios para cada una de las coordenada de las diferentes mallas, como se dijo anteriormente el estudio se centra en el contorno de la excavación por lo que se evalúa el ratio de la componente perpendicular con el objetivo de aumentar la cantidad de zonas en las cercanía de la excavación.

Para esta segunda calibración se consideró la malla de 60x60 como base, obteniendo como resultado que el ratio que mejor ajusta el desplazamiento neto con los valores teóricos es el

ratio 1, ya que es el que posee un mejor porcentaje de diferencia en comparación con los otros ratios. En los siguiente gráficos se detallan los resultados obtenidos para la segunda calibración.

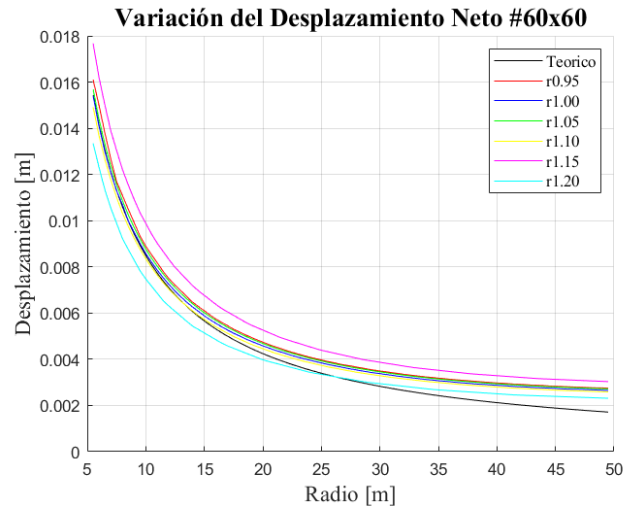


Gráfico 3: Variación del desplazamiento neto según ratio.

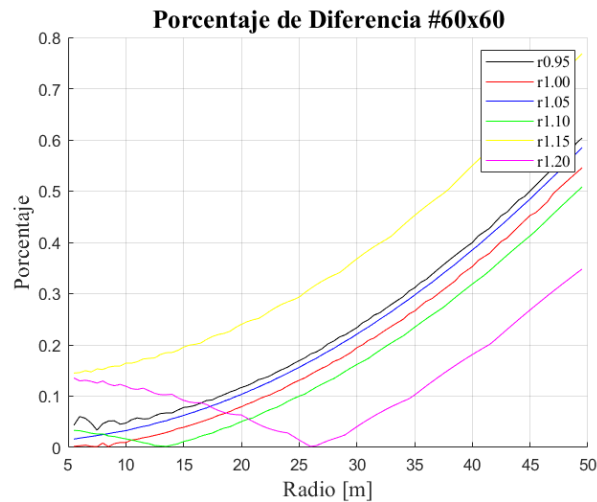


Gráfico 4: Porcentaje de diferencia para distintos ratios.

Finalmente, una vez realizadas las calibraciones respectivas es que se obtienen los resultados expuestos en la *tabla 3*, donde se detalla el porcentaje de diferencia que posee cada variable en comparación con su valor teórico. Es importante mencionar que el mayor porcentaje de diferencia ocurre a 50 [m] del modelo, que corresponde a los límites del modelo, y es de un 36% para la variable de desplazamiento neto, esta variación se analizó en detalle y se descubrió que su valor en magnitud corresponde a aproximadamente 1 [cm], llegando a la conclusión de que para valores de magnitud tan pequeños (del orden de milímetros) pequeñas variaciones reflejan grandes cambios porcentuales, además sumado a que la variación se

encuentra en el borde del modelo y no cercano a la excavación, no presentaría mayor relevancia en los resultados el estudio en cuestión.

Tabla 3: Porcentajes de diferencia para esfuerzos y desplazamientos post calibración.

Radio	Dif. % Esf.Tang	Dif. % Esf.Rad	Dif. % Esf.Axi	Dif. % Desp.Tot	Dif. % Desp.Netto	Dif. % Desp.Ini
5,0	3%	5%	4%	3%	4%	1%
6,0	4%	4%	3%	3%	4%	1%
7,0	1%	3%	1%	3%	4%	1%
8,0	3%	3%	1%	2%	4%	1%
9,0	1%	3%	1%	2%	4%	1%
10,0	0%	3%	1%	2%	3%	1%
11,0	0%	2%	1%	2%	3%	1%
12,0	0%	2%	1%	2%	3%	1%
13,0	2%	1%	1%	1%	2%	1%
14,0	1%	0%	1%	1%	1%	1%
15,0	1%	1%	1%	1%	1%	1%
16,0	0%	1%	1%	1%	0%	1%
17,0	1%	0%	1%	1%	0%	1%
18,0	1%	1%	1%	1%	1%	1%
19,0	1%	0%	1%	1%	2%	1%
20,0	1%	0%	1%	1%	2%	1%
21,0	1%	0%	1%	1%	3%	1%
22,0	1%	0%	1%	1%	4%	1%
23,0	1%	0%	1%	1%	5%	1%
24,0	1%	0%	1%	1%	6%	1%
25,0	1%	0%	1%	1%	7%	1%
30,0	1%	0%	0%	1%	12%	1%
35,0	1%	0%	0%	1%	15%	1%
40,0	1%	0%	0%	1%	19%	1%
45,0	1%	0%	0%	0%	27%	1%
50,0	0%	0%	0%	0%	36%	1%

Una vez realizadas las evaluaciones preliminares del modelo elástico, y ajustado este a las condiciones reales que se tendría para un estudio de este tipo, el modelo preliminar pasa a utilizarse como modelo elástico, con las mismas. Se establece un modelo constitutivo elástico al modelo utilizando las propiedades mencionadas en la *tabla 2* y se realizan simulaciones para determinar la energía de deformación elástica, el trabajo realizado por la fuerzas externas y la energía potencial gravitatoria. Adicionalmente, se crea otro modelo elástico

bajo las mismas condiciones, pero con la diferencia que se integra una discontinuidad, esto para observar la influencia que presenta la adicción de una discontinuidad en las variables energéticas mencionadas anteriormente y de esta manera analizar el impacto que tienen estas en un estallidos de rocas.

La discontinuidad creada posee propiedades desfavorables, sin cohesión y un bajo ángulo de fricción, las cuales se puede apreciar en la siguiente tabla.

Tabla 4: Propiedades discontinuidad

Propiedad	Valor	Unidad
Rigidez Normal	5	[GPa]
Rigidez Corte	0,5	[GPa]
Ángulo Fricción	20	[°]
Cohesión	0	[MPa]

Al trabajar con un modelo constitutivo elástico, para un modelo estático se determinará el radio de falla máximo para las diferentes zonas del modelo, el cual se determinará como las zonas que presenten una energía de deformación elástica que exceda el límite de almacenamiento según lo estipulado en la *ecuación 18* presente en el marco teórico, determinando la distancia desde el centro de la excavación al centroide de la zona evaluada.

4.3 Modelo elastoplástico

Tal como se comentó con anterioridad, a partir del modelo elástico, una vez calibrado, validado y con las propiedades pertinentes que representan la condición de estudio, se creará un modelo elastoplástico, estableciendo un modelo constitutivo IMASS, donde las propiedades utilizadas según la litología CMET que se utiliza para el estudio se pueden apreciar en la siguiente tabla.

Tabla 5: Propiedades macizo rocoso CMET

Propiedad	Valor	Unidad
Densidad	2800	[kg/m ³]
GSI	75	-
UCS	118	[MPa]
mi H&B	9,1	-
Módulo de Young Roca Int.	60	[GPa]
Módulo de Poisson	0,21	-

Al igual que para el caso elástico, al modelo elastoplástico se le integra una discontinuidad aflorando en la pared de la excavación con un manto de 45° , esta se integra como interfase (una superficie) dividiendo al macizo en 2 grupos pero manteniendo las propiedades de este en ambos, y a la interfase creada se le asignan las propiedades expuestas en la *tabla 4*, realizando un contraste entre un modelo con discontinuidad y uno sin esta, para así responder a los objetivos del estudio. En la *ilustración 8* se presenta la ubicación y disposición de la discontinuidad en el modelo.

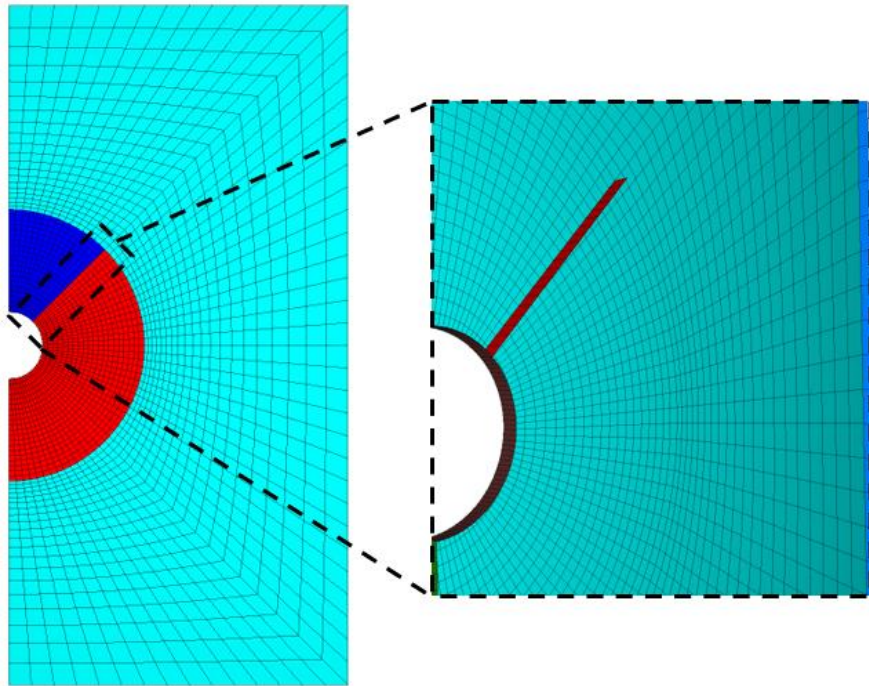


Ilustración 8: Orientación de discontinuidad en el modelo.

Con las simulaciones realizadas en este modelo se determina la energía de deformación, el trabajo realizado por las fuerzas externas, la energía potencial gravitatoria y el trabajo plástico, magnitudes que son comparadas con el modelo elástico realizado.

En similitud a lo comentado para el modelo elástico, se comparan los resultados de los modelos con y sin la presencia de una discontinuidad, esto con el objetivo de observar la influencia que tiene una discontinuidad geológica en variables energéticas, con lo cual se analiza la influencia que esta posee en un estallido de rocas para una galería subterránea. Para un modelo constitutivo elastoplástico, para un caso estático se evalúa el radio de falla de igual manera a los modelos elásticos, evaluando las zonas que presentan una energía de deformación mayor al límite de almacenamiento (*ecuación 18*), y determinando la distancia desde el centro de la excavación a estas zonas. El radio de falla se utilizará para determinar la intensidad de un estallido de rocas en los diferentes modelos creados.

4.4 Modelo dinámico

Para identificar en que instante de tiempo hay un cambio abrupto en la energía se diseña un modelo dinámico. En primera instancia se activa la configuración de modelos dinámicos en FLAC3D, para luego establecer un modelo de amortiguamiento local que irá amortiguando la onda a medida que se propaga por el macizo rocoso, adicionalmente se establece un amortiguamiento en la paredes del modelo donde ingresan los esfuerzos (arriba, este), esto para evitar que si la propagación de una onda llega al contorno del modelo esta se refleje, ya que perjudicaría los cálculos. Los cálculos para determinar la energía cinética corresponden a la multiplicación del factor alpha de amortiguamiento por la fuerza y la velocidad en cada nodo, esto para todos los nodos del modelo y para todos los pasos de tiempo, obteniendo como resultado la suma total de la energía cinética del modelo para el intervalo de tiempo indicado, valor que se discretiza para cada zona del modelo realizando un promedio entre la energía cinética que poseen todos los nodos de una zona y dividiéndolo por el volumen de esta, lo anterior para todas las zonas del modelo.

Para el modelo dinámico también se agrega una discontinuidad en la geometría aflorando en la pared de la excavación con un manteo de 45°, integrando esta como un interfase (una superficie) que dividiendo al macizo en 2 grupos y manteniendo las misma propiedades en estos, tal como se pudo apreciar en la *ilustración 8*, a la interfase creada se le asignan las propiedades expuestas en la *tabla 4*.

El modelo dinámico se realiza con el fin de evaluar la intensidad y probabilidad de un estallido de rocas a partir de la energía cinética calculada en este, según lo comentado en el marco teórico. Además, de verificar si se cumple el equilibrio energético teórico, comparando la energía cinética obtenida de los modelos estáticos (plástico y dinámico) que evalúan una condición inicial y una final, con los modelos dinámicos que evalúan una fenómeno durante un determinado tiempo (Δt).

4.5 Modelos adicionales

A modelo de complementar los resultados obtenidos en las secciones descritas anteriormente es que se diseñan 2 nuevos modelos, el primero consiste en un modelo donde se establece un modelo constitutivo elastoplástico, similar al descrito en la **sección 4.3** pero con la diferencia de que en este caso la discontinuidad se integra con un manteo de 0° en la pared de la excavación, propiedades asignadas son las expuestas en la *tabla 4* y la forma en que esta se integra es idéntica a lo comentado anteriormente, separando el macizo rocoso en grupos que mantienen las mismas propiedades y creando una interfase donde se aplican las propiedades. El objetivo de este modelo consiste en evaluar la influencia que posee utilizar una razón de esfuerzo mayor y menor a 1, de ahí que se oriente la discontinuidad de manera horizontal, en la energía de deformación y cinética del modelo.

El segundo modelo es similar al primero en términos del modelo constitutivo, pero en este caso no se cambia la orientación de la discontinuidad, aflorando en la pared de la excavación

con un manto de 45° , ni tampoco se hace variar la razón de esfuerzos, manteniendo esta constante en 1, la diferencia que posee este modelo es la adición de una carga puntual de esfuerzo compresivo. El objetivo de este modelo es para simular el efecto que tendría una onda sísmica de compresión que se propagara por el modelo al aproximarse a las zonas de contorno de la excavación, y con ello analizar la influencia de este fenómeno en las variables energéticas de estudio, la energía cinética y de deformación.

4.6 Análisis de resultados

Una parte importante de este trabajo resulta de encontrar una forma de comparar los resultados y ver cómo se puede analizar la influencia que tiene una estructura geológica presente en una excavación subterránea en la generación de estallidos de rocas, determinado la probabilidad de ocurrencia de estos y la magnitud que estaría asociada en caso de ocurrir.

En primera instancia se realiza un análisis de los esfuerzos principales de los modelos creados, para tener una idea preliminar de los resultados a obtener, ya que estos son de gran influencia en la energía de deformación. Seguido de ello se realiza una comparación entre los modelos sin discontinuidad y con la presencia de esta, realizando un análisis respecto al comportamiento y la concentración de las energías cinética y de deformación, evidenciando el impacto que posee una discontinuidad en una galería subterránea. Posteriormente, para determinar la intensidad que tendrá un estallido de rocas, se utiliza la energía cinética liberada y el radio de falla generado, realizando la multiplicación de estas variables en una matriz de intensidad. Para determinar la probabilidad de ocurrencia se utiliza la razón de liberación de energía local, más conocido como índice LERR por sus siglas en inglés (local energy release rate), el cual evalúa dinámicamente la densidad de energía de deformación que se genera en cada zona del modelo, cuando se observa una importante diferencia entre la condición “peak” de la energía de deformación y la energía residual se establece un posible estallido de rocas ya que existe un alto potencia de energía a ser liberada.

5 RESULTADOS

En las secciones anteriores se ha presentado el contexto del trabajo a realizar y se han definido las bases para determinar todos los parámetros importantes con los cuales se puede simular el ambiente y la geometría requerida, también se ha detallado la metodología para llevar a cabo este trabajo. En esta sección se presenta en detalle las principales consideraciones y suposiciones que se tuvieron durante la ejecución de la metodología de trabajo mostrando los principales resultados obtenidos de las simulaciones realizadas en el software FLAC3D, para estudiar el fenómeno geológico conocido como estallido de rocas.

Tal como se mencionó con anterioridad, el estudio se basa en galerías subterráneas profundas, donde las propiedades del entorno ya fueron mencionadas en la sección anterior, pero la condición de profundidad no se comentó explícitamente, y esta fue integrada a los modelos mediante altos esfuerzos, que corresponde a esfuerzos horizontales y verticales de 100 [Mpa]. Si bien en el estudio se determinan diversas variables energéticas, las de mayor relevancia

para el estudio son la energía cinética y de deformación, ya que con estas se determinará la intensidad y la probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas, y, además para los modelos elastoplásticos también se analiza el trabajo plástico generado. Los resultados obtenidos para dichas variables en diferentes condiciones de modelos constitutivos, con y sin la presencia de una discontinuidad, se detalla a continuación.

5.1 Esfuerzos alrededor de la excavación

De manera preliminar se realiza una evaluación de los esfuerzos tangenciales, radiales y axiales presentes en los diferentes modelos creados, esto para tener una noción previa de los resultados obtenidos y con ello evaluar la coherencias de estos. Se avaluó el esfuerzo máximo, intermedio y mínimo ya que mediante estos se calcula la energía de deformación la cual es de suma importancia para el estudio en cuestión puesto que mediante esta se determina el radio de falla y al probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas. Cabe destacar que la convención de signos en FLAC3D asigna los esfuerzos compresivo como negativos.

5.1.1 Modelo Elástico

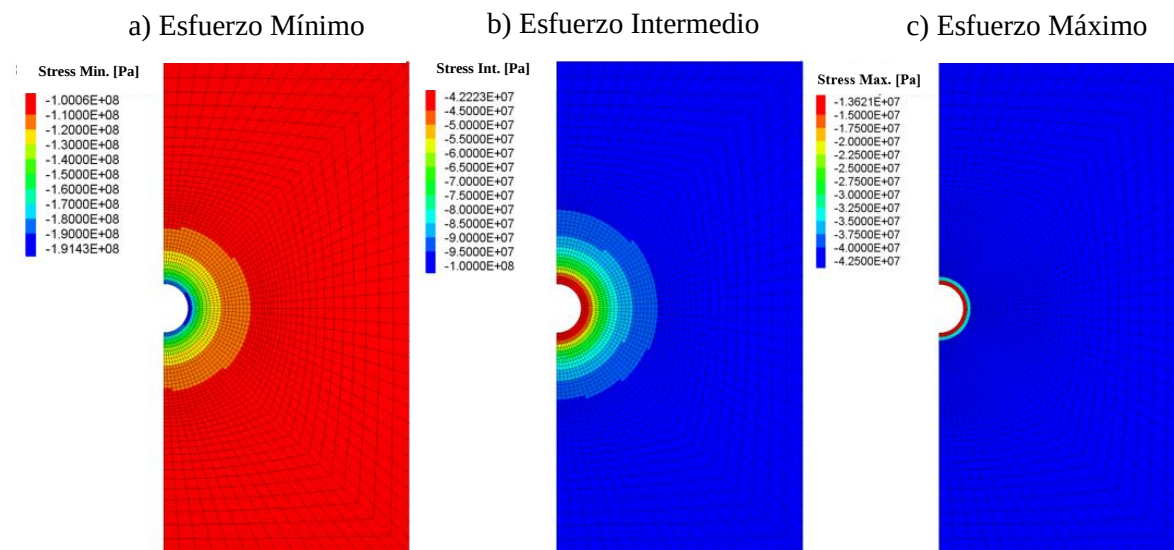


Ilustración 9: a) Esfuerzo mínimo, b) Esfuerzo intermedio y c) Esfuerzo máximo.

En la ilustración anterior se aprecian los diferentes esfuerzos para el modelo constitutivo elástico sin la presencia de una discontinuidad, donde se encuentran el esfuerzo mínimo “a)”

que es el tangencial, el esfuerzo intermedio “b”) que representa el radial y el esfuerzo máximo “c)”) que corresponde al axial. Se observa que el esfuerzo axial es constante a lo largo de todo el modelo con un valor medio de 40 [Mpa] y disminuyendo solo en las zonas de contorno de la excavación, el esfuerzo radial, como su nombre lo indica, disminuye a medida que nos acercamos a la excavación llegando a valores de 42 [Mpa], y el esfuerzo tangencia al contrario del último mencionado, aumenta a medida que nos acercamos a la excavación, alcanzando magnitudes de 191 [Mpa].

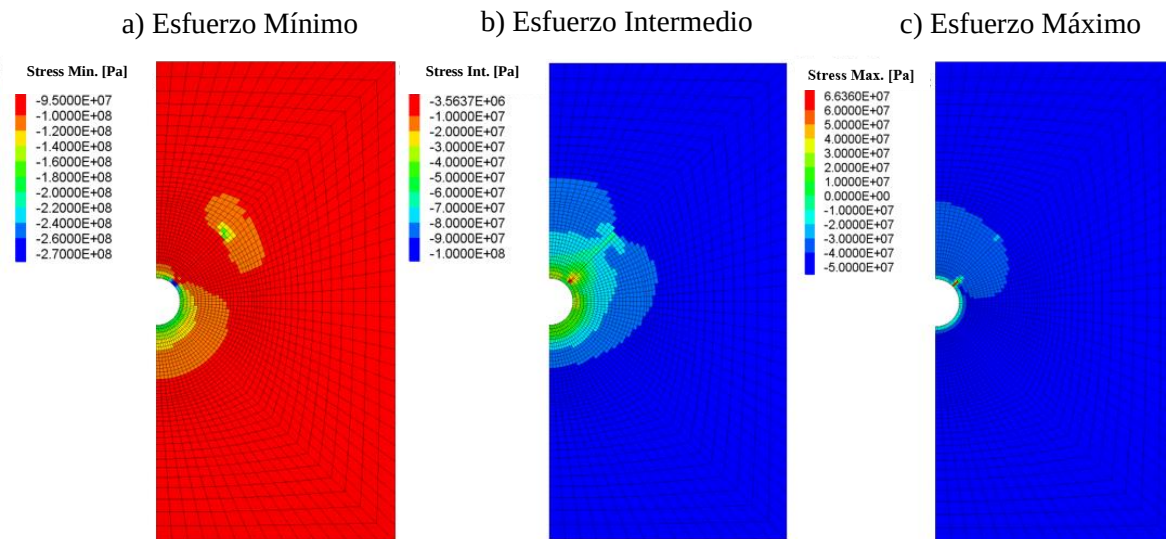


Ilustración 10: a) Esfuerzo mínimo, b) Esfuerzo intermedio y c) Esfuerzo máximo.

En la ilustración anterior se aprecian los diferentes esfuerzos para el modelo constitutivo elástico, pero en este caso con la presencia de una discontinuidad, donde se encuentran el esfuerzo tangencial “a)”, el esfuerzo radial “b)”) y el esfuerzo axial “c)”). El comportamiento de dichos esfuerzos es similar al mencionado anteriormente, con la diferencia que la presencia de una discontinuidad altera el estado tensional del modelo. Para el esfuerzo axial se observó la aparición de tensión en las zonas de intersección entre la excavación y la discontinuidad, el resto de zonas presentaban un esfuerzo constante de aproximadamente 40 [Mpa], para esfuerzo radial se obtuvo que en la mismas zonas los esfuerzos disminuían en mayor medida que en el contorno de la excavación llegando a ser de 36 [Mpa], y de manera opuesta para los esfuerzos tangenciales, las mayores magnitudes de estos se concentraban en las zonas de intersección entre la excavación y la discontinuidad, siendo de 270 [Mpa].

5.1.2 Modelo Elastoplástico

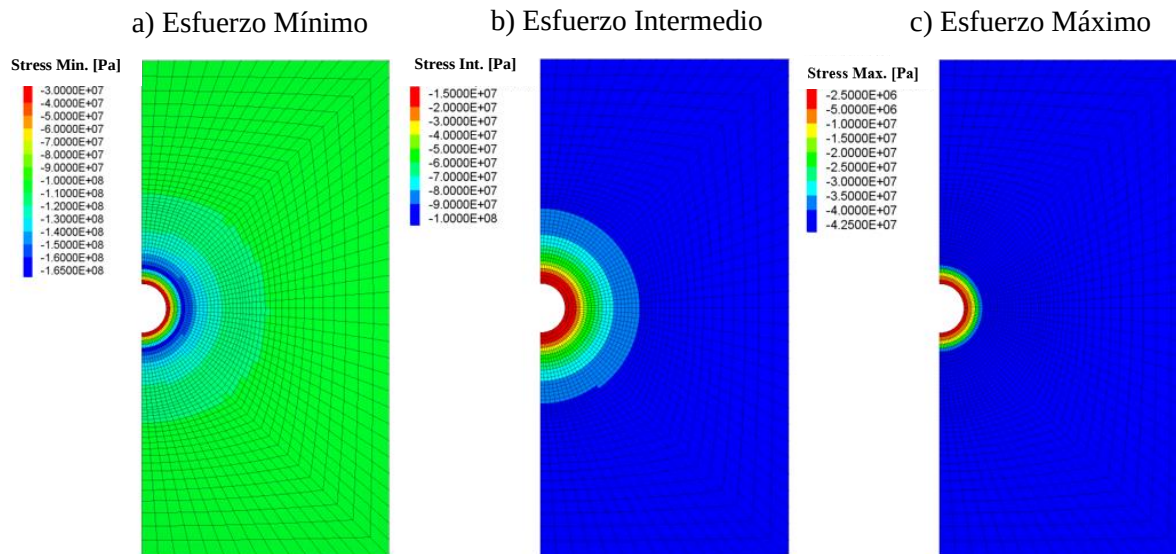


Ilustración 11: a) Esfuerzo mínimo, b) Esfuerzo intermedio y c) Esfuerzo máximo.

En la ilustración anterior se aprecian los diferentes esfuerzos para el modelo constitutivo elastoplástico sin la presencia de una discontinuidad, donde se encuentran el esfuerzo mínimo “a)”, el esfuerzo intermedio “b)” y el esfuerzo máximo “c)”. Para el modelo elastoplástico, se observó que el comportamiento de los esfuerzos axiales y radiales era muy similar a lo comentado en el modelo elástico, donde se apreció una diferencia importante fue en el esfuerzo tangencial, el cual en vez de aumentar a medida que se acerca la excavación, comienza a disminuir, evidenciando que en las zonas de contorno de la excavación se produce una descompresión de los esfuerzos, llegando a obtener valores de 30 [Mpa], lo cual reflejaría que en dichas zonas ocurre una plastificación.

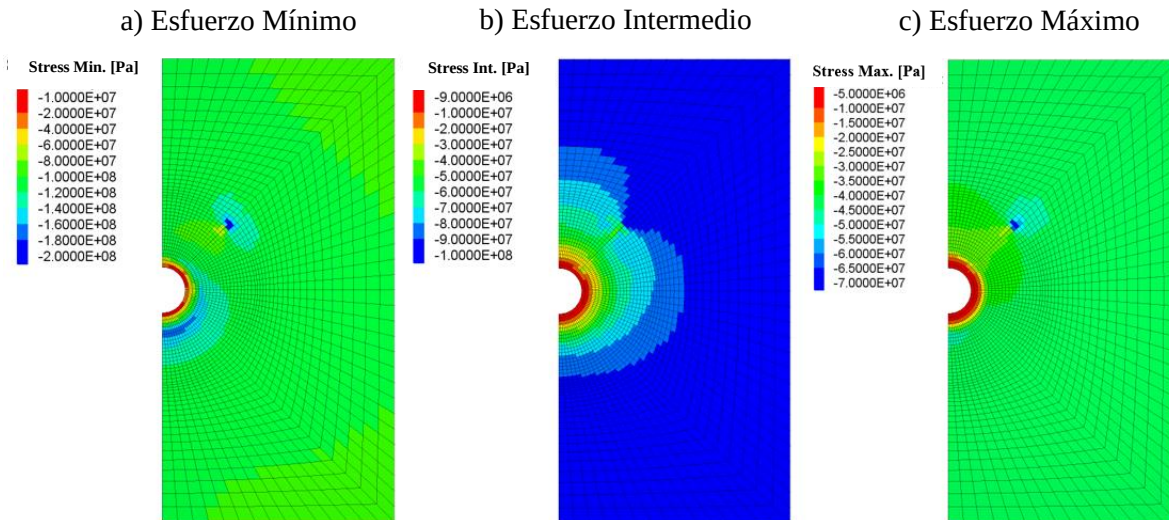


Ilustración 12: a) Esfuerzo mínimo, b) Esfuerzo intermedio y c) Esfuerzo máximo.

En la ilustración anterior se aprecian los diferentes esfuerzos para el modelo constitutivo elastoplástico, pero en este caso con la presencia de una discontinuidad, donde se encuentran el esfuerzo tangencial “a)”, el esfuerzo radial “b)” y el esfuerzo axial “c)”. El comportamiento de dichos esfuerzos es similar al mencionado anteriormente, con la diferencia que la presencia de una discontinuidad altera el estado tensional del modelo. Para el esfuerzo axial se observó el aumento de los esfuerzos en el extremo derecho de la discontinuidad, donde el resto de zonas se mantenían constantes alrededor de los 40 [Mpa], para esfuerzo radial se obtuvieron resultados similares los del modelo comentado anteriormente, pero con la diferencia que en este caso las zonas cercanas al plano de la discontinuidad poseen esfuerzos ligeramente inferiores, el esfuerzo mínimo ubicado en las zonas de afloramiento de la discontinuidad fue de 9 [Mpa], y para los esfuerzos tangenciales, se obtuvieron resultados similares a los del modelo sin discontinuidad pero con la diferencia de que en este modelo extremo derecho de la discontinuidad presenta un aumento considerable de los esfuerzos, llegando a ser de 200 [Mpa].

5.2 Energía de deformación

Para los modelos que no presentan una dependencia temporal se evaluaron las energías de deformación elástica, potencial gravitatoria, trabajo de los fuerzas externas y dependiendo el modelo constitutivo definido para las simulaciones se evalúa el trabajo plástico. En esta sección se presentan los resultados de las simulaciones realizadas para un modelo estático tanto para el caso con presencia de una discontinuidad como para uno sin su presencia, donde solo se hará énfasis en los resultados obtenidos de la energía de deformación, dado que esta se utilizará para determinar la probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas y además el radio máximo de falla, y su análisis corresponde a uno de los objetivos del estudio en cuestión, realizando una comparación entre los casos mencionados (con y sin discontinuidad)

y con ello posteriormente determinar la influencia que las discontinuidades poseen en un estallidos de rocas. Para más detalles sobre los resultados de las otras variables energéticas mencionadas revisar *anexo 2*.

5.2.1 Modelo Elástico

En FLAC3D se estableció un modelo constitutivo elástico cuyas propiedades se presentan en la *tabla 2*, el cálculo de la energía elástica se realizó según la *ecuación 9* presentada en el marco teórico, donde se fue iterando y guardando los resultados para cada una de las zonas del modelo. Los resultados obtenidos una vez realizadas las simulaciones se presentan a continuación.

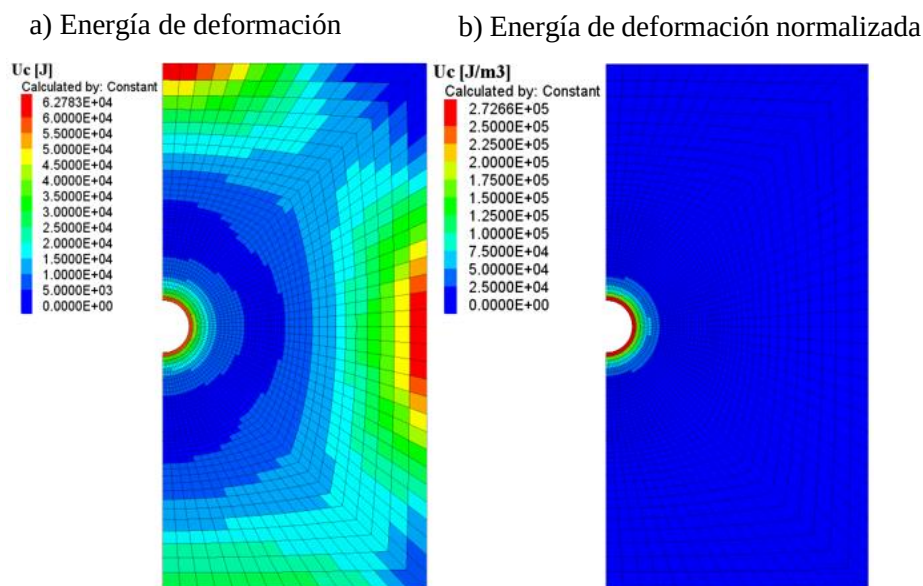


Ilustración 13: a) Energía de deformación y b) Energía de deformación normalizada por el volumen.

En la *ilustración 13* se presentan los resultados obtenidos de la energía de deformación por zonas para dos modelos, “a)” corresponde un modelo donde se evaluó la energía de deformación en cada una de las zona según la *ecuación 10*, mientras que “b)” a la energía de deformación fue normalizada por el volumen de la zona que se evaluaba, obteniendo una “densidad de energía”. Se puede apreciar que el modelo con la energía de deformación normalizada presenta concentraciones de energía mucho más homogéneas que el otro modelo, siendo esta energía de mayor magnitud en la cercanía de la zona excavada, alcanzando valores de 63 [kJ] aprox. El normalizar la energía de deformación elástica por el volumen de las zonas ayuda a tener una visión más clara y precisa del lugar del modelo en el que la magnitud de esta energía es mayor, siendo esta de aproximadamente 273 [kJ/m³], y

eliminando la influencia del volumen que puedan tener las zonas y dejando solo el aporte de los esfuerzos al cálculo de la energía. Es importante destacar que para realizar el balance energético se consideró el modelo sin normalizar por el volumen.

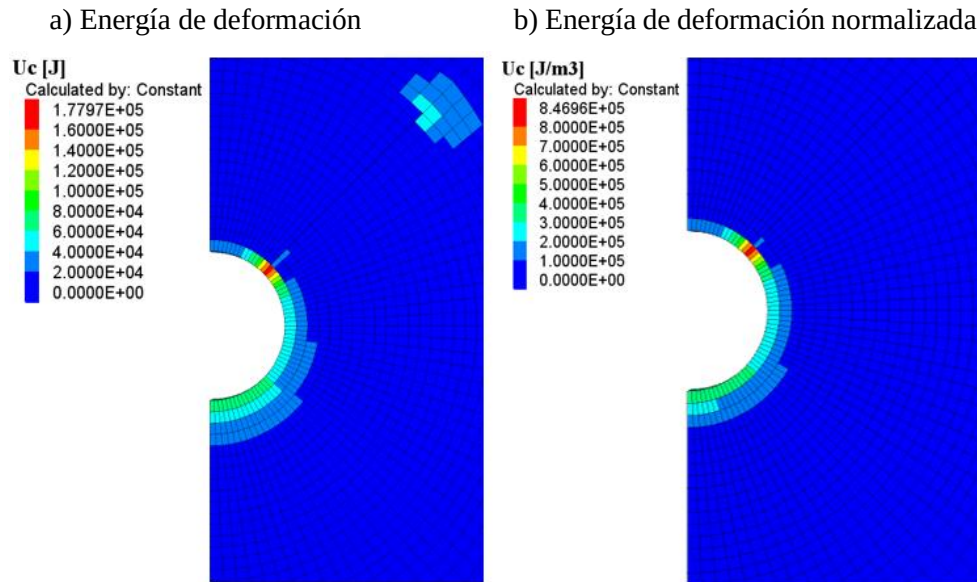


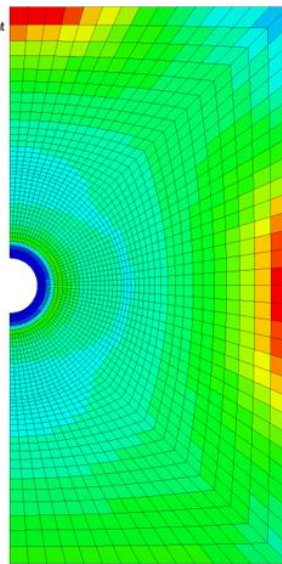
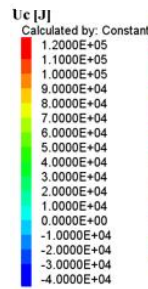
Ilustración 14: a) Energía de deformación y b) Energía de deformación normalizada por el volumen.

En la ilustración anterior se presenta la energía de deformación elástica para un caso estándar y uno normalizado por el volumen, en los modelos “a)” y “b)” respectivamente, donde se incorporó una discontinuidad. Al igual que en caso anterior se puede apreciar una distribución de la energía de deformación en las diferentes zonas es mucho más homogénea en el modelo que fue normalizado por el volumen. Una diferencia importante con respecto al caso anterior es que en este caso las mayores magnitudes de energía de deformación se encuentran en las zonas donde aflora la discontinuidad en la excavación, siendo de 178 [kJ] y 845 [kJ/m³] para los modelo “a)” y “b)” respectivamente, y en segunda instancia las zonas que conforman la pared de la excavación, lo cual refleja la influencia que tiene la presencia de una discontinuidad en una excavación subterránea en la concentración de energía.

5.2.2 Modelo Elastoplástico

Para los modelos elastoplásticos se estableció el modelo constitutivo IMASS de Itasca, cuyas propiedades se presentan en la *tabla 5*, el cálculo de la energía de deformación se realizó según la *ecuación 9* presentada en el marco teórico, donde se fue iterando y guardando los resultados para cada una de las zonas del modelo. Los resultados obtenidos una vez realizadas las simulaciones se presentan a continuación.

a) Energía de deformación



b) Energía de deformación normalizada

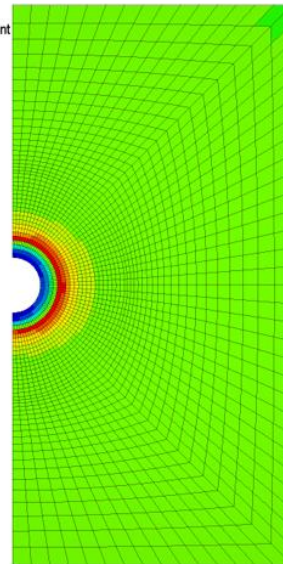
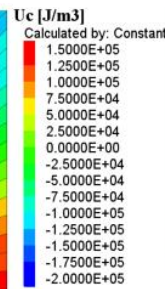


Ilustración 15: a) Energía de deformación y b) Energía de deformación normalizada por el volumen.

En la *ilustración 15* se presentan los resultados obtenidos para la energía de deformación para cada zona presente en los modelos, donde se estableció un modelo constitutivo elastoplástico (IMASS). El modelo “a)” corresponde a un modelo simulado de forma “estándar”, es decir, considerando la influencia del volumen de las zonas, y “b)” es un modelo donde la energía de deformación fue normalizada por el volumen de cada zona, obteniendo una densidad de energía. De igual manera que la sección anterior, en estos resultados se puede apreciar que la distribución de energía de deformación es más homogénea en el modelo normalizado, eliminando la influencia del volumen de la zona en la magnitud de la energía. Se puede apreciar que en ambos casos las mayores magnitudes de energía se concentran en la zonas más cercanas a la excavación, pero a diferencia del caso elástico se observa que en las zonas de contorno de la excavación hay energía negativa, siendo de -40 [kJ] y -200 [kJ/m³] para “a)” y “b)” respectivamente, lo cual se puede traducir en una zona de tracción, donde el modelo está plastificando.

a) Energía de deformación

b) Energía de deformación normalizada

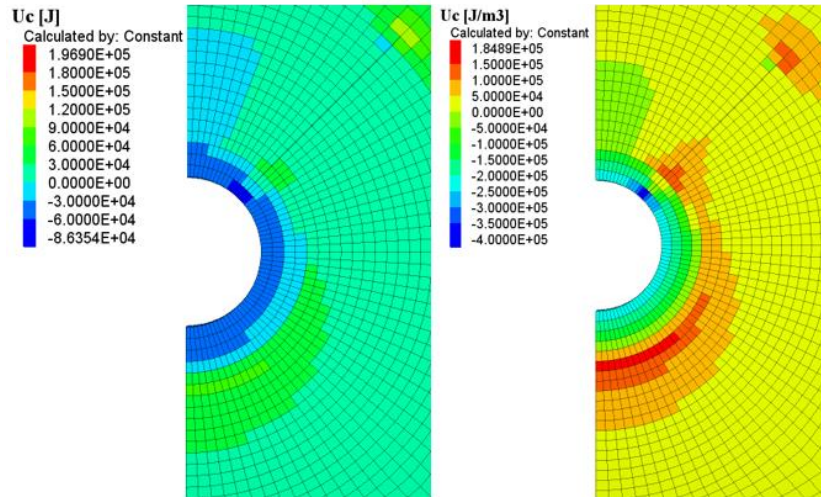


Ilustración 16: a) Energía de deformación y b) Energía de deformación normalizada por el volumen.

En la ilustración anterior se puede apreciar la energía de deformación para cada zona del modelo, con la adición de una discontinuidad. Al igual que en el caso anterior se puede observar una distribución de la energía mucho más regular en el modelo donde la energía se encuentra normalizada (“b”) por el volumen de la zona. De manera similar a lo observado en el caso elástico se puede apreciar que las mayores magnitudes de energía de deformación se encuentran presentes en las zonas cercanas al afloramiento de la discontinuidad, alcanzando valores de -86 [kJ] y -400 [kJ/m³] para “a)” y “b)” respectivamente, seguidas de las zonas del contorno de la excavación, con la diferencia que estas zonas presentan magnitudes de energía negativas.

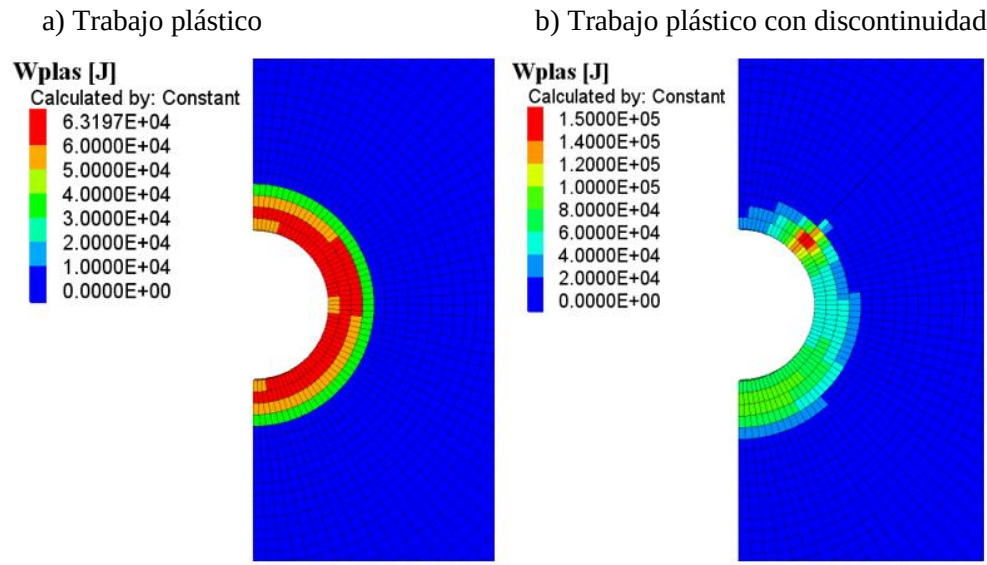


Ilustración 17: a) Trabajo plástico y b) Trabajo plástico en modelo con discontinuidad.

Un caso que es propio de un modelo constitutivo elastoplástico es la presencia de un trabajo plástico, el trabajo plástico fue calculado para cada zona del modelo y de manera directa con ayuda de un comando llamado “zone.work.plastic.total()” el cual viene intergrado en FLAC3D. De los resultados se pudo observar que el trabajo plástico de mayor magnitud se encuentra en el contorno de la excavación, con la diferencia que para el modelo con la presencia de una discontinuidad (“b”) la mayor magnitud se encuentra en las zonas donde aflora la discontinuidad, siendo de 150 [kJ], seguidas de las zonas del contorno de la excavación. Evidenciando que la presencia de una discontinuidad en una excavación subterránea genera una concentración de trabajo plástico en el contorno de la excavación donde esta aflora. Cabe destacar que el radio de zonas con trabajo plástico mayor a cero coincide con el radio de zonas con energía de deformación negativa para los modelos elastoplásticos.

5.3 Energía cinética

Para los modelos que presentan una dependencia temporal se evaluó la energía cinética, esto en modelos constitutivos elásticos y elastoplásticos. En esta sección se presentan los resultados de las simulaciones realizadas tanto para el caso con presencia de una discontinuidad como para uno sin la presencia de esta, haciendo énfasis en la energía cinética, dado que esta se utilizará para determinar la intensidad de un estallido de rocas y su análisis corresponde a uno de los objetivos del estudio en cuestión, realizando una comparación entre los casos mencionados (con y sin discontinuidad) y con ello posteriormente determinar la influencia que las discontinuidades poseen en un estallidos de rocas.

5.3.1 Modelo Elástico

De manera similar a lo realizado para los modelos estáticos mencionados en la sección anterior, en FLAC3D se estableció un modelo constitutivo elástico cuyas propiedades se presentan en la *tabla 2*, el cálculo de la energía cinética se realizó según lo comentado en la metodología, donde se fue iterando y guardando los resultados para cada una de las zonas del modelo y en todos los intervalos de tiempo. Los resultados obtenidos una vez realizadas las simulaciones se presentan a continuación.

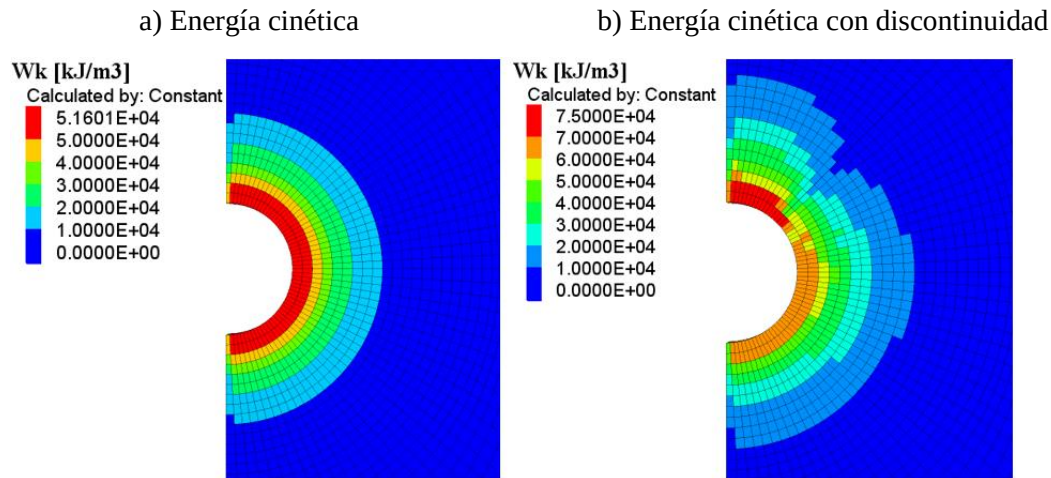


Ilustración 18: a) Energía cinética y b) Energía cinética en modelo con discontinuidad.

En la *ilustración 18* se presentan los resultados obtenidos para la energía cinética en cada zona para un modelo constitutivo elástico, en “a)” se puede apreciar los resultados para una simulación en condiciones “estándar”, mientras que en “b)” se puede apreciar los resultados para un caso donde se integró una discontinuidad en la geometría del modelo. Es posible apreciar que en ambos modelos las mayores magnitudes de energía cinética se encuentran ubicadas en las zonas de contorno de la excavación, alcanzando magnitudes de 52 [kJ/m³] y 75 [kJ/m³] para “a)” y “b)” respectivamente, con la diferencia que en el modelo “b)” se aprecia que en las zonas de la discontinuidad existen magnitudes inferiores de energía, como si esta no se concentrara en las zonas que limitan con la discontinuidad. Cabe destacar que en la imagen se presentan modelos normalizados por el volumen de las zonas, ya que de esta manera se determinará la intensidad de los estallidos de rocas, pero para el cálculo del balance de energías se consideran modelos sin normalizar.

5.3.2 Modelo Elastoplástico

Para los modelos elastoplásticos se estableció el modelo constitutivo IMASS de Itasca, cuyas propiedades se presentan en la *tabla 5*, el cálculo de la energía cinética se realizó según comentado en la metodología, donde se fue iterando y guardando los resultados para cada una de las zonas del modelo y en todos los intervalos de tiempo. Los resultados obtenidos una vez realizadas las simulaciones se presentan a continuación.

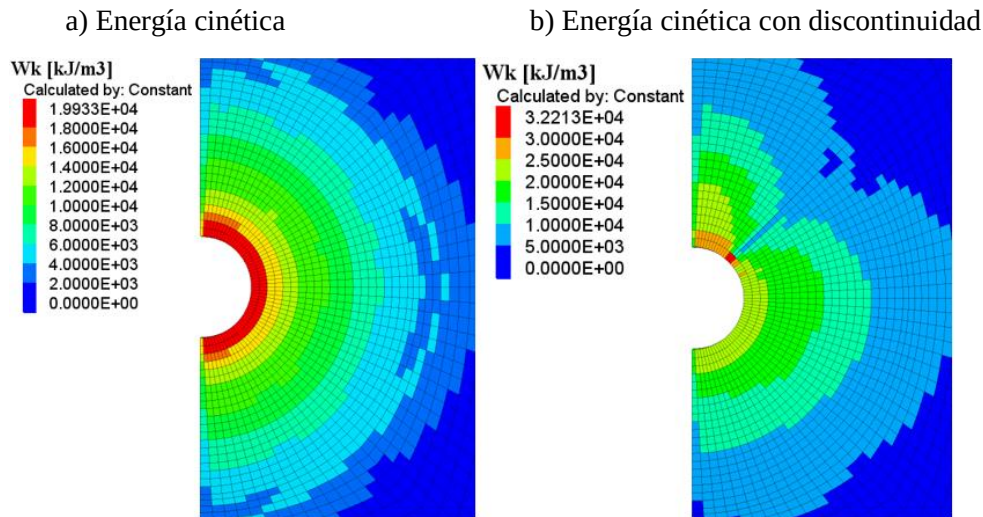


Ilustración 19: a) Energía cinética y b) Energía cinética en modelo con discontinuidad.

En la ilustración anterior se aprecian los resultados de la energía cinética en simulaciones con modelos constitutivos elastoplásticos, en “a)” se encuentra un modelo en condiciones “estándar” (sin discontinuidad), mientras que en “b)” se encuentra un modelo donde se integró una discontinuidad en la geometría. De manera similar al caso anterior, se aprecia que las mayores concentraciones de energía cinética se encuentran en las zonas de contorno de la excavación para “a)” ($199 \text{ [kJ/m}^3\text{]}$) y en las zonas de afloramiento de la discontinuidad para “b)” ($322 \text{ [kJ/m}^3\text{]}$), donde en este último las zonas cercanas al plano de la discontinuidad presentan una menor magnitud de energía. Además, a diferencia de los modelos elásticos, los modelos elastoplásticos son más energéticos, lo cual queda evidenciado por el área que abarca la energía cinética de mayor magnitud, la cual es mucho mayor que la observada en los modelos elásticos.

5.4 Balance de energía

Se realizó un balance de energía para los modelos realizados, con el objetivo de verificar la igualdad teórica que existe entre los modelos dinámicos y los modelos elásticos y elastoplásticos, el balance fue calculado según lo estipulado en la *ecuación 17* donde es importante mencionar que para los modelos elásticos no se considera el trabajo plástico en el cálculo de energías, los resultados obtenidos se detallan en la siguiente tabla.

Tabla 6: Balance de energía para modelos.

MODELOS		ΔU_c [MJ]	E _{gp} [MJ]	W _{ext} [MJ]	W _{plas} [MJ]	W _{k E} [MJ]	W _{k P} [MJ]	W _{k S} [MJ]	Dif. %
Sin Discontinuidad	Elástico	2,61	0,04	15,93	-	-	-	13,28	4,3%
	Elastoplástico	4,52	0,23	75,16	7,47	-	-	14,89	12%
	Dinámico	-	-	-	-	12,7	16,63	-	
Con Discontinuidad	Elástico	31,46	0,39	56,83	-	-	-	24,96	32%
	Elastoplástico	44,67	0,50	75,16	12,81	-	-	17,18	27%
	Dinámico	-	-	-	-	17,02	21,76	-	

Los resultados obtenidos muestran que para el modelo elástico sin discontinuidad obtuvieron resultados bastante similares en el cálculo de la energía cinética, obteniendo un porcentaje de error menor a un 5%, lo cual es bueno puesto que con dicho modelo se realizó la calibración y validación. Por otra parte, se pudo observar que la presencia de una discontinuidad en los modelos tiene un impacto significativo en la energía cinética obtenida. Otra diferencia interesante entre los modelos elásticos y los elastoplásticos es que estos últimos son más energéticos, es decir, las magnitudes de las diferentes variables energéticas calculadas son mayores que sus homologas elásticas, lo cual resulta coherente puesto que para un material elastoplástico puede absorber mayores cantidades de energía en forma de deformación.

5.5 Intensidad de un estallido de rocas

Con el propósito de determinar la intensidad de un estallido de rocas para un galería subterránea se utiliza la herramienta matricial diseñada por Cristian Segura (2023), la cual determina la intensidad de estos fenómenos en base a un radio de falla que depende de la energía de deformación y la energía cinética máxima liberada. A continuación, se presenta la matriz empleada para determinar la intensidad de un estallido de rocas.

			Radio de Roca Afectada / Radio de Excavación [-]				
			1.00 – 1.25	1.25 – 1.50	1.50 – 2.25	2.25 – 3.00	> 3.00
			Very Low 1	Low 2	Medium 3	High 4	Very High 5
Energía Cinética Máxima [kJ/m²]	> 35	Very High 5	Medium (5)	Medium (10)	High (15)	Very High (20)	Very High (25)
	25 – 35	High 4	Low (4)	Medium (8)	High (12)	High (16)	Very High (20)
	15 – 25	Medium 3	Low (3)	Medium (6)	Medium (9)	High (12)	High (15)
	5 – 15	Low 2	Very Low (2)	Low (4)	Medium (6)	Medium (8)	Medium (10)
	< 5	Very Low 1	Very Low (1)	Very Low (2)	Low (3)	Low (4)	Medium (5)

Ilustración 20: Matriz para determinar la intensidad de un ER. Fuente: C. Segura (2023)

En la ilustración anterior se puede apreciar la matriz utilizada para evaluar la intensidad de un estallido de rocas, donde en las columnas se evalúa una razón de falla en 5 diferentes niveles, dicha razón corresponde al radio de roca afectada (radio de falla) dividido por el radio de la excavación que se está evaluando, mientras que en las filas se evalúa la energía cinética máxima por unidad de área de la excavación, la cual representa la máxima energía cinética que puede liberar el área de una zona del contorno de la excavación, y se clasifica en 5 niveles de intensidad.

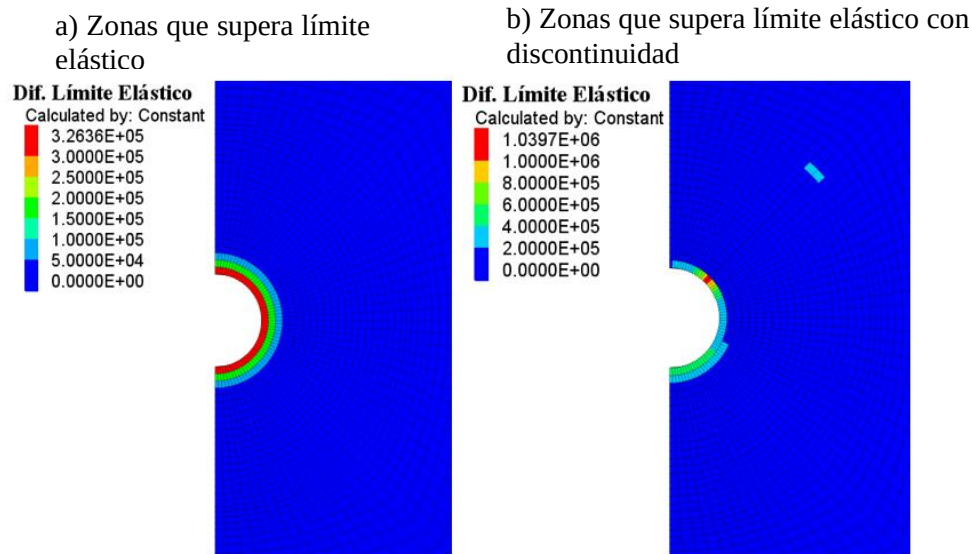


Ilustración 21: a) Zonas que superan el límite elástico y b) Zonas que superan el límite elástico en modelo con discontinuidad.

La ilustración anterior muestra la magnitud de la diferencia entre la energía evaluada y el límite de almacenamiento, para modelos sin y con la presencia de una discontinuidad, “a)” y “b)” respectivamente. En “a)” es posible apreciar que las principales zonas donde se supera el límite de almacenamiento corresponden a las que se encuentran cercanas al contorno de la excavación, mientras que en “b)” las principales zonas corresponden a las que se encuentran cercanas al afloramiento de la discontinuidad en el contorno de la excavación y en el extremo de la discontinuidad. Se determinó el radio de falla como el generado por las zonas cercanas al contorno de la excavación, excluyendo las zonas del extremo de la discontinuidad, puesto que estas últimas son menos representativas de un posible volumen de roca inestable a fallar.

Para los modelos elásticos el radio de falla máximo obtenido fue de 1.69 y 1.87 para “a)” y “b)” respectivamente, lo que en la matriz de intensidad (*ilustración 20*) corresponde a la columna de categoría 3, “Medium”, para ambos modelos

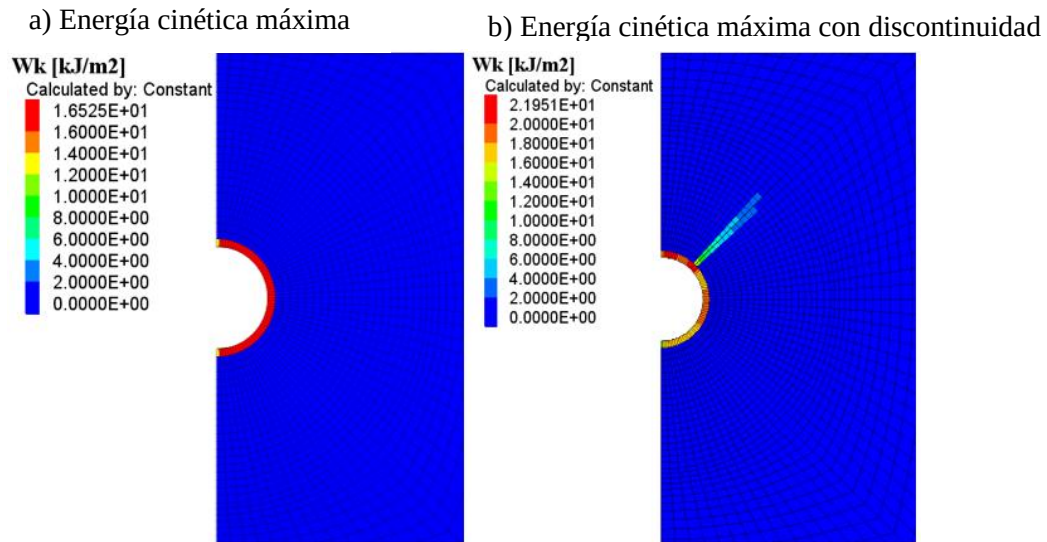


Ilustración 22: a) Energía cinética máxima y b) Energía cinética máxima para modelo con discontinuidad.

La ilustración anterior muestra las zonas del contorno de la excavación donde se evaluó la energía cinética, obteniendo que la energía cinética máxima fue de 16.5 [kJ/m²] para el modelo “a)” y 21.9 [kJ/m²] para el modelo “b)”. Fueron consideradas solo las zonas del contorno de la excavación puesto que se evalúa la energía cinética máxima que puede ser liberada por las paredes de la excavación, que es donde el macizo rocoso pierde confinamiento. Se puede apreciar que en “b)” la discontinuidad también fue seleccionada, lo cual se debe netamente a la programación del código realizado, pero en estas simulaciones se busca la energía cinética máxima, la cual para este caso se encuentra en el contorno de la excavación en la zona donde aflora la discontinuidad, por lo que el hecho de que se hayan evaluado las zonas a lo largo de la discontinuidad no presenta impacto en los resultados. Cabe destacar que este último resultado en particular se obtiene de los modelos dinámicos, donde se evalúa la energía de cinética en cada intervalo de tiempo.

El valor de energía obtenido queda reflejado en la matriz de intensidad como la fila de categoría 2 “Low” y categoría 3 “Medium” para “a)” y “b)” respectivamente, lo que, en conjunto con los resultados para la razón de falla, y dadas las condiciones del modelo que se está evaluando, da como resultado una intensidad de estallidos de rocas “médium” lo que se clasifica como una intensidad de nivel 3 para ambos modelos.

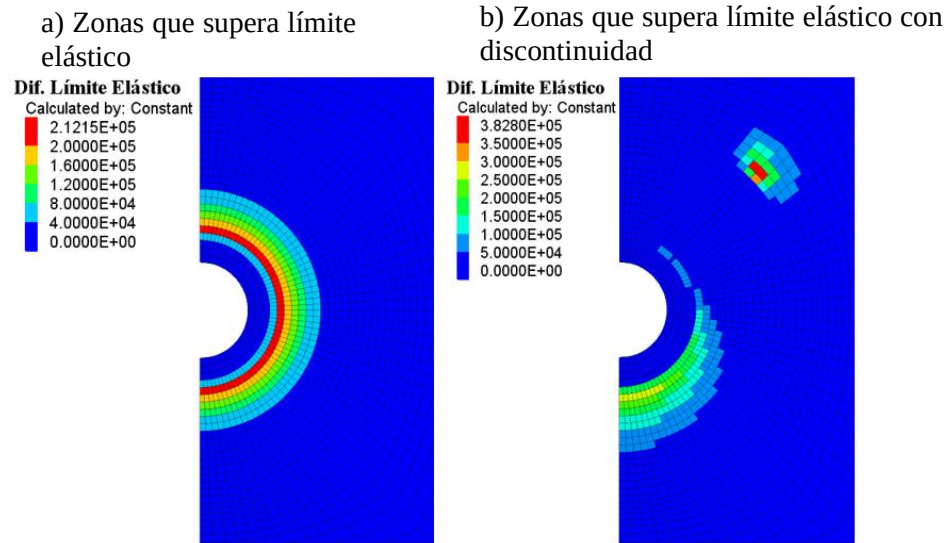


Ilustración 23: a) Zonas que superan el límite elástico y b) Zonas que superan el límite elástico en modelo con discontinuidad.

La ilustración 23 muestra la magnitud de la diferencia entre la energía evaluada y el límite de almacenamiento, para modelos sin discontinuidad (“a”) y con la presencia de esta (“b”). Es posible apreciar que las principales zonas donde se supera el límite de almacenamiento corresponden a las que se encuentran cercanas al contorno de la excavación, donde la zonas que componen el contorno de la excavación no superaron el límite de almacenamiento debido a que están plastificando, lo cual reduce la magnitud de los esfuerzos. Para el modelo “a”) el radio de falla máximo obtenido fue de 3.03, mientras que para el modelo “b”) falla máximo obtenido fue de 3.63. Siguiendo el mismo análisis comentado en el modelo elástico con discontinuidad, el radio de falla se consideró como el generado por las zonas cercanas al contorno de la excavación.

Ambos valores son superiores a los obtenidos en el modelo homólogo elástico, lo cual refleja que los modelos elastoplásticos son más energéticos. Los radios de falla máximo obtenidos para ambos modelos corresponden a la categoría 5 en la matriz de intensidad, ubicándose en la columna “Very High”.

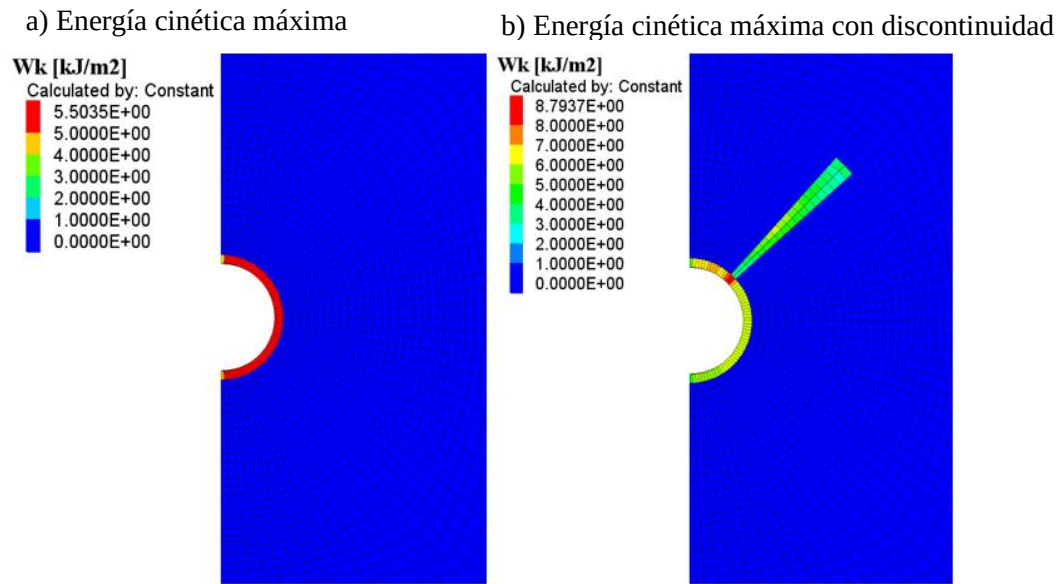


Ilustración 24: a) Energía cinética máxima y b) Energía cinética máxima para modelo con discontinuidad.

La ilustración anterior muestra las zonas del contorno de la excavación donde se evaluó la energía cinética, obteniendo que la energía cinética máxima fue de 5.50 [kJ/m²] y 8.78 [kJ/m²] para “a)” y “b)” respectivamente. Al igual que en los casos anteriores se considera solo las zonas del contorno de la excavación porque se evalúa la energía cinética máxima que puede ser liberada por las paredes de la excavación, que es donde el macizo rocoso pierde confinamiento. Tal como se vio en el modelo homólogo elástico, se puede apreciar que la discontinuidad fue seleccionada, lo cual como se comentó anteriormente no presenta impactos en los resultados. Una diferencia que se pudo notar con los modelos homólogos elásticos es que en este caso se obtuvo una energía cinética menor.

Los valores de energía cinética obtenidos quedan reflejados en la matriz de intensidad como la fila de categoría 2 “Low” para ambos modelos, y sumado al valor obtenido para el radio de falla, da como resultado una intensidad de estallido de rocas de categoría 3 (medium) en ambos casos, para las condiciones simuladas.

5.6 Probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas

Con el propósito de determinar el riesgo de un estallido de rocas para una galería subterránea se utiliza la herramienta matricial diseñada por Cristian Segura (2023), la cual determina el riesgo de estos fenómenos a partir de la energía de deformación y de la cinética liberada. A través de la intensidad del evento y la probabilidad de ocurrencia de este mismo, se evalúa la matriz de riesgo. A continuación, se presenta la matriz empleada para determinar el riesgo de un estallido de rocas.

			Very Low 1	Low 2	Medium 3	High 4	Very High 5
LEER [kJ/m³]	> 67	Almost Certain 5	Moderate (5)	Moderate (10)	Serious (15)	Extreme (20)	Extreme (25)
	55 – 67	Likely 4	Slight (4)	Moderate (8)	Serious (12)	Serious (16)	Extreme (20)
	39 – 55	Moderate 3	Slight (3)	Moderate (6)	Moderate (9)	Serious (12)	Serious (15)
	10 – 39	Unlikely 2	Negligible (2)	Slight (4)	Moderate (6)	Moderate (8)	Moderate (10)
	0 – 10	Rare 1	Negligible (1)	Negligible (2)	Slight (3)	Slight (4)	Moderate (5)

Ilustración 25: Matriz de riesgo para un estallido de rocas. Fuente: C. Segura (2023)

En la ilustración anterior se puede apreciar la matriz utilizada para evaluar el riesgo de un estallido de rocas, donde en las columnas se evalúa la intensidad de estos fenómenos (calculada anteriormente) en 5 diferentes niveles, mientras que en las filas se evalúa el índice promedio LERR utilizando la energía de deformación en las zonas, evaluando en diferentes intervalos de tiempos.

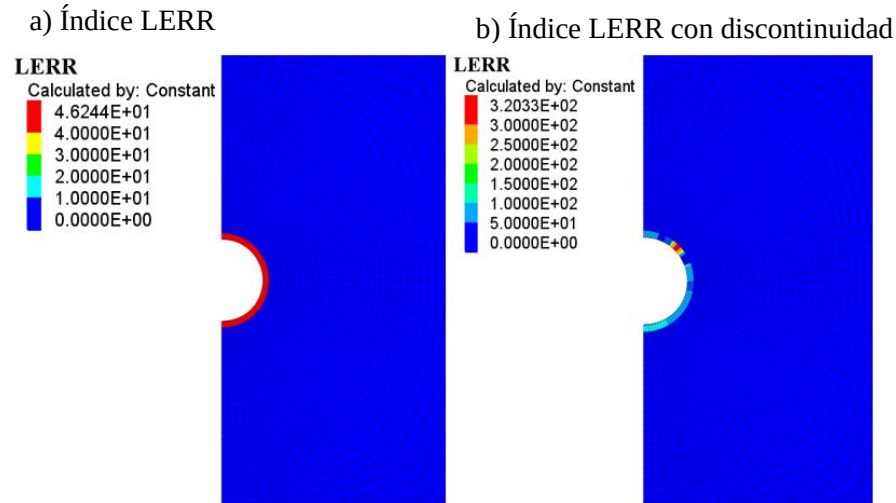


Ilustración 26: a) Índice LERR y b) Índice LERR para modelo con discontinuidad.

En la *ilustración 26* es posible apreciar las magnitudes del LERR calculadas para cada zona de los modelos, obteniendo que los LERRs promedios fueron de 46 [kJ/m³] para “a)” y 71 [kJ/m³] para “b)”, concentrándose la mayores magnitudes en las zonas de contorno de la excavación y donde la discontinuidad intercepta a esta, según cada modelo.

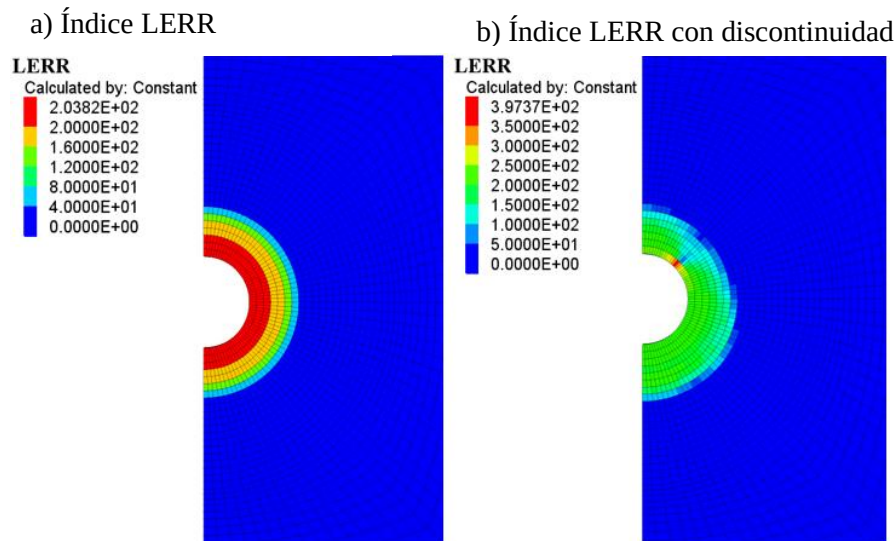


Ilustración 27: a) Índice LERR y b) Índice LERR para modelo con discontinuidad.

En la *ilustración 27* es posible apreciar las magnitudes del LERR calculada para cada zona del modelo, donde se obtuvo que los LERRs promedios fueron de 148 [kJ/m³] y de 154 [kJ/m³] para los modelos “a)” y “b)” respectivamente, concentrándose la mayores

magnitudes en las zonas cercanas al contorno de la excavación, para “a)”, y en las zonas donde la discontinuidad intercepta a la excavación, para “b)”. A diferencia de los modelos homólogos elásticos se puede observar que para los modelos elastoplásticos existe una mayor cantidad de zonas que generaron elevadas magnitudes de índice LERR.

La *tabla 7* resume los resultados obtenidos para los diferentes modelos realizados y previamente mencionados, clasificando el potencial de estallidos de rocas según la matriz de riesgo de Segura (2023).

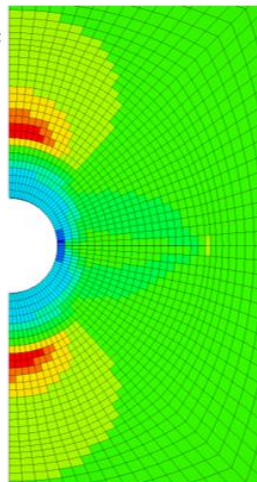
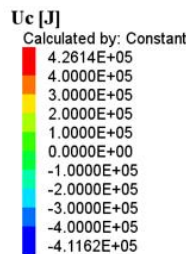
Tabla 7: Resumen de potencial de estallido de rocas.

Modelo constitutivo	Presencia de discontinuidad	Radio de Falla	Wk máx. [kJ/m ²]	LERR [kJ/m ³]	Nv. Intensidad	Nv. ER
Elástico	Sin Disc.	1,7	16,5	46	Medium	Moderate
	Con Disc.	1.9	21,9	71	Medium	Serious
Elastoplástico	Sin Disc.	3.0	5,5	148	Medium	Serious
	Con Disc.	3.6	8,8	154	Medium	Serious

5.7 Discontinuidad horizontal para $K < 1$ y $K > 1$

Con objetivo de realizar un pequeño análisis sobre la influencia de la orientación de una discontinuidad, es que se crean modelos donde esta se encuentra dispuesta en la horizontal, además variando la razón de esfuerzos “k” para un caso menor a 1 y uno mayor a 1, utilizando 0,8 y 1,3 respectivamente. En estos casos se evaluó la energía de deformación y la cinética, para observar las zonas donde estas se concentraban bajo distintas razones de esfuerzos.

a) Energía de deformación $k > 1$



b) Energía de deformación $k < 1$

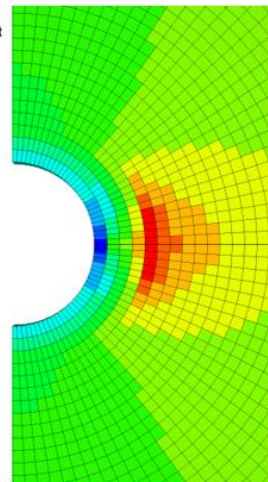
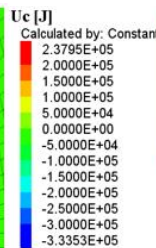


Ilustración 28: a) Energía de deformación para $k > 1$ y b) Energía de deformación para $k < 1$.

En la ilustración 28 se observan los modelos creados con una discontinuidad dispuesta horizontalmente, en donde se estableció un modelo constitutivo elastoplástico. En “a)” se presenta el modelo donde se aplicó una razón de esfuerzos mayor a 1, donde se puede observar que las mayores magnitudes de energía se concentran en el techo y la base de la excavación. En “b)” se puede apreciar el modelo donde se aplicó una razón de esfuerzo menor a 1, en este caso las mayores magnitudes de energía se concentran en la pared de la excavación y hacia el interior de esta, coincidiendo con el plano de la discontinuidad. En el modelo elastoplástico se pueden apreciar zonas con energía negativa en el contorno de la excavación, esto se debe a que en el contorno de la excavación se produce plastificación lo que reduce los esfuerzos y por ende se obtienen resultados de energía negativa.

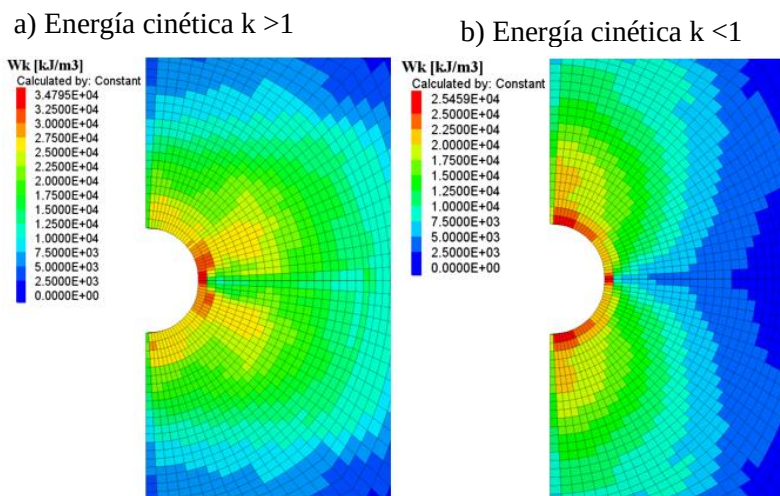


Ilustración 29: a) Energía cinética para $k > 1$ y b) Energía cinética para $k < 1$.

En la ilustración anterior se observan los modelos creados con una discontinuidad dispuesta en la horizontal, para un modelo constitutivo elastoplástico. Se puede apreciar las zonas de concentración de energía son opuestas a las comentadas para la energía de deformación, para el modelo que presenta una razón de esfuerzo mayor a 1 la energía se concentra en la pared de la excavación en el punto donde aflora la discontinuidad, mientras que para un “k” menor a 1, las mayores magnitudes de energía se concentran en el techo y el piso de la excavación. Además, se puede notar que al igual que con los otros modelos con presencia de discontinuidad analizados, la energía de deformación no se concentra a lo largo del plano de la discontinuidad, solo en las zonas de afloramiento de esta en la excavación.

5.8 Carga puntual de esfuerzos compresivos

Con objetivo de analizar la influencia que tendría una onda compresiva al propagarse en el medio y acercarse a las zonas de contorno de la excavación, es que se crea un modelo donde se genera una carga puntual en las cercanías de la excavación. En este caso se evaluó la energía de deformación y la cinética, para observar las zonas donde estas se concentraban al generar la carga puntual de esfuerzos.

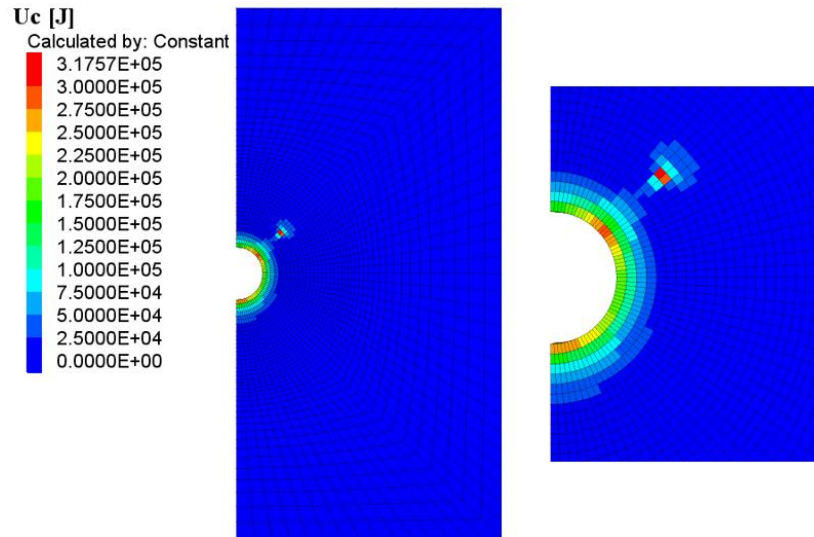


Ilustración 30: Energía de deformación en modelo con carga puntual.

En la *ilustración 30* es posible apreciar la energía de deformación para un modelo donde se integró una carga puntual en las cercanías de la excavación. Se observa que al generar una carga puntual en las cercanías de la excavación se concentra la energía de deformación en las zonas más próximas a la carga, con valores de energía en dichas zonas de hasta 300 [kJ] aproximadamente.

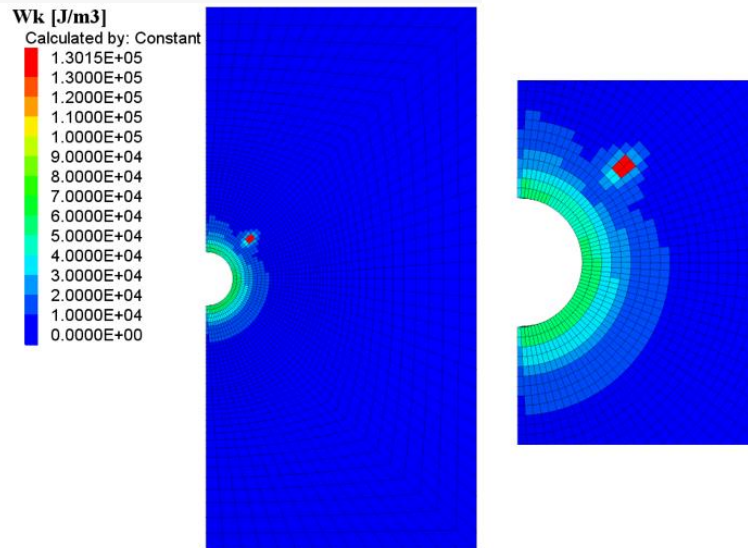


Ilustración 31: Energía cinética en modelo con carga puntual.

En la anterior es posible apreciar la energía cinética para un modelo donde se integró una carga puntual en las cercanías de la excavación. Se observa que el generar una carga puntual en las cercanías de la excavación desconcentra la energía cinética en las zonas más próximas a la carga, presentado valores de energía en dichas zonas de 55 [kJ/m³] aproximadamente, valores inferiores a los presente en las zonas de contorno de la excavación más alejadas de la carga puntual.

6 ANÁLISIS, DISCUSIONES Y CONCLUSIONES

La *tabla 7* resume los principales resultados obtenidos en este trabajo de investigación, se observó que la presencia de una discontinuidad posee una importante influencia en el potencial de estallidos de rocas, debido a que esta altera el estado tensional en las zonas del modelo. En el estudio preliminar que se realizó a los esfuerzos principales para los diferentes modelos, se obtuvo que tanto para modelos plásticos como elastoplásticos la presencia de una discontinuidad producía un impacto similar en el estado tensional de las zonas, aumentando los esfuerzos en la zonas de contorno de la excavación donde se produce la intersección entre esta y la discontinuidad, lo que se podría llamar como las zonas donde “aflora la discontinuidad”, además de observarse un aumento de la magnitud de los esfuerzos en el extremo opuesto de la discontinuidad. Por otra parte, el resto de las zonas que componen el plano de la discontinuidad presentaban menores magnitudes de esfuerzo, si bien este fenómeno ocurre en cada esfuerzo principal es notoriamente más evidente en el esfuerzo radial, donde a lo largo del plano de la discontinuidad se aprecian menores magnitudes de esfuerzo que en zonas a la misma distancia de la excavación, pero lejanas a la discontinuidad. Dichos resultados son concordantes con los trabajos realizados por J. Wu y X.Y. Zhang (Wu et al., 2022) quienes en sus estudios concluyeron que se produce un desconfinamiento a lo largo del plano de la discontinuidad. Algo importante a destacar es que se observó que para

los modelos elastoplásticos en las zonas de contorno de la excavación se producía una disminución de la magnitud de los esfuerzos, realizando un análisis exhaustivo de este fenómeno se obtuvo que en dichas zonas, debido a los altos esfuerzos aplicados, se producía una plastificación, lo cual explica la disminución de los esfuerzos en las zonas de contorno de la excavación, lo anterior se comprobó analizando los radios de plastificación, donde al compararlo con el radio de esfuerzos de menor magnitud en el contorno de la excavación, se obtuvo que eran coincidentes.

Respecto a los resultados obtenidos para energía de deformación elástica, se observó que la presencia de una discontinuidad tiene un impacto similar al comentado para el análisis de los esfuerzos, donde las mayores magnitudes de energía se concentran en las zonas de contorno de la excavación donde se produce el “afloramiento” de la discontinuidad. Lo cual resulta bastante coherente puesto que tal como lo expone la *ecuación 9* el cálculo de la energía de deformación en las zonas se realiza principalmente en base a los esfuerzos principales, por lo que es normal observar una influencia similar de la discontinuidad en esta variable energética. Además, es importante mencionar que para los modelos elastoplásticos se analizó el trabajo plástico, donde se observó que en las zonas de afloramiento de la discontinuidad en el contorno de la excavación, es donde mayores magnitudes de trabajo plástico se generaban.

Para la energía cinética, que es calculada en modelos dinámicos, se observó que sobre las zonas que componen el plano de la discontinuidad la energía era de menor magnitud, fenómeno que se observa a lo largo de todo el plano de la discontinuidad tanto para modelos constitutivos elásticos como para elastoplásticos, resultados coherentes puesto que se está observando un plano de falla con malas propiedades resistentes (ver *tabla 4*) con lo cual es un plano propenso a fallar y deslizar por lo que es natural que en este no se acumulen grandes cantidades de energía de cinética que quiera ser liberada, ya que por dicho plano se libera energía cinética.

En general se observó que los modelos elastoplásticos son más energéticos que los elásticos, lo cual queda evidenciado en la *tabla 6* que muestra el balance de energía, donde se puede apreciar todas las variables energéticas para el modelo elastoplástico son de mayor magnitud que sus homólogas elásticas, además se puede notar que el balance energético para los modelos con la presencia de una discontinuidad posee una importante diferencia entre los resultados de modelos estáticos y dinámicos, lo cual es un resultado natural puesto que la presencia de una discontinuidad indica un punto donde el dominio del modelo pierde continuidad, lo que perjudica sus cálculos. Además los modelos elastoplásticos presentaban porcentajes de diferencia mayores al 5%, lo cual según Thomas (Hauquin, 2016) es coherente ya que para representar modelos elastoplásticos no es conveniente utilizar modelos estáticos puesto que estos evalúan una condición inicial y una final, entre estas dos etapas hay información que se pierde como lo es la deformación plástica la cual es irreversible, es por esto que Hauquin recomienda para estudios con modelos constitutivos elastoplásticos utilizar modelos dinámicos, ya que según estipula estos son más representativos de una condición real debido a que al considerar un diferencial de tiempo tan pequeño las pérdidas de energía por deformación plástica se vuelven despreciables.

En relación con intensidad de un estallido de rocas que se mide en base a un radio de falla y energía cinética máxima, se observó la presencia una discontinuidad en los modelos aumentaba la intensidad de un estallido de rocas, obteniendo mayores valores de radio de falla y energía cinética en comparación con los modelos sin la presencia de una discontinuidad, tanto para modelos elásticos como para modelos elastoplásticos. Otra diferencia que se pudo observar en los resultados es que el radio de falla es mayor en los modelos elastoplásticos, mientras que la energía cinética máxima es mayor en los modelos elásticos, lo cual se debe a que en los modelos elastoplásticos los esfuerzos son mayores, por lo cual se obtiene una mayor energía de deformación, parámetros que se utiliza para determinar el radio de falla, y por otra parte, como se comentó anteriormente para los modelos elastoplásticos en las zonas de contorno de la excavación se produce una descompresión, y al ser precisamente en esta zona donde se mide la energía cinética máxima por área puede existir una influencia de dicho fenómeno en los resultados.

La probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas fue determinada en base a la energía cinética por unidad de volumen para cada zona del modelo, concretamente mediante el índice LERR, obteniendo resultados bastante similares con respecto a la intensidad. Se obtuvo que la presencia de discontinuidades en los modelos numéricos aumentaba significativamente la probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas, además de que los modelos elastoplásticos presentaban una mayor magnitud del índice LERR en comparación con los elásticos.

Para el caso con una discontinuidad dispuesta de manera horizontal, se obtuvo que la energía de deformación seguía un comportamiento similar al de los esfuerzos concentrándose en los mismos lugares para razones de esfuerzo mayores y menores a uno, lo cual es coherente puesto que como ya se mencionó dicho parámetro energético se calcula a partir de los esfuerzos. Algo importante que se pudo observar, es que la energía cinética posee un comportamiento opuesto al de la energía de deformación, mientras que una se concentra en el techo la otra lo hacía en la pared, dicho comportamiento tiene su explicación en los esfuerzos, mientras los esfuerzos se concentran en el techo de la excavación se producen un desconfinamiento en la pared de esta (y al revés) lo cual aumenta el desplazamiento en la pared y por ende aumenta la energía cinética, es por esto que mientras la energía de deformación se concentra en el techo la cinética lo hace en la pared, y de manera inversa.

Finalmente, si bien no es parte de los alcances del estudio propiamente tal, se quiso evaluar la posible influencia que tendría una onda sísmica para el potencial de un estallido de rocas, para lo cual se realizó una simplificación básica de una onda de compresión, agregando una carga puntual en una sección cercana a la excavación. Los resultados mostraron que dicha carga posee un efecto tanto en la energía de deformación como en la cinética, produciendo una concentración de la energía de deformación entre las zonas de la excavación y el gridpoint donde se aplicaba la carga, y por otra parte una disipación de la energía cinética en las zonas del contorno de la excavación más cercanas a la carga. Resultados bastante coherentes puesto como se observó en el estudio realizado analizando una discontinuidad, la energía de deformación tiende a concentrarse en las zonas de altos esfuerzos, y mientras que la energía de cinética se disipa a lo largo del plano de discontinuidad, por lo que, para estudios posteriores sería interesante realizar una comparación entre una discontinuidad y una onda sísmica.

Los estallidos de rocas representan uno de los principales problemas que la minería subterránea debe afrontar, más aun pensando que cada vez será necesario realizar excavaciones más profundas para llegar a los minerales de interés, representando no solo un riesgo para el avance de un proyecto, sino que también para los equipos e infraestructuras de la mina y los propios trabajadores. Es por esto por lo que en el estudio se evaluó este fenómeno geológico, evaluando el potencial que puede tener un estallido de rocas en términos de intensidad y probabilidad de ocurrencia según las condiciones de una mina subterránea donde se ha evidenciado dicho fenómeno, analizando particularmente la influencia que posee una discontinuidad geológica en el potencial de un estallido de rocas.

En el estudio se evaluaron modelos con y sin la presencia de una discontinuidad, y para modelos constitutivos elásticos y elastoplásticos, los resultados mostraron que la presencia de una discontinuidad geológica posee una significativa influencia en el potencial de un estallido de rocas, aumentando su intensidad y probabilidad de ocurrencia. El integrar una discontinuidad los modelos se traduce en una redistribución del estado tensional, donde las mayores magnitudes de esfuerzos se concentraban en las zonas de afloramiento de la discontinuidad en las paredes de la excavación, y se generaba una descompresión a lo largo del resto del plano de la discontinuidad, el esfuerzo de tracción se produce en ambos extremos del plano estructural, lo que promueve la expansión continua de las fracturas. Lo anterior se ve reflejado en los resultados obtenidos para la energía de deformación y la cinética, que son las principales variables energéticas evaluadas para determinar la intensidad y probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas, obteniendo zonas de concentración y desconcentración de energía similares a las de los esfuerzos. Se obtuvo para los modelos elásticos y elastoplásticos niveles de estallido de rocas “serious”. Cabe destacar que en los modelos elastoplásticos se observó que en las zonas de afloramiento de la discontinuidad se concentraba el trabajo plástico que producía plastificación en dichas zonas.

En relación con los modelos constitutivos, se obtuvo que para todos los casos evaluados los modelos elastoplásticos eran más energéticos que sus homólogos elásticos, siendo las variables energéticas de mayor magnitud. Lo que se refleja en obtener mayores valores de intensidad y probabilidad de ocurrencia de estallidos de rocas para dichos modelos.

Para el caso evaluado con la discontinuidad dispuesta de manera horizontal, no se obtuvieron resultados muy distintos de los mencionados en los otros modelo, en términos de la energía cinética y la deformación. Al evaluar para distintas razones de esfuerzo (mayor y menor a 1) naturalmente las mayores magnitudes de esfuerzos se concentran en el techo o en la pared de la excavación, lo cual influencia a las zonas de concentración de la energía de deformación, las que son opuestas a las zonas de concentración de energía cinética, reflejando que para razones de esfuerzo distintas de uno, dichas energías se concentran en zonas opuestas del contorno de la excavación.

Finalmente se pudo observar que los resultados obtenidos del estudio realizado mediante la modelación numérica eran coherentes y acordes a las primeras hipótesis realizadas de acuerdo con la teoría. Se logró crear modelos numéricos representativos de una mina subterránea, evaluado el efecto que posee una discontinuidad en el potencial de un estallido de rocas, el siguiente paso de este estudio sería lograr realizar modelos con datos reales de estallidos de rocas en una mina subterránea, evaluando el potencial de estos y comprobar

efectivamente que los modelos numéricos y las herramientas matriciales utilizadas logran representar efectivamente la intensidad y la probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas.

7 REFERENCIAS

- Cai, M., 2013. Principles of rock support in burst-prone ground. *Tunn. Undergr. Space Technol.* 36, 46–56. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2013.02.003>
- Fan, Y., Cui, X., Leng, Z., Zheng, J., Wang, F., Xu, X., 2021. Rockburst Prediction From the Perspective of Energy Release: A Case Study of a Diversion Tunnel at Jinping II Hydropower Station. *Front. Earth Sci.* 9.
- Feng, X.-T., 2018. ROCKBURST MECHANISMS, MONITORING, WARNING, AND MITIGATION. Butterworth-Heinemann.
- Hauquin, T., 2016. La rupture brutale des piliers conditionne-t-elle les effondrements miniers ? : approches énergétiques par modélisation numérique (phdthesis). Université de Lorraine.
- 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.
- Hedley, D.G.F., Technology, C.C. for M. and E., Laboratories (Canada), M.R., 1987. Rockburst Mechanics.
- 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., Cai, M., 2012. Design of rock support system under rockburst condition. *J. Rock Mech. Geotech. Eng.* 4, 215–227. <https://doi.org/10.3724/SP.J.1235.2012.00215>
- Li, G., Zhou, C., Zhang, Y., Xu, H., Gao, Y., Zhang, R., 2013. Review of rockburst in underground engineering. *Adv. Sci. Technol. Water Resour.* 33, 77-83+94. <https://doi.org/10.3880/j.issn.1006-7647.2013.03.017>
- 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>
- Nikolic, M., Roje-Bonacci, T., Ibrahimbegovic, A., 2016. Overview of the numerical methods for the modelling of rock mechanics problems. *Tech. Gaz. Sci.-Prof. J. Tech. Fac. Univ. Osijek* 23, 627–637. <https://doi.org/10.17559/TV-20140521084228>
- Niu, W., Feng, X.-T., Yao, Z., Bi, X., Yang, C., Hu, L., Zhang, W., 2022. Types and occurrence time of rockbursts in tunnel affected by geological conditions and drilling & blasting procedures. *Eng. Geol.* 303, 106671. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2022.106671>
- Ortlepp, W.D., Stacey, T.R., 1994. Rockburst mechanisms in tunnels and shafts. *Tunn. Undergr. Space Technol.* 9, 59–65. [https://doi.org/10.1016/0886-7798\(94\)90010-8](https://doi.org/10.1016/0886-7798(94)90010-8)
- Palei, S.K., Das, S.K., 2009. Logistic regression model for prediction of roof fall risks in bord and pillar workings in coal mines: An approach. *Saf. Sci.* 47, 88–96. <https://doi.org/10.1016/j.ssci.2008.01.002>
- Qian, Q.-H., 2014. Definition, mechanism, classification and quantitative forecast model for rockburst and pressure bump. *Yantu Lixue Rock Soil Mech.* 35, 1–6.
- Wang, J., Apel, D.B., Pu, Y., Hall, R., Wei, C., Sepehri, M., 2021. Numerical modeling for rockbursts: A state-of-the-art review. *J. Rock Mech. Geotech. Eng.* 13, 457–478. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.09.011>

- Wu, J., Zhang, X.Y., Yu, L.Y., Zhang, L.W., Wu, T., 2022. Rockburst mechanism of rock mass with structural planes in underground chamber excavation. Eng. Fail. Anal. 139, 106501. <https://doi.org/10.1016/j.engfailanal.2022.106501>
- Xie, H., Gao, F., Ju, Y., 2015. Research and development of rock mechanics in deep ground engineering 34, 2161–2178. <https://doi.org/10.13722/j.cnki.jrme.2015.1369>
- Zhang, C., Feng, X., Zhou, H., Qiu, S., Wu, W., 2012. A Top Pilot Tunnel Preconditioning Method for the Prevention of Extremely Intense Rockbursts in Deep Tunnels Excavated by TBMs. Rock Mech. Rock Eng. 45, 289–309. <https://doi.org/10.1007/s00603-011-0199-5>
- Zhou, J., Li, X., Mitri, H., 2018. Evaluation Method of Rockburst: State-of-the-art Literature Review. Tunn. Undergr. Space Technol. 81, 632–659. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.08.029>

8 ANEXOS

8.1 Anexo 1: Calibración

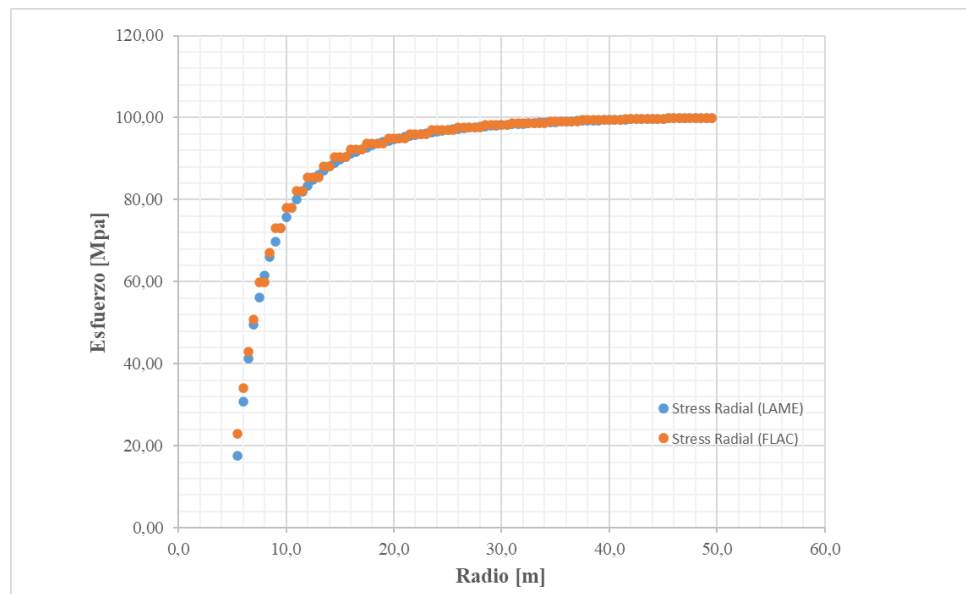


Gráfico 5: Comparación esfuerzo radial.

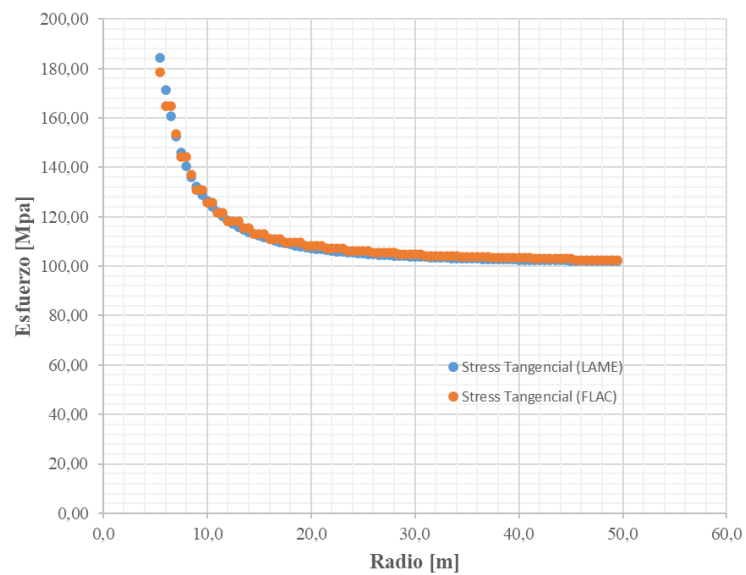


Gráfico 6: Comparación esfuerzo tangencial.

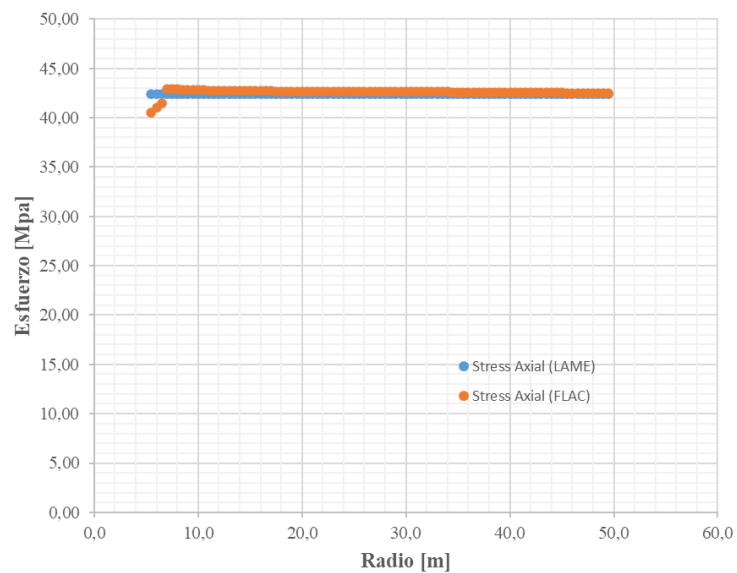


Gráfico 7: Comparación esfuerzo axial.

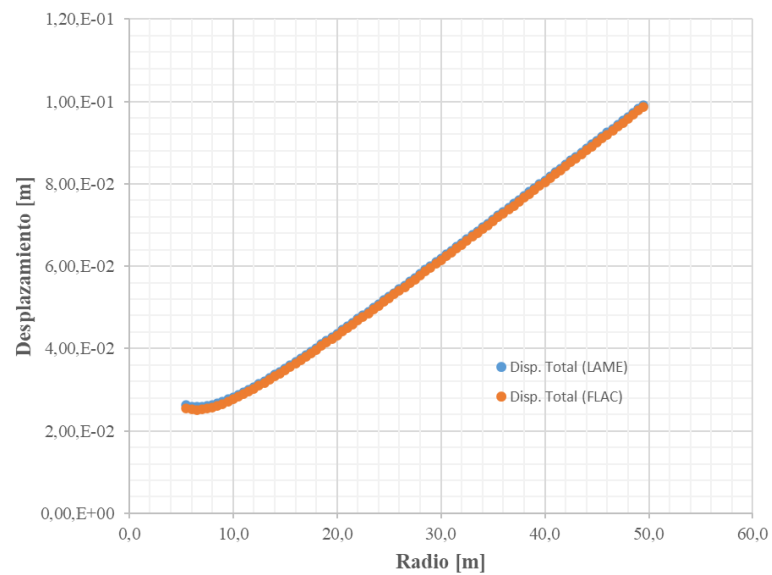


Gráfico 8: Comparación desplazamiento total.

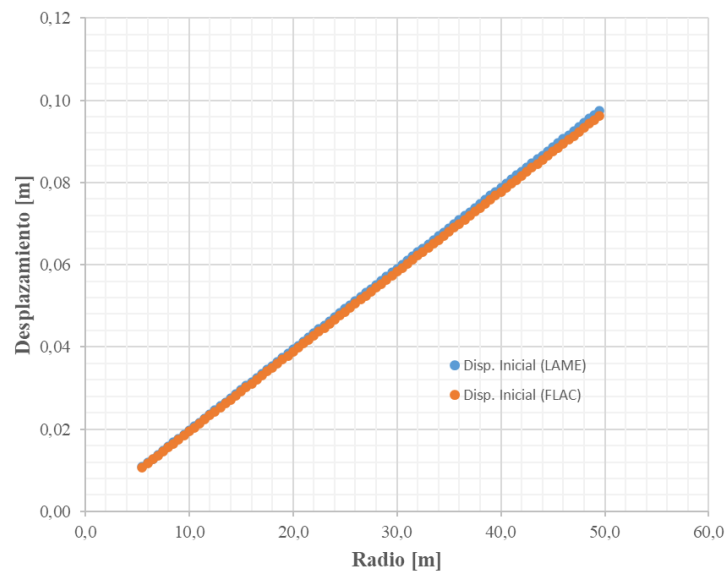


Gráfico 9: Comparación desplazamiento inicial.

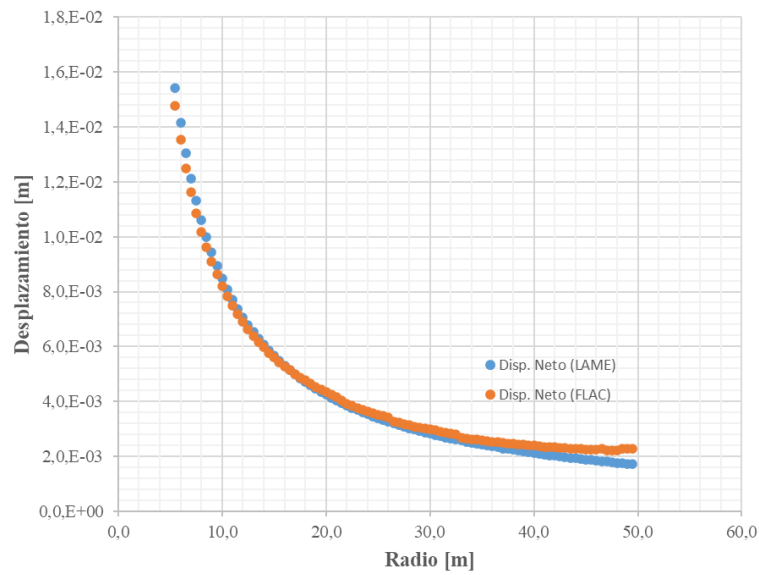


Gráfico 10: Comparación desplazamiento neto.

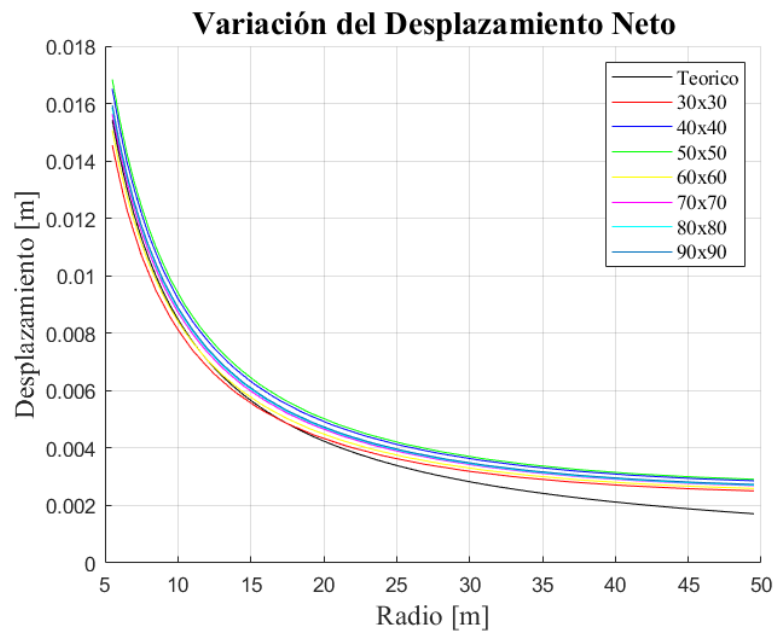


Gráfico 11: Variación del desplazamiento neto por tamaño de malla.

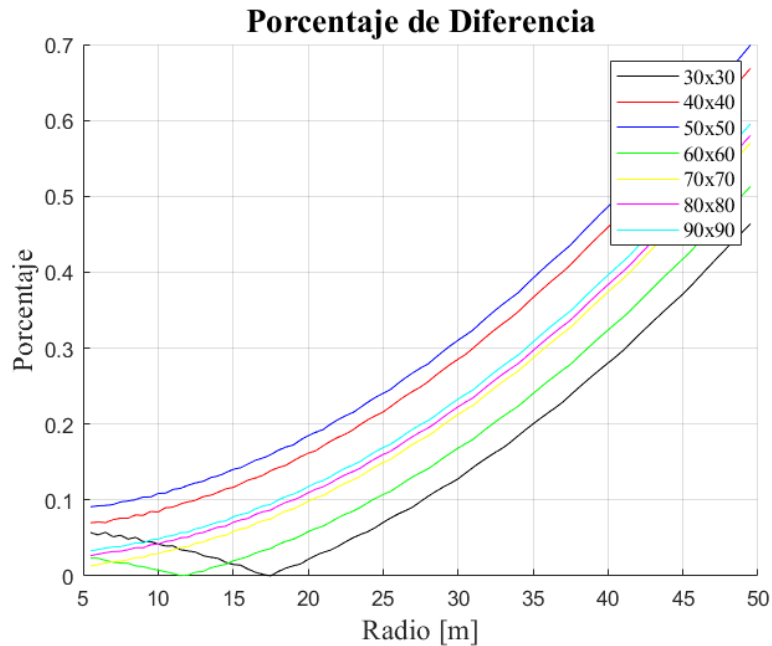


Gráfico 12: Porcentaje de diferencia del desplazamiento neto por tamaño de malla.

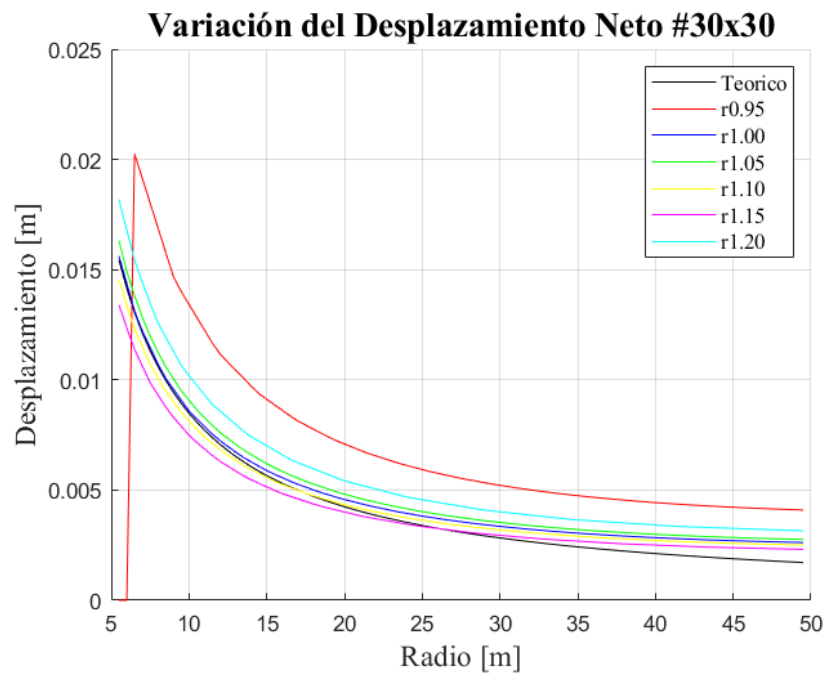


Gráfico 13: Variación del desplazamiento neto por ratio malla 30x30.

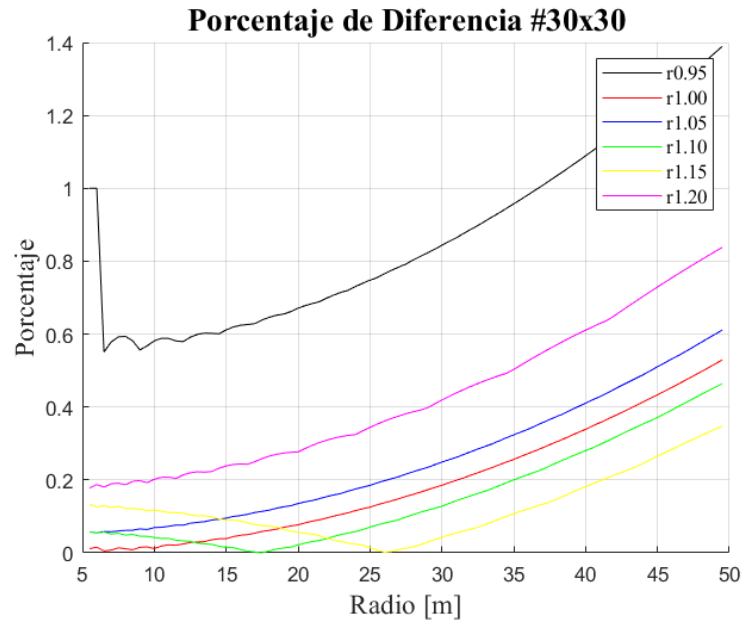


Gráfico 14: Porcentaje de diferencia del desplazamiento neto por ratio malla 30x30.

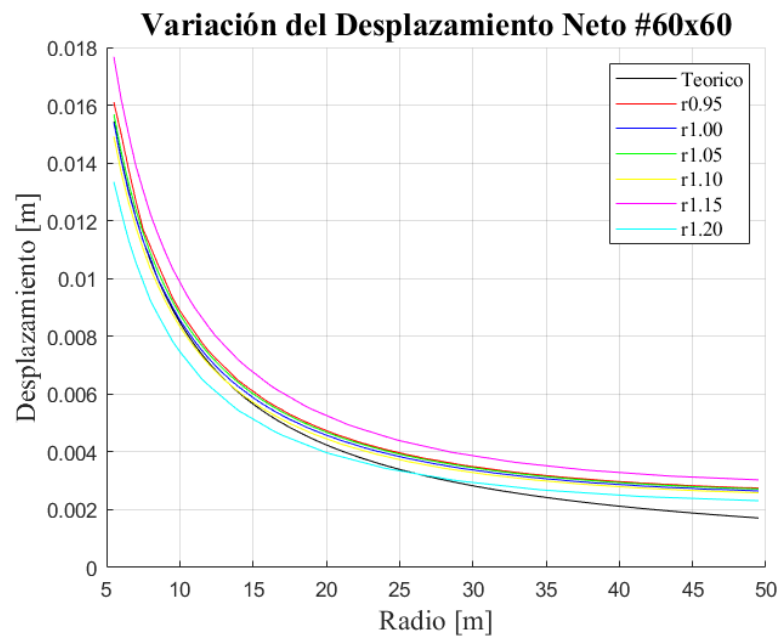


Gráfico 15: Variación del desplazamiento neto por ratio malla 60x60.

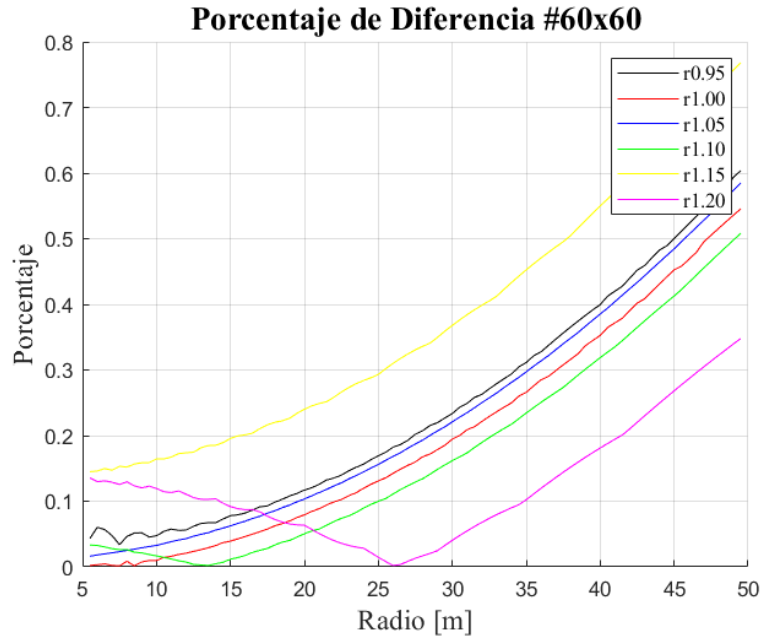


Gráfico 16: Porcentaje de diferencia del desplazamiento neto por ratio malla 60x60.

8.2 Anexo 2: Resultados

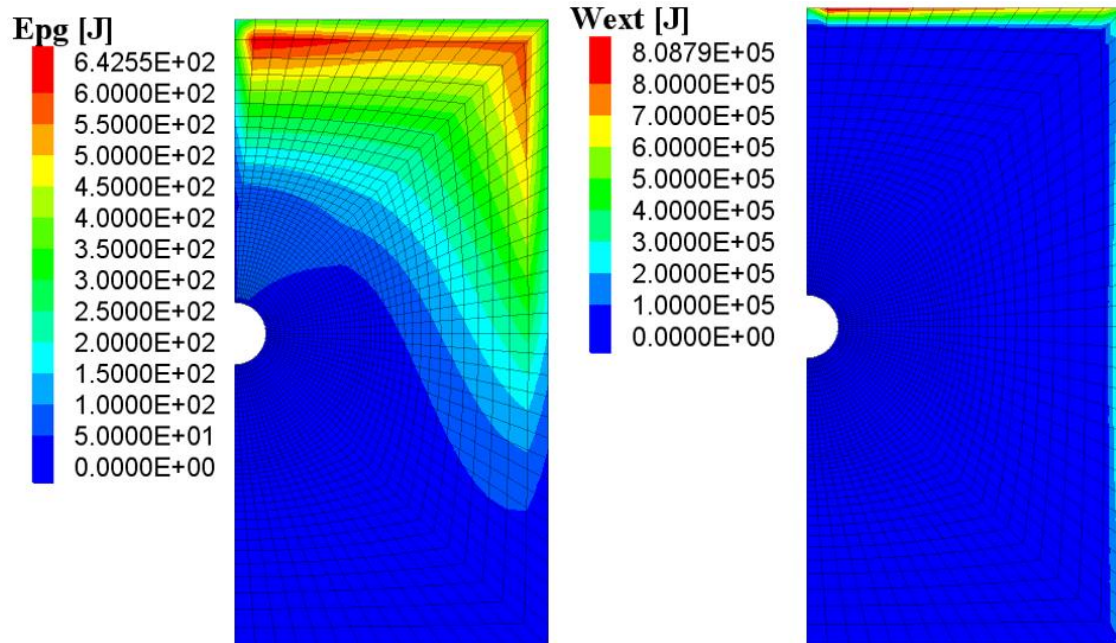


Ilustración 32: Energía potencial y Trabajo de fuerzas externas para modelo elástico sin discontinuidad.

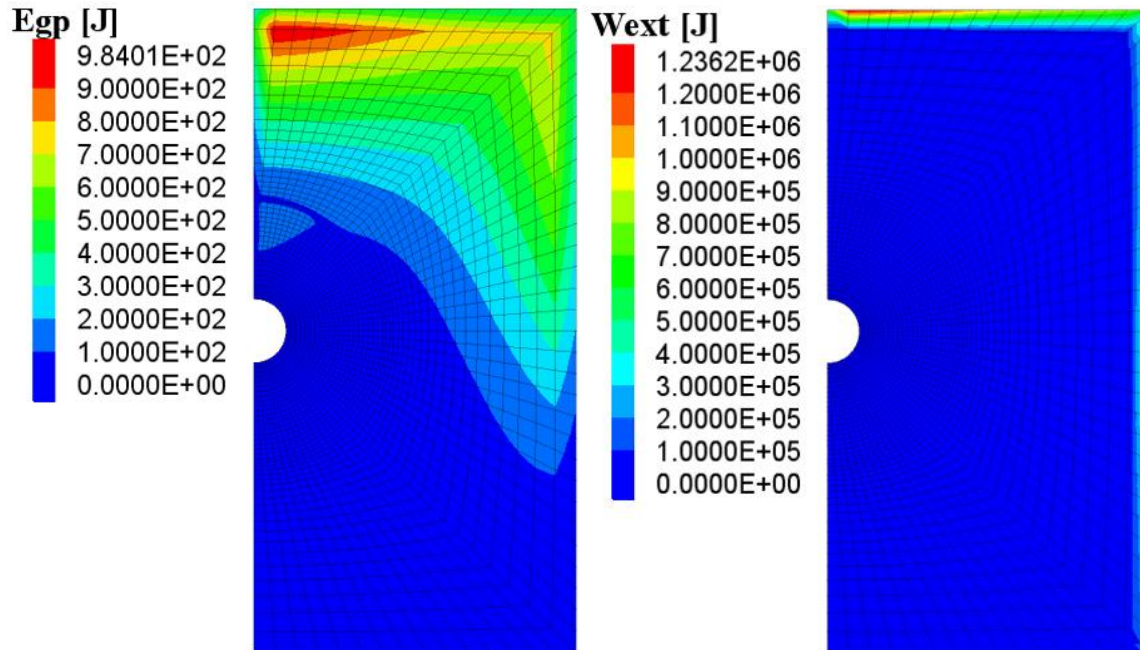


Ilustración 33: Energía potencial y Trabajo de fuerzas externas para modelo elástico con discontinuidad.

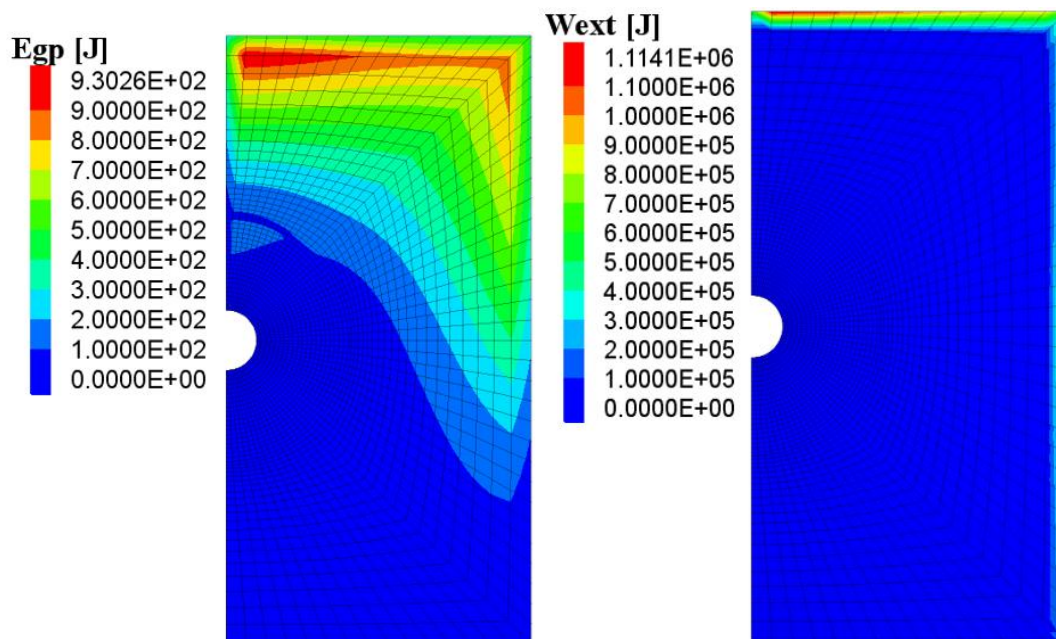


Ilustración 34: Energía potencial y Trabajo de fuerzas externas para modelo elastoplástico sin discontinuidad.

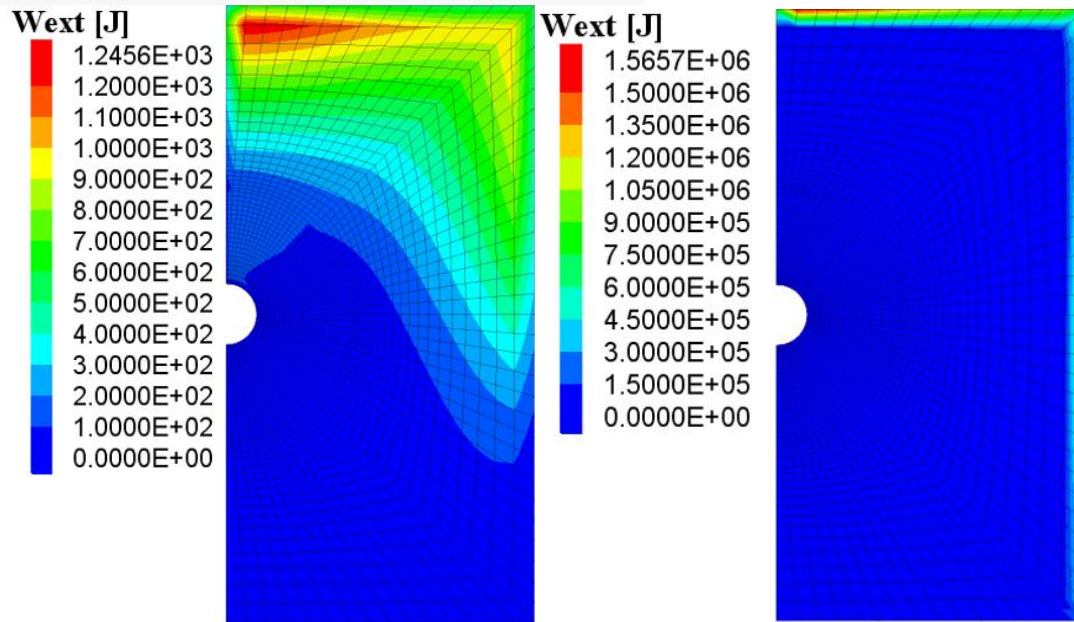


Ilustración 35: Energía potencial y Trabajo de fuerzas externas para modelo elastoplástico con discontinuidad.