



Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y
Geográfica
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**Modelamiento numérico para evaluar la efectividad de
la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones
subterráneas con riesgo de Strainburst Autoinducido**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR

David Jose MARTINEZ BARRON

ASESOR

Mg. Néstor David CORDOVA ROJAS

Lima, Perú

2025



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Martinez, D. (2025). *Modelamiento numérico para evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de Strainburst Autoinducido*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería de Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor	
Nombres y apellidos	David José Martínez Barrón
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	70751826
URL de ORCID	https://orcid.org/0009-0005-1321-2189
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	Néstor David Cordova Rojas
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	07200247
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0003-3839-0115
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Alfonzo Alberto Romero Baylón
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	31625834
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Alejandro Mena Ayala
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	10451517
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Edgar William Alayo León
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	07710165

Datos de investigación	
Línea de investigación	C.0.1.12. Geo mecánica
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento
Ubicación geográfica de la investigación	Edificio: Universidad Nacional Mayor de San Marcos País: Perú Departamento: Lima Provincia: Lima Distrito: Lima Calle: Av. Oscar Benavides S/N, Lima 15081 Latitud: -12.052063 Longitud: -77.087297
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2021-2024
URL de disciplinas OCDE	Geotecnia https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.02 Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
Universidad del Perú - Decana de América
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

"Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana"

**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PARA OPTAR TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

En el auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el martes 1, de Abril del 2025 siendo las 8:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Dr. ALFONSO ALBERTO ROMERO BAYLÓN	(PRESIDENTE)
Mg. ALEJANDRO MENA AYALA	(MIEMBRO)
Mg. EDGAR WILLIAM ALAYO LEÓN	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS Titulada: **"MODELAMIENTO NUMÉRICO PARA EVALUAR LA EFECTIVIDAD DE LA VOLADURA DE LIBERACIÓN DE ESFUERZOS EN EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS CON RIESGO DE STRAINBURST AUTOINDUCIDO"** presentada por Don: **DAVID JOSE MARTINEZ BARRON**, Bachiller en Ingeniería Minas, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero de Minas.

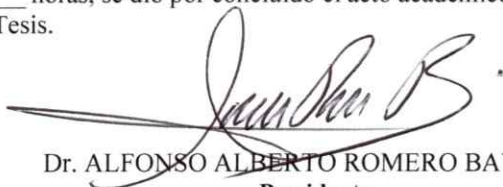
Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

SATISFACCIÓN

Concluida la Sustentación de Tesis, el Jurado procedió a evaluar y calificar según el reglamento vigente, cuyo resultado fue la nota de: *16* (*16*) *APROBADO CON MENCIÓN HONROSA*

Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**, a Don: **DAVID JOSE MARTINEZ BARRON**.

Siendo las *09:15* horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.


Dr. ALFONSO ALBERTO ROMERO BAYLÓN
Presidente

Lima, 1 de abril del 2025


Mg. ALEJANDRO MENA AYALA
Miembro


Mg. EDGAR WILLIAM ALAYO LEÓN
Miembro


Mg. NÉSTOR DAVID CORDOVA ROJAS
ASESOR DE TESIS



CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo NESTOR DAVID CORDOVA ROJAS, en mi condición de asesor acreditado con la Resolución Decanal N° 000956-2024-D-FIGMMG/UNMSM del 13/11/2024, de la tesis, cuyo título es **"Modelamiento numérico para evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido"**, presentado por el bachiller **DAVID JOSE MARTINEZ BARRON**, para optar el título profesional en la especialidad de Ingeniero de Minas, CERTIFICO que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de Investigación y Producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante el software de similitud textual, el documento evaluado cuenta con el porcentaje de 2 % de similitud, nivel **PERMITIDO** para continuar con los trámites correspondientes y para su **publicación en el repositorio institucional**.

Se emite el presente certificado en cumplimiento de lo establecido en las normas vigentes, como uno de los requisitos para la obtención del grado/ título/ especialidad correspondiente.

Firma del Asesor

DNI: 07200247

Néstor David Córdova Rojas



Firmado digitalmente por NIÑO
MONTERO José Segundo FAU
20148092282 hard
Motivo: Doy V° B°
Fecha: 16.02.2023 18:20:06 -05:00

Resumen

El objetivo de este trabajo de investigación es evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos como metodología para enfrentar excavaciones sometidas a altos niveles de esfuerzo y riesgo de estallidos de rocas. Para ello, se utilizó un modelo numérico en 3D como laboratorio virtual, con el fin de estimar el trabajo plástico en un túnel de sección 4x4 metros ubicado a una profundidad de 1000 metros. La energía liberada durante las simulaciones se registró y almacenó en puntos de control o estaciones de monitoreo virtuales, lo que permitió comparar los resultados obtenidos al simular una voladura de liberación de esfuerzos.

La metodología del estudio se fundamenta en el análisis del factor de fragmentación (α) y del coeficiente de reducción de esfuerzos (β) propuestos por Tang (2000). La voladura de liberación de esfuerzos debe modificar el módulo de Young del macizo rocoso generando una pantalla para reducir la incidencia de los esfuerzos sobre la superficie de la excavación.

El modelo matemático conceptual se divide en cuatro zonas: el túnel, el macizo rocoso interno, la zona de voladura de liberación de esfuerzos y el macizo rocoso externo. El factor de fragmentación se aplica en la zona de voladura de liberación de esfuerzos, mientras que el coeficiente de reducción de esfuerzos se aplica al macizo rocoso interno.

Durante la investigación se analizaron 64 combinaciones de los factores α y β en 6 estaciones a lo largo de una excavación de 60 metros. Se concluyó que la voladura de liberación de esfuerzos es efectiva cuando esta técnica modifica las propiedades del macizo rocoso únicamente en la zona de voladura y genera una reducción significativa de los esfuerzos en la superficie de la excavación o en el macizo rocoso interno. Esta reducción puede alcanzar hasta un 60% del trabajo plástico registrado en las estaciones de control.

This study aims to evaluate the destress blasting effectiveness as a methodology for managing excavations subjected to high stress and rockburst risks. A 3D numerical model

was employed as a virtual laboratory to estimate the plastic work in a 4x4 m. tunnel section at a depth of 1000 meters. Energy from simulations was recorded at monitoring stations for comparison with stress-relief blasting results.

The study methodology is based on the analysis of the fragmentation factor (α) and stress reduction coefficient (β) proposed by Tang (2000). Stress-relief blasting must alter the rock mass young modulus and generate a screen that reduces stress impacts directly on the excavation surface.

The conceptual mathematical model includes four zones: the tunnel, the internal rock mass, the stress-relief blasting zone, and the external rock mass. The fragmentation factor is utilized in the stress-relief blasting zone, whereas the stress reduction factor is applied to the internal rock mass.

The investigation analyzed sixty-four combinations of α and β across six stations along a 60-meter excavation. The findings indicate that stress-relief blasting is effective when it modifies the rock mass properties within the blasting zone and achieves significant stress reduction on the excavation surface or internal rock mass, with a potential reduction of up to 60% in the recorded plastic work at control stations.

Dedicatoria

Este trabajo está dedicado a toda mi familia, quienes han contribuido significativamente a mi formación académica en todas las etapas de mi vida. En especial, quiero dedicarlo a:

- **Corina**, mi abuela, quien vive en mí y me inculcó los valores fundamentales que guían mi vida.
- **Rosario**, mi madre, quien confía en mí incondicionalmente.
- **Sandra**, mi amada esposa, a quien amo todos los días de mi vida, por su infinito e incondicional amor
- **Juan Francisco**, mi sabio y honesto hermano, quien siempre ha estado a mi lado.
- **Haydee, Dora, Juan y Hugo**, mis tíos, quienes jugaron un papel crucial en mi educación y me ayudaron a convertirme en una mejor persona con sus ejemplos.

Agradecimientos

A la Universidad Nacional Mayor de San Marcos por brindarme sólidos cimientos académicos e integridad profesional, así como a todos los docentes y compañeros de estudios que contribuyeron, directa e indirectamente, a mi formación profesional.

A mi asesor, el Magíster David Córdova Rojas, por su atención durante la elaboración de este trabajo y por ser el docente que me guio e inspiró a dedicarme a la mecánica de rocas como especialidad.

Tabla de Contenido

Resumen.....	I
Dedicatoria.....	III
Agradecimientos.....	IV
Tabla de Contenido.....	V
Lista de Figuras.....	VIII
Lista de Tablas	IX
1. Planteamiento del Estudio.....	1
1.1. Introducción	1
1.2. Planteamiento del problema	1
1.2.1. Descripción de la problemática	1
1.3. Formulación del problema	2
1.3.1. Problema general	2
1.3.2. Problema Específico	2
1.4. Objetivos de la investigación	3
1.4.1. Objetivo general.....	3
1.4.2. Objetivos específicos	3
1.5. Justificación del estudio	3
1.6. Hipótesis de la investigación	3
1.6.1. Hipótesis general.....	3
1.6.2. Hipótesis específica	4
1.7. Limitaciones del estudio	4
2. Marco Teórico Conceptual.....	5
2.1. Estallidos de rocas	5
2.2. Intensidad y severidad	6
2.3. Riesgo de estallidos de rocas	7
2.3.1. Relación entre UCS y resistencia a tracción	8

2.3.2.	Resistencia compresiva vs esfuerzo tangencial máximo	8
2.4.	Criterios de energía, rigidez y deformación	10
2.4.1.	Índice de potencial de estallido de rocas (BPI).....	11
2.4.2.	Índice de vulnerabilidad de estallido de rocas (RVI).....	13
2.4.3.	Ratio de respuesta de carga / descarga (LURR)	13
2.4.4.	Índice de fragilidad modificado (BIM).....	15
2.5.	Mecanismos de respuesta	17
2.5.1.	Sostenimiento con propiedades dinámicas	17
2.5.2.	Mecanismos de repuesta estratégicos	18
2.5.3.	Voladura de liberación de esfuerzos	19
3.	Trabajo Plástico en Excavaciones Subterráneas	22
3.1.	Introducción	22
3.2.	Propiedades de la roca intacta y del macizo rocoso	22
3.3.	Estado tensional inicial	23
3.4.	Riesgo e intensidad de estallido de rocas	24
3.5.	Intensidad de spalling	25
3.6.	Trabajo plástico	26
3.6.1.	Riesgo asociado al trabajo plástico	28
3.6.2.	Riesgo de strainburst en el perímetro de la excavación.....	30
4.	Efectividad De La Voladura De Liberación De Esfuerzos.....	32
4.1.	Introducción	32
4.2.	Geometría y dimensiones del modelo	33
4.3.	Diseño y distribución de la carga explosiva	34
4.4.	Modelamiento numérico	34
4.4.1.	Modelo conceptual.....	34
4.4.2.	Condiciones iniciales	36

4.4.3.	Registro de variables extra.....	36
4.4.4.	Selección de puntos de control	37
4.4.5.	Excavación del túnel	37
4.5.	Análisis paramétrico	40
4.5.1.	Evolución del trabajo plástico.....	46
4.5.2.	Factor de fragmentación (α_1)	46
4.5.3.	Factor de fragmentación (α_2)	48
4.5.4.	Coeficiente de reducción de esfuerzos (β)	48
4.6.	Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos	49
4.6.1.	Análisis del Factor de fragmentación ($\alpha_1 = 1$)	50
4.6.2.	Análisis del Factor de fragmentación ($\alpha_1 = 0.8$)	50
4.6.3.	Análisis del Factor de fragmentación ($\alpha_1 = 0.6$)	50
4.6.4.	Análisis del Factor de fragmentación ($\alpha_1 = 0.4$)	50
4.7.	Análisis de confiabilidad del modelo	54
4.7.1.	Confiabilidad del modelo debido a las condiciones iniciales	54
4.7.2.	Confiabilidad del método numérico empleado	54
4.7.3.	Confiabilidad de los resultados obtenidos	56
5.	Discusión.	60
6.	Conclusiones	62
7.	Recomendaciones.	63
8.	Referencias Bibliográficas.....	64
9.	Anexos	67

Lista de Figuras

Figura 1 Resistencia compresiva uniaxial (UCS) y resistencia a tracción	9
Figura 2 Criterio para medir el potencial de spalling	9
Figura 3 Energía de deformación.....	10
Figura 4 Concepto de cambio de energía potencial.....	11
Figura 5 Definición de la energía crítica acumulada en el ensayo uniaxial	13
Figura 6 Diagrama esquemático de carga/descarga uniaxial.....	14
Figura 7 Representación esquemática del criterio BIM.....	15
Figura 8 Potencial de spalling.....	26
Figura 9 Riesgo de strainburst asociado al trabajo plástico.....	29
Figura 10 Trabajo plástico ($K=1$)	30
Figura 11 Trabajo plástico ($K>1$)	31
Figura 12 Trabajo plástico ($k < 1$)	31
Figura 13 Grupos asignados al modelo conceptual	33
Figura 14 Configuración geométrica del modelo	35
Figura 15 Condiciones iniciales del modelo.....	36
Figura 16 Esquema de bricks, ratios y puntos principales.....	38
Figura 17 Esquema de análisis y registro de información	39
Figura 18 Comparación de resultados (corona).....	47
Figura 19 Comparación de resultados (hastial)	47
Figura 20 Análisis paramétrico del factor de fragmentación α_1	48
Figura 21 Análisis paramétrico del factor de fragmentación α_2	49
Figura 22 Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ($\alpha_1=1$)	51
Figura 23 Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ($\alpha_1=0.8$)	52
Figura 24 Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ($\alpha_1=0.6$)	52

Figura 25 Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ($\alpha_1=0.4$)	53
Figura 26 Deformaciones iniciales nulas (Software RS2).....	57
Figura 27 Esfuerzo principal máximo (RS2).....	57
Figura 28 Deformación principal máxima (RS2)	58
Figura 29 Esfuerzo principal mínimo (Flac 3D).....	58
Figura 30 Deformación principal mínima (Flac 3D)	59

Lista de Tablas

Tabla 1 Condiciones mínimas para que se desencadene un strainburst.....	6
Tabla 2 Rango de clasificación del estallido de rocas (BIM)	16
Tabla 3 Resumen de criterios para evaluar el potencial de estallido de rocas	16
Tabla 4 Propiedades de la roca intacta.....	23
Tabla 5 Propiedades del macizo rocoso	23
Tabla 6 Riesgo de estallido de rocas en función del esfuerzo máximo y la resistencia de la roca intacta	24
Tabla 7 Intensidad de strainburst	25
Tabla 8 Coordenadas y dimensiones del modelo.....	33
Tabla 9 Variables del análisis paramétrico	40
Tabla 10 Coeficientes y variables aplicadas en los casos modelados.....	41
Tabla 11 Trabajo plástico máximo registrado.....	43
Tabla 12 Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos	53
Tabla 13 Deformación inicial del modelo numérico	55
Tabla 14 Confiabilidad del método numérico.....	55

1. Planteamiento del Estudio

1.1. Introducción

La voladura de preacondicionamiento o liberación de esfuerzos, mecanismo de respuesta estratégico, se aplica en excavaciones subterráneas sometidas a niveles elevados de riesgos de estallido de rocas autoinducido, según la clasificación propuesta por Kaiser et al (1996) el cual propone diferenciar entre el mecanismo de daño y la fuente que induce el estallido de rocas definiendo a este como “Daño que se produce de forma súbita y violenta a una excavación subterránea y normalmente está asociada a un evento sísmico”.

Teóricamente, este mecanismo de respuesta busca modificar las propiedades del macizo rocoso y reducir la incidencia de los esfuerzos principales sobre la superficie de la excavación, Tang (2000) propone el factor de fragmentación α y el coeficiente de reducción de esfuerzos β para estimar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos calculando el Burst Potencial Index (BPI).

Mediante la aplicación de modelamiento 3D, se utiliza un laboratorio numérico para simular la excavación de un túnel ubicado a 1000 metros de profundidad en un macizo rocoso con propiedades susceptibles de causar estallidos de rocas autoinducidos. El objetivo es evaluar la efectividad del mecanismo de respuesta estratégica, estimando el trabajo plástico en estaciones de control a lo largo de la excavación y comparando los resultados con los obtenidos mediante una excavación convencional.

1.2. Planteamiento del problema

1.2.1. Descripción de la problemática

La técnica de voladura de liberación de esfuerzos se utiliza para reducir el riesgo de estallidos de rocas en excavaciones subterráneas. Para evaluar su efectividad, se lleva a cabo un modelamiento numérico utilizando el software Flac 3D, que resuelve ecuaciones diferenciales mediante el método de diferencias finitas. El objetivo es ajustar los

parámetros de diseño de perforación y la distribución de la carga explosiva para modificar las propiedades del macizo rocoso y disminuir la presión alrededor del túnel. La eficacia de esta técnica debe ser evaluada cuantitativamente, comparando el trabajo plástico en un túnel excavado de manera convencional con el de un túnel donde se aplica la voladura de liberación de esfuerzos.

La aplicación de la voladura para la liberación de esfuerzos podría producir el efecto contrario al esperado, aumentando el riesgo de estallidos de roca autoinducidos. Además, es posible que esta técnica no sea necesaria en todos los casos. Por lo tanto, es fundamental evaluar en qué medida y en qué condiciones de diseño de voladura la técnica resulta efectiva y, en consecuencia, aplicable.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿En qué medida el modelamiento numérico puede evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido?

1.3.2. Problema Específico

a) ¿En qué medida el trabajo plástico permite evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido?

b) ¿En qué medida el factor de fragmentación repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido?

c) ¿En qué medida el coeficiente de reducción de esfuerzos repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido?

1.4. Objetivos de la investigación

1.4.1. Objetivo general

Evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido mediante modelamiento numérico.

1.4.2. Objetivos específicos

- a) Estimar el trabajo plástico para evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.
- b) Determinar en qué medida el factor de fragmentación repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst.
- c) Determinar en qué medida el coeficiente de reducción de esfuerzos repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst.

1.5. Justificación del estudio

Evaluar cuantitativamente la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos mediante modelamiento numérico permite descartar la aplicación del método, modificar los parámetros de diseño, evaluar las propiedades del macizo rocoso y las condiciones de esfuerzos inducidos con la finalidad de reducir el riesgo de strainburst al que se exponen los trabajadores, equipos y el proceso.

1.6. Hipótesis de la investigación

1.6.1. Hipótesis general

El modelamiento numérico permite evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.

1.6.2. Hipótesis específica

a) El trabajo plástico, como una variable dentro del modelamiento numérico, permite evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.

b) El factor de fragmentación, considerado en el modelamiento numérico, repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.

c) El coeficiente de reducción de esfuerzos, incorporado en el modelamiento numérico, repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.

1.7. Limitaciones del estudio

Esta investigación se lleva a cabo utilizando un laboratorio numérico con el propósito de establecer las bases para futuras investigaciones. El objetivo es combinar y ajustar el modelo numérico de acuerdo con las mediciones de esfuerzos antes y después de la voladura de liberación de esfuerzos, con el fin de determinar la magnitud aproximada del coeficiente de reducción de esfuerzos (β) y la influencia del factor de fragmentación (α). El estudio se centra en la excavación de un túnel de sección típica y evalúa 64 combinaciones de los parámetros para estimar las diferencias en el trabajo plástico registrado. Esto permite determinar la efectividad de cada uno de los casos evaluados.

2. Marco Teórico Conceptual

2.1. Estallidos de rocas

Según Kaiser, McCreath, y Tannant (1996), el estallido de rocas es el daño que ocurre en una excavación de manera violenta, súbita y suele estar asociado a eventos sísmicos, por lo tanto, recomiendan diferenciar entre los mecanismos de daño por estallido de rocas y los mecanismos de la fuente sísmica, permitiendo así la identificación de estallidos de rocas autoinducidos y estallidos de rocas desencadenados remotamente, aunque muchos autores coinciden en que estos eventos pueden ser combinados.

Dentro de los mecanismos de daño autoinducidos, se distinguen varios fenómenos: el “spalling”, que es la rotura o falla del macizo rocoso sin proyección de material; el “strainburst”, que es la rotura del macizo rocoso con proyección de material debido al exceso de energía durante el proceso de deformación; y el “estallido de pilares”, que ocurre en condiciones donde el pilar está sometido a esfuerzos mayores a la resistencia del material. Los eventos relacionados con mecanismos de daño remotamente desencadenados se originan cuando la energía que causa la rotura del macizo rocoso proviene de una fuente externa, como un sismo natural, voladuras masivas o sismos inducidos por el minado.

Esta tesis está enfocada en los eventos definidos por Kaiser et al. (1996) como strainburst, que ocurren cuando el esfuerzo inducido ($\sigma_{\max}$) supera la resistencia del macizo rocoso (σ_c). Esta relación puede considerarse como una condición mínima para esperar strainburst o spalling. Según Barton (1974), si esta relación es mayor a 0.2, se pueden esperar estallidos leves; si es mayor a 0.4, el estallido puede ser de mayor intensidad, siempre que el macizo rocoso sea competente y masivo. Kaiser et al. (1996) indican que el rango de esta relación para que se genere un estallido de rocas varía entre 0.3 y 0.5, considerando que una relación de 0.43 señala que el macizo rocoso es “metaestable”.

Tabla 1*Condiciones mínimas para que se desencadene un strainburst*

Ratio	Autor
$\frac{\sigma_{\max}}{\sigma_c} > 0.2 - 0.4$	Barton (1974)
$\frac{\sigma_{\max}}{\sigma_c} > 0.3 - 0.5$	Kaiser (1996)
$\frac{\sigma_{\max}}{\sigma_c} > 0.43 \pm 0.1$	Kaiser (1996) – Macizo rocoso metaestable
<i>Fuente.</i> Elaboración propia	

La tabla 1, representa una recopilación de las condiciones mínimas necesarias para que se desencadenen estallidos de rocas autoinducidos en función del esfuerzo tangencial máximo inducido en la excavación ($\sigma_{\max}$), calculado mediante técnicas analíticas y numéricas, y la resistencia a compresión del macizo rocoso (σ_c). Estos rangos deben utilizarse en las etapas de diseño de la excavación para descartar la posibilidad de que el fenómeno se desencadene, sin embargo, con los rangos descritos en la tabla 1 no es posible comparar métodos de minado, no permite evaluar la anisotropía del entorno para evaluar secuencias de minado, direcciones de la excavación con menor riesgo y tampoco evaluar si la voladura de liberación de esfuerzos es efectiva.

2.2. Intensidad y severidad

La intensidad del estallido de rocas está relacionada con el volumen de roca involucrado durante el evento. Calcular la intensidad de los estallidos de rocas que han ocurrido permite estimar el sostenimiento necesario para eventos futuros, de manera que la severidad o el daño a la excavación puedan mitigarse.

La ecuación propuesta por Kaiser et al. (1996) es la siguiente:

$$\frac{df}{a} = 1.34 \frac{\sigma_{max}}{\sigma_c} - 0.57(\pm 0.05) \quad (1)$$

A partir de esta ecuación, es posible estimar la intensidad de los estallidos de rocas mediante la profundidad de rotura del evento (d_f), relacionando el estado de esfuerzos inducido por la excavación (σ_{max}) la resistencia a compresión del macizo rocoso (σ_c) y la geometría de la excavación, expresada por el radio de la excavación circular equivalente (a).

Martin y Christiansson (2009) proponen la siguiente ecuación para relacionar el esfuerzo tangencial máximo (τ_{max}), la resistencia a spalling del macizo rocoso (σ_s), que es el esfuerzo máximo que el macizo puede soportar antes de fallar frágilmente, y el radio (r) del túnel circular:

$$Sd \approx r \times \left[0.5 \times \frac{\sigma_{\theta} - Max}{\sigma_{Sm}} - 0.52 \right] \quad (2)$$

2.3. Riesgo de estallidos de rocas

El propósito de evaluar el riesgo de estallidos de rocas es determinar el potencial de ocurrencia de estallido de rocas, evaluar los posibles tipos de estallidos, la intensidad y el grado de daño del evento (Qiu & Feng, 2018).

Mientras que la intensidad del estallido de rocas se mide después del evento ocurrido, estimar dicha intensidad y probabilidad del evento significa evaluar el riesgo de estallidos de rocas, por lo tanto las ecuaciones (1) y (2) permiten evaluar la severidad o intensidad a través del volumen del material involucrado, sin embargo estas ecuaciones solo toman en cuenta la relación esfuerzo/resistencia o resistencia/ esfuerzo para determinar el espesor o profundidad del estallido esperado, existen otros criterios que se basan en la rigidez, la fragilidad, la energía asociada y la deformación para estimar el riesgo de estallido de rocas.

Tang (2000) clasifica en tres grupos las teorías o criterios para predecir la severidad de estallidos de rocas y evaluar el riesgo mientras que Qiu & Feng (2018) divide los criterios o métodos en aquellos que dependen de un solo índice como la relación esfuerzo/resistencia, esfuerzo principal/resistencia, resistencia compresiva uniaxial/resistencia a tracción, etc.; y aquellos que consideran varios factores (criterios multi índices, ver resumen de la tabla 3), estos métodos deben considerar como complemento evaluar la probabilidad de ocurrencia mediante el monitoreo microsísmico.

Analizando los criterios propuestos para la predicción y evaluación del potencial de estallido de rocas es posible concluir que el esfuerzo tangencial máximo, la resistencia a compresión y tracción uniaxial, energía elástica del macizo rocoso, rigidez y fragilidad del macizo rocoso son factores que influyen directamente en la severidad del estallido de rocas. Evaluar el riesgo de ocurrencia de un estallido de rocas, no solo debe estar limitado a estimar la severidad del estallido, sino también a evaluar la probabilidad de ocurrencia de estallidos de rocas mediante el monitoreo sísmico.

2.3.1. Relación entre UCS y resistencia a tracción

Evaluación cualitativa propuesta por Diederich (2007) para predecir la severidad de strainburst, relaciona la resistencia compresiva uniaxial con la resistencia a tracción de la roca intacta. Mientras mayor sea la resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta (UCS) y mayor sea el ratio con respecto a la resistencia a tracción (T), más violento y extenso será el potencial de daño (Kanta Panthi, 2018).

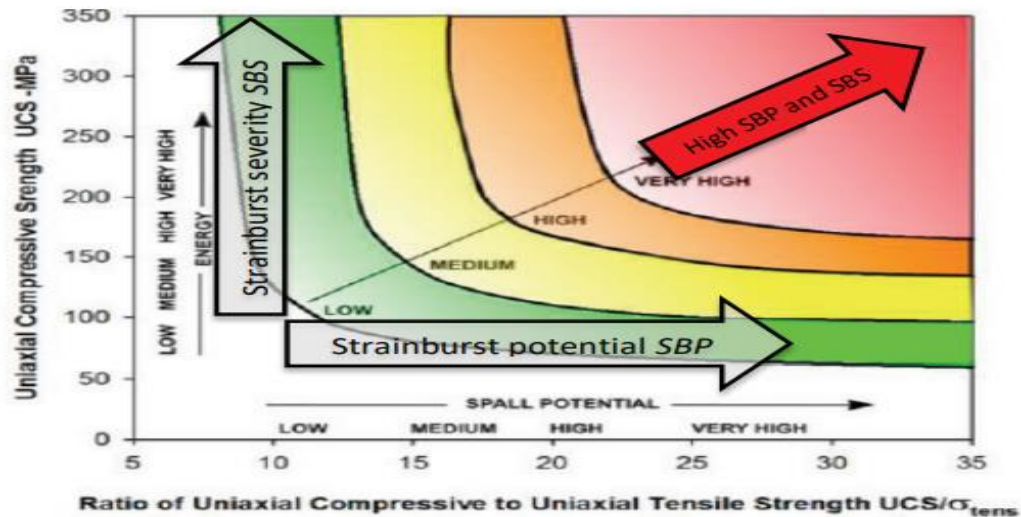
2.3.2. Resistencia compresiva vs esfuerzo tangencial máximo

Este criterio evalúa la severidad de spalling a partir de la relación entre la resistencia compresiva del macizo rocoso vs al máximo esfuerzo tangencial en el perímetro de la excavación. (Drover, Villaescusa, & Onederra, 2018). Kusui (2015) presenta el gráfico de la figura 2, en el cual se muestran casos de estudio y se clasifica el fenómeno

entre spalling moderado, severo y muy fuerte. El fenómeno es de mayor intensidad mientras mayor sea la relación entre la resistencia a compresión del macizo rocoso y el esfuerzo tangencial máximo.

Figura 1

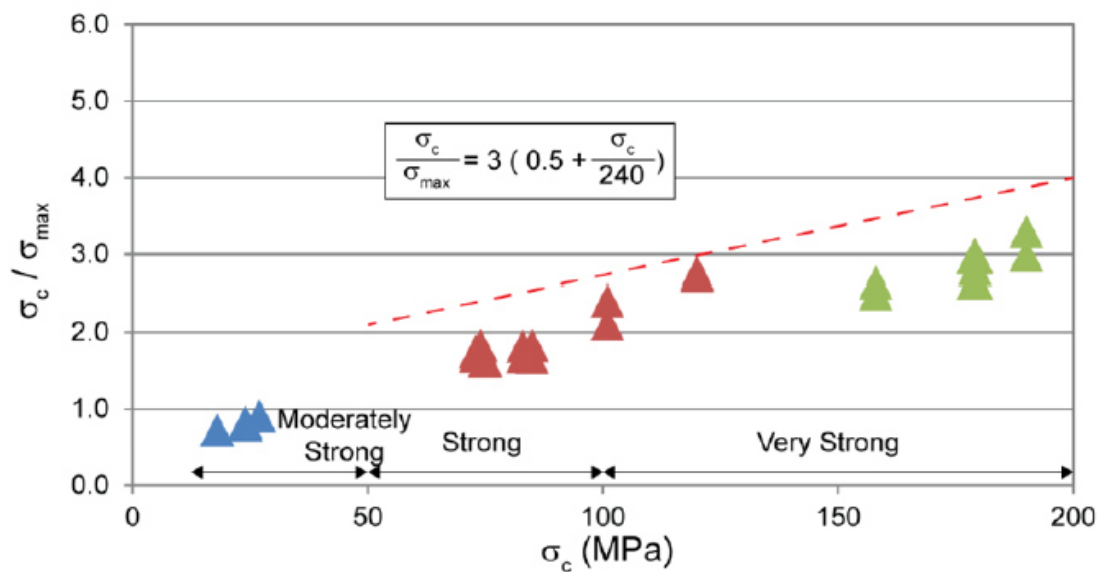
Resistencia compresiva uniaxial (UCS) y resistencia a tracción



Nota: Gráfico propuesto por Diederich (2007) y modificado por Kaiser et. al (2018).

Figura 2

Criterio para medir el potencial de spalling



Nota: Gráfico propuesto por Kusui (2015).

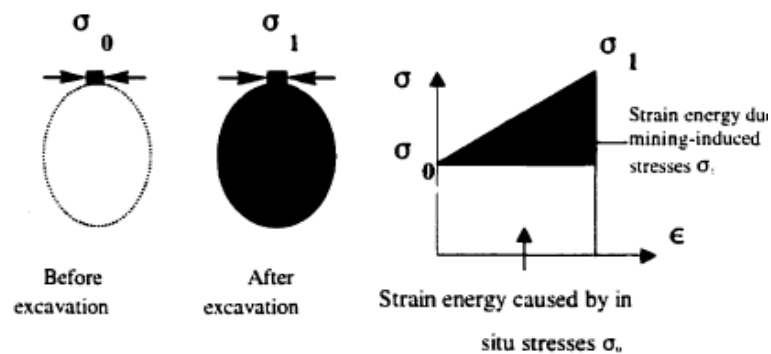
2.4. Criterios de energía, rigidez y deformación

La energía que se libera durante un strainburst autoinducido se debe a un desbalance en el estado de equilibrio del macizo rocoso generado por la excavación, el macizo rocoso está sometido a un campo de esfuerzos insitu el cual genera una energía potencial de deformación, al excavar el macizo rocoso el estado de esfuerzos inicial se modifica generando un esfuerzo inducido el cual produce una energía de deformación, la suma de ambas energías, bajo el punto de vista propuesto por Mitri (1996), es aquella que el macizo rocoso puede almacenar y es conocida como ESR (Energy Storage Rate), sin embargo el trabajo realizado por el cuerpo (W) es mayor que ESR, esta diferencia es la energía disponible que es liberada, conocida como ERR (Energy Release Rate), las figuras 3 y 4 explican el concepto del cambio de energía potencial propuesto por Mitri (1996). El estallido de rocas autoinducido (strainburst) puede atribuirse a la liberación súbita de energía (ERR) en un volumen de roca sometido a altos esfuerzos (Tang, 2000). Matemáticamente el trabajo realizado por el cuerpo (W), está determinado por la ecuación (3).

$$W = ERR + ESR \quad (3)$$

Figura 3

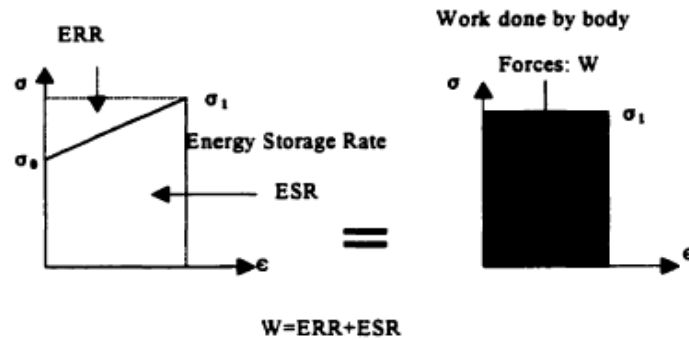
Energía de deformación



Nota: Gráfico propuesto por Mitri et al. (1996) y tomado de Tang (2000).

Figura 4

Concepto de cambio de energía potencial



Nota: Figura propuesta por Mitri (1996) y tomado de Tang (2000).

Tang (2000) a partir de los estudios de Ortlepp (1983), Blake (1972) y Salamon (1984) menciona el balance de energía que explica el origen de la energía disponible capaz de desencadenar estallido de rocas. Cuando un macizo rocoso es perturbado por una excavación la energía proviene de dos fuentes, el trabajo realizado por las fuerzas externas y gravitacionales para deformar el macizo rocoso (W) y la energía de deformación acumulada alrededor de la excavación (U_m), la energía disipada por el sistema es menor a la energía disponible, por lo tanto, dicha energía remanente es la energía liberada (W_r) de acuerdo con las ecuaciones 4 al 8.

$$W + Um > Us + Ws \quad (4)$$

$$Wr = (W + Um) - (Us + Ws) \quad (5)$$

$$Wr \geq Um > 0 \quad (6)$$

$$Wr = Um + Wk \quad (7)$$

$$Wk = W - (Ue - Ws) \geq 0 \quad (8)$$

2.4.1. Índice de potencial de estallido de rocas (BPI)

Metodología para evaluar el potencial de strainburst mediante elementos finitos, determinando si es o no probable la ocurrencia del fenómeno, siempre y cuando el BPI

estimado es mayor al 100%. La metodología consiste en recolectar data geotécnica insitu, determinar las propiedades de la roca mediante ensayos de laboratorio, y finalmente analizar la energía con la ayuda de modelamiento numérico (Tang, 2000).

$$BPI = \frac{ESR}{e_c} \times 100\% \quad (9)$$

$$ESR = \frac{d}{dV} (e_1 + e_2) \quad (10)$$

$$ERR = \frac{d}{dV} (e_r) \quad (11)$$

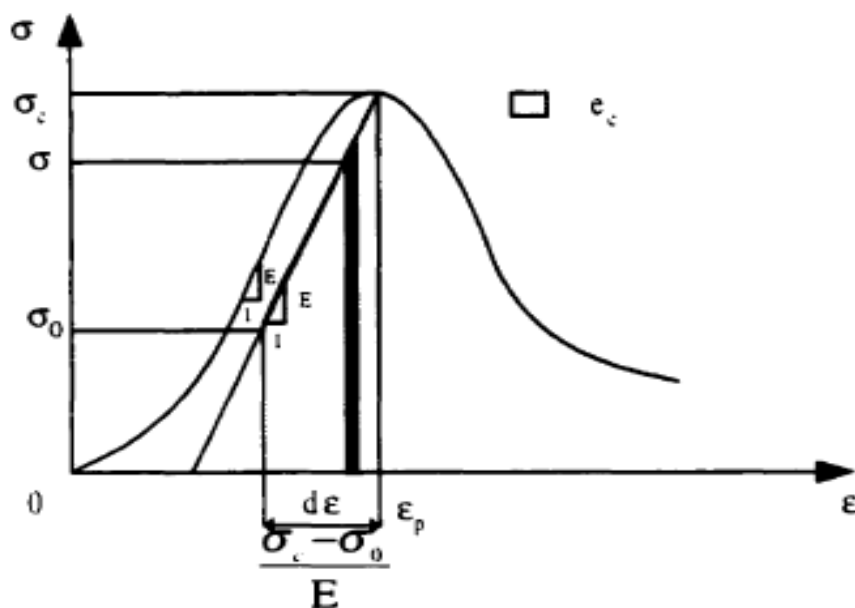
$$e_r = W - (e_1 + e_2) \quad (12)$$

$$e_c = \frac{\sigma_c^2 + \sigma_0^2}{2E} \quad (13)$$

La teoría se sustenta en el balance de energía y en la energía de deformación del macizo rocoso, (e_2) que se genera a partir del esfuerzo insitu alrededor de la excavación, mientras que la energía de deformación acumulada (e_1) se genera a partir del esfuerzo inducido al hacer la excavación. La energía cinética disponible (e_r), es la diferencia del trabajo total (W) menos la suma total de la energía de deformación ($e_1 + e_2$). Tomando derivadas con respecto al volumen de roca, se obtiene el ratio de energía acumulada (Energy Storage Rate, ESR) y ratio de energía liberada (Energy Release Rate, ERR) que son indicadores para poder estimar el potencial de estallido de rocas mediante el criterio BPI. La energía crítica (e_c) determinado a partir del ensayo de compresión uniaxial tomando los valores de resistencia pico de la muestra (σ_p) y la carga inicial (σ_0). El triángulo de la figura 5 se forma a partir del módulo de Young “E” cuya tangente es igual a $E/1$.

Figura 5

Definición de la energía crítica acumulada en el ensayo uniaxial



Nota: Gráfico propuesto por Tang (2000).

2.4.2. Índice de vulnerabilidad de estallido de rocas (RVI)

El criterio RVI propuesto por Qiu, Feng, Zhang y Wu (2011) utiliza múltiples factores para evaluar el riesgo de estallido de rocas en túneles profundos, este criterio es considerado semi cuantitativo por los autores ya que analiza cualitativamente 3 de los cuatro factores que influyen en la obtención del índice de vulnerabilidad.

$$RVI = Fs \times Fr \times Fm \times Fg \quad (14)$$

La ecuación (14) relaciona el factor de control de esfuerzos (Fs), factor petrográfico (Fr), el factor de rigidez (Fm) y el factor geológico (Fg) los tres últimos factores son cualitativos (Qiu & Feng, 2018).

2.4.3. Ratio de respuesta de carga / descarga (LURR)

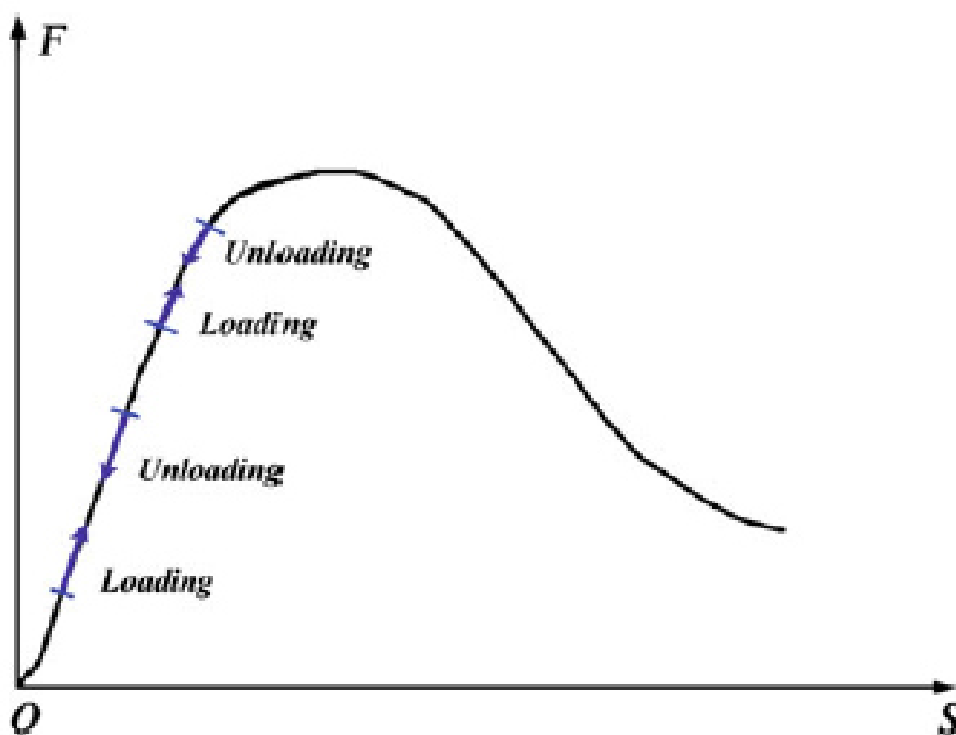
Wang (2018) en su libro “evolución, monitoreo y predicción de estallidos de rocas” sugiere que es posible predecir los estallidos de rocas a partir de la teoría de mutación, teoría de la ratio de respuesta carga/descarga (LURR), Teoría del daño (Damage Theory),

teoría de entropía, teoría difusa de los elementos de la materia (Fuzzy Matter Element Theory), y la teoría bayesiana y modelo de red (Bayesian Theory and Network Model). Estas teorías son adaptadas al fenómeno de estallido de rocas desde otras ramas de la ciencia como la termodinámica (Teoría de entropía).

La teoría LURR representa un criterio a través del cual se puede predecir el estallido de rocas a partir de ensayos de carga y descarga en testigos de roca intacta para lo cual determina la ratio de respuesta “X” mientras que Y (LURR) se define mediante la ecuación (16).

Figura 6

Diagrama esquemático de carga/descarga uniaxial



Nota: Gráfico tomado de Wang (2018).

$$X = \lim_{\Delta F \rightarrow 0} [\Delta S / \Delta F] \quad (15)$$

$$Y = \frac{X_+}{X_-} \quad (16)$$

$$\frac{\Delta F}{\Delta S} = k \cdot \frac{d\sigma}{d\varepsilon} = k \cdot E_d \quad (17)$$

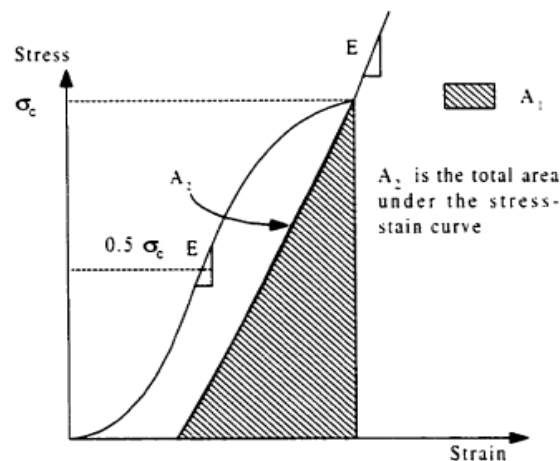
$$k = \frac{A}{l} \quad (18)$$

2.4.4. Índice de fragilidad modificado (BIM)

Modificado por Aubertin y Gill (1988) a partir del índice de riesgo de estallido (Burst Liability Index, BLI) propuesto por Neyman et al. (1972), calcula el potencial de estallido de rocas según la valoración de BIM de la tabla 2, gráficamente se calcula a partir del ensayo de compresión uniaxial y el módulo de rigidez de la muestra ensayada (Figura 7), en el gráfico A2 es el área bajo la curva del ensayo, mientras que A1 es el área del triángulo con pendiente proyectada del módulo de rigidez “E” tomado al 50% de la resistencia pico.

Figura 7

Representación esquemática del criterio BIM



Nota: Gráfico tomado de Tang (2000).

Tabla 2*Rango de clasificación del estallido de rocas (BIM)*

BIM	Riesgo
Entre 1.0 a 1.2	Alto
Entre 1.2 a 1.5	Moderado
Mayor a > 1.5	Bajo

Nota: Tabla tomada de Tang (2000).**Tabla 3***Resumen de criterios para evaluar el potencial de estallido de rocas*

Criterio	Descripción	Referencia
Relación UCS y resistencia a tracción	Evaluación cualitativa para predecir la severidad de strainburst	Diederich (2007), Kanta Panthi (2018)
Resistencia compresiva vs esfuerzo tangencial máximo	Evalúa la severidad de Spalling	Drover, Villaescusa, & Onederra (2018), Kusui (2015)
Criterios de energía, rigidez, deformación	Evaluación del strainburst autoinducido y energía de deformación	Mitri (1996), Tang (2000)
Índice de potencial de estallido de rocas (BPI)	Metodología para evaluar la probabilidad de strainburst	Tang (2000)
Índice de vulnerabilidad de estallido de rocas (RVI)	Evaluación del riesgo en túneles profundos	Qiu, Feng, Zhang y Wu (2011)

Ratio de respuesta de Carga / Descarga (LURR)	Predicción de estallidos de rocas mediante ensayos de carga y descarga	Wang (2018)
Índice de fragilidad modificado (BIM)	Calcula el potencial de estallido de rocas	Aubertin y Gill (1988), Neyman et al. (1972)

Nota: Elaboración propia.

2.5. Mecanismos de respuesta

Evaluar el riesgo de estallido de rocas de una excavación durante las primeras etapas del proyecto permite predecir el sostenimiento necesario durante la excavación, del mismo modo será posible ubicar intersecciones con cruceros, cámaras y otras excavaciones de riesgo alto, sin embargo existe un límite máximo de soporte disponible a partir del cual no será posible retener la energía involucrada en el fenómeno, en este sentido será necesario evaluar algún proyecto alternativo, cambiar la dirección de la rampa, la dirección de minado, el ratio de explotación, implementar voladura de pre acondicionamiento (destress blasting) e incluso modificar la forma de la excavación, de esta manera será posible reducir el impacto y la intensidad de los estallidos de rocas (Kaiser et al., 1996).

2.5.1. Sostenimiento con propiedades dinámicas

Pernos de anclaje dinámicos. Los pernos de anclaje dinámicos han sido fabricados especialmente para condiciones con alto potencial de estallido de rocas, o en aquellas zonas donde existe una alta concentración de eventos micro sísmicos. La aplicación de estos pernos resulta en un incremento del costo de sostenimiento, por ello su aplicación debe ser limitada a zonas con alto potencial o actividad sísmica, el proceso de sostenimiento no se ve afectado ya que la instalación de estos pernos es similar a los pernos convencionales, por lo tanto, no es necesario invertir en equipos de sostenimiento especializado.

Las propiedades de absorción de energía se pueden medir en laboratorio, New Concept Mining cuenta con un equipo de medición de absorción de energía y deformación al cual llaman “Dynamic Impact Tester” (NCM DIT), los ensayos consisten en liberar una carga de un peso conocido a una altura conocida, con lo cual se determina la energía de impacto y la velocidad, mientras las deformaciones son captadas por cámaras especiales (Knox, Berghorst, & Crompton, 2018). Este ensayo podría ser aplicado para evaluar la capacidad de absorción de energía de los pernos convencionales y la velocidad de impacto que pueden soportar en combinación con el shotcrete.

Shotcrete con propiedades dúctiles. La norma EFNARC 1996, ahora EN 14488-5 para paneles, describe cómo comparar la ductilidad del shotcrete. El ensayo utiliza un panel de concreto de 600 x 600 x 15 mm, al que se aplica una carga y se mide su deflexión hasta 25 mm. La curva carga vs deflexión muestra la absorción de energía. La tenacidad del concreto proyectado se mide en función de la absorción de energía o la resistencia residual, en Australia y Estados Unidos se utiliza la norma ASTM C 1550 (García, 2014).

Malla eslabonada. Las mallas son usadas comúnmente como elementos de retención combinados con pernos (malla electrosoldada), sin embargo, para condiciones dinámicas la malla Chain-link proporciona mayor capacidad de absorción de energía, adecuado para retener estallidos de rocas de baja intensidad, sin embargo, al combinarse con shotcrete la capacidad de absorción de energía puede aumentar considerablemente.

2.5.2. Mecanismos de repuesta estratégicos

Método de minado y parámetros de diseño. Mediante análisis numérico es posible comparar el riesgo de estallido de rocas de métodos de minado distintos, lo cual permitirá elegir la opción que produzca menor impacto a las operaciones. Según káiser et al (1996) durante la etapa media de la vida de la mina obtendremos más información del

comportamiento del macizo rocoso y el mecanismo de rotura en función del nivel de esfuerzo que nos permitirá realizar un análisis con mayor precisión.

Forma y dirección de la excavación. En yacimientos emplazados en macizos rocosos sedimentarios se observa mayor probabilidad de strainburst autoinducido cuando el avance de las excavaciones es paralelo al rumbo de los planos de estratificación lo cual repercute en el mayor costo de sostenimiento, en excavaciones perpendiculares al rumbo de la excavación el riesgo es menor bajo las mismas condiciones de esfuerzos. La orientación del sistema estructural predominante y el nivel de esfuerzos debe determinar la forma de la excavación la cual debe evaluarse a través de métodos de elementos finitos para estimar el esfuerzo inducido en estas zonas de debilidad, la forma en herradura de las excavaciones no necesariamente debe ser considerada como un axioma exento de modificaciones.

2.5.3. Voladura de liberación de esfuerzos

La voladura de liberación de esfuerzos consiste en modificar las propiedades del macizo rocoso e inducir un reacomodo de los esfuerzos con el fin de reducir el riesgo de estallido de rocas (strainburst) al que pueda estar sometida una excavación. Cuando la voladura se realiza antes de ingresar a la zona de interés, esta técnica se conoce como voladura de preconditionamiento.

Variantes y aplicación. Según la literatura revisada durante la elaboración de esta tesis se pudo verificar que existen tres tipos de variantes, el primero es la voladura de preconditionamiento en avances de excavaciones profundas , otra variable resulta en la detonación de cargas explosivas en pilares y puentes donde se haya evidenciado o previsto un aumento en los esfuerzos inducido a medida que avanza el minado, finalmente durante el 2015 en Canadá, específicamente en la mina Copper Cliff Mine, se aplicó la voladura

de liberación de esfuerzos a gran escala (Long Scale Destress Blasting) (Vennes, Mitri, Chinnesane, & Yao, 2020). En resumen, las variantes más aplicadas son las siguientes:

- Voladura de preacondicionamiento en avances.
- Voladura de liberación de esfuerzos en pilares y puentes.
- Voladura de liberación de esfuerzos a gran escala.

Tang (2000) propone las siguientes situaciones durante el minado donde se puede aplicar la voladura de liberación de esfuerzos, situaciones que fácilmente pueden ser evaluadas determinado el potencial de estallidos de rocas:

- Desarrollo de avances (galerías, cruceros, rampas, etc.).
- Desarrollo de piques.
- Long Wall Mining, en minería de carbón.
- Producción, según el método de minado

Este método estratégico para reducir el potencial de estallido de rocas puede aplicarse en diferentes métodos de minado. Para determinar su necesidad, es crucial utilizar métodos de elementos finitos y contar con un modelo geomecánico adecuado de la excavación. El monitoreo micro sísmico también puede complementar la toma decisiones para aplicar la voladura de liberación de esfuerzos en aquellas zonas con alta actividad micro sísmica.

Parámetros de diseño. La voladura de liberación de esfuerzos fragmenta el macizo rocoso, reduciendo su rigidez y la energía liberada por las fracturas inducidas. También busca cambiar el mecanismo de falla de elástico-frágil a plástico-dúctil, llevando al macizo rocoso a la zona de posrotura en la curva esfuerzo-deformación. (Vennes, Mitri, Chinnesane, & Yao, 2020; Tang, 2000; Drover, Villaescusa, & Onederra, 2018). La efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos, tomando en cuenta los efectos que se busca sobre el macizo rocoso, depende de los siguientes parámetros de diseño:

- Orientación de los esfuerzos principales con respecto a las fracturas inducidas por la detonación (Drover, Villaescusa, & Onederra, 2018).
- Características del explosivo utilizado, poder rompedor, capacidad para generar gases para propagar las fracturas.
- Características del taladro perforado, diámetro, longitud, espaciamiento, burden necesario para que las fracturas inducidas interactúen entre sí.
- Características de la disposición y ubicación del explosivo dentro del taladro, carga acoplada o desacoplada.
- Propiedades del macizo rocoso, resistencia a la compresión uniaxial (UCS), propiedades elásticas, y propiedades post rotura.
- Orientación de las discontinuidades naturales, fallas diaclasas, diques, estratificaciones.

Modelamiento numérico. Las ecuaciones (19) y (20) son ecuaciones matriciales donde E_d y σ_d son las propiedades del macizo rocoso y el estado de esfuerzos residual producto de las detonaciones, E_i y σ_i son las condiciones iniciales de ambos parámetros respectivamente, todos los cálculos y ecuaciones completas se pueden revisar en la tesis de Tang (2000) ya que salen del objetivo de esta tesis.

$$ED = \alpha i X Ei \quad (19)$$

$$\sigma D = (1 - \beta i) X \sigma i \quad (20)$$

El efecto de la carga explosiva y la interacción con el macizo rocoso se puede evaluar mediante los softwares HSBM (Hybrid Stress Blasting Model) y JKSimBlast, mientras que las esfuerzos, deformaciones, trabajo y energía se deben estimar mediante métodos numéricos (FLAC, PLAXIS, RS², ABACUS).

3. Trabajo Plástico en Excavaciones Subterráneas

3.1. Introducción

La energía liberada durante el proceso de deformación del macizo rocoso, que se produce al alterar el equilibrio cuando se realiza una excavación, puede estar relacionada directamente con la energía involucrada cuando se produce un strainburst estático, la energía que se libera en este fenómeno está relacionada al trabajo plástico (parte del trabajo total). El propósito de este capítulo es estimar el nivel de energía liberada durante la excavación de un túnel a una profundidad de 1000 metros y cuyas propiedades del macizo rocoso y roca intacta han sido tomadas de la mina Huanzalá ubicado en Ancash (Perú) donde se ha observado el fenómeno de strainburst leve a moderado durante los años 2020 a 2021 a profundidades de entre 600 a 800 metros, por lo tanto se trata de reproducir las condiciones para que el fenómeno de strainburst autoinducido se desencadene durante la simulación y modelamiento del fenómeno.

3.2. Propiedades de la roca intacta y del macizo rocoso

Las propiedades de la roca intacta consideradas en el análisis se basan en valores obtenidos de ensayos de laboratorio realizados en una caliza con una resistencia a compresión uniaxial de 84.88 MPa. Las propiedades elásticas de la roca intacta se detallan en la tabla 4.

Las propiedades del macizo rocoso se presentan en la tabla 5, El GSI fue estimado durante labores de inspección y caracterización de la zona donde se produjo el fenómeno en estudio, los demás parámetros y constantes del macizo rocoso (m_b , a , s) fueron estimados aplicando las ecuaciones propuestas por el criterio de rotura de macizos rocoso de Hoek & Brown (2002).

Tabla 4*Propiedades de la roca intacta*

Propiedad	Valor	Und.
RCU	84.88	Mpa.
Resistencia a Tracción	-6.758	Mpa.
Módulo de Poisson	0.11	-
E	15.85	Gpa.
mi	11.57	-

*Fuente: Cía. Minera Santa Luisa (2022)***Tabla 5***Propiedades del macizo rocoso*

Propiedad	Valor	Und
GSI	75	-
Erm	15.306	Gpa
mb	2.612533	-
s	0.022644	-
a	0.500911	-

*Fuente: Cía. Minera Santa Luisa (2022)***3.3. Estado tensional inicial**

Los esfuerzos principales iniciales aplicados se han calculado con el esfuerzo vertical máximo (27 Mpa) esperado a una profundidad de 1000 metros considerando que la relación de esfuerzos verticales y horizontales “k” es igual a 1, lo cual representa un tensor de esfuerzos insitu isotrópico.

El esfuerzo tangencial máximo inducido en una excavación circular ideal puede estimarse mediante la ecuación (23) con lo que el esfuerzo tangencial máximo posible es de 54 Mpa.

$$\sigma_v = 0.027 \left(\frac{\text{MPa}}{\text{m}} \right) \times \text{profundidad(m)} = 0.027 \times 1000 = 27 \text{ Mpa} \quad (21)$$

$$\sigma_h = \sigma_v \times K = 27 \times 1 \quad (22)$$

$$\sigma_{\max} = 3\sigma_1 - \sigma_3 = 3 \times 27 - 27 = 54 \text{ Mpa.} \quad (23)$$

3.4. Riesgo e intensidad de estallido de rocas

Barton et al. (1974), en su clasificación geomecánica, propone de manera indirecta un criterio simple para evaluar la posibilidad de ocurrencia de estallidos de rocas en una excavación subterránea, el factor de reducción de esfuerzo (SRF) es estimado mediante tablas en las cuales existen descripciones de acuerdo con el ratio estimado entre el esfuerzo tangencial máximo y la resistencia de la roca intacta, si el ratio es mayor a 0.2 a 0.4 , es probable la ocurrencia del fenómeno de strainburst (tabla 6).

La tabla 7 muestra la intensidad de estallido de rocas autoinducido calculado a partir de la ecuación (1) propuesta por Kaiser et. al. (1996), según estos los resultados del análisis, la intensidad del estallido de rocas está relacionado directamente con las dimensiones de la excavación bajo las mismas condiciones de esfuerzos iniciales y propiedades del macizo rocoso. Según Kaiser et. al. (1996) es de esperarse estallidos de rocas de intensidad media con una profundidad de falla de 0.56 m para un diámetro de túnel equivalente de 4 metros.

Tabla 6

Riesgo de estallido de rocas en función del esfuerzo máximo y la resistencia de la roca intacta

Autor	Criterio	Valor	Riesgo
Barton (1974) *	$\frac{\sigma_{\max}}{\sigma_c} > 0.2 - 0.4$		

Kaiser et al. (1996)	$\frac{\sigma_{max}}{\sigma_c} > 0.3 - 0.5$	$\frac{54.00}{84.88} = 0.64$	Posibilidad de estallido de rocas
----------------------	---	------------------------------	---

Fuente: Elaboración propia

Tabla 7

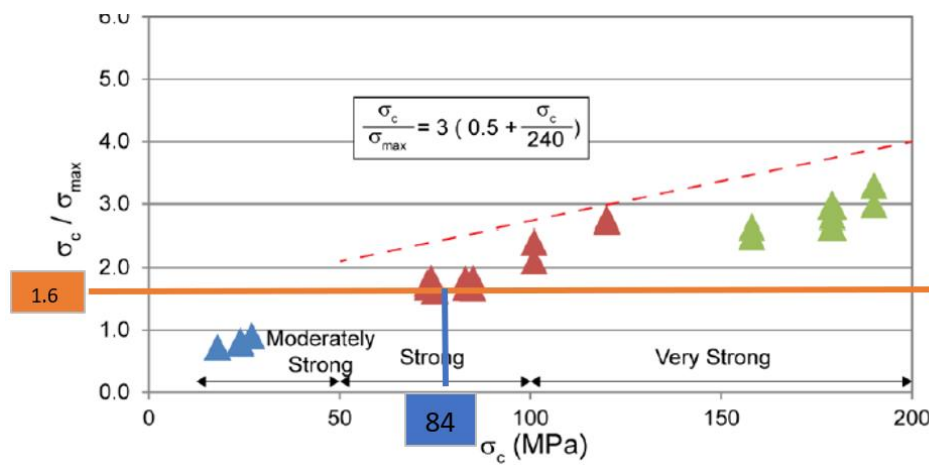
Intensidad de strainburst

Diámetro	RCU	σ_1	σ_3	σ_{max}	df	Intensidad
3	84.88	27	27	54	0.42	Medio
4	84.88	27	27	54	0.56	Medio
5	84.88	27	27	54	0.71	Medio
6	84.88	27	27	54	0.85	Alto

Fuente: Elaboración propia

3.5. Intensidad de spalling

Aplicando el criterio propuesto por Kusui (2015), se determina que la intensidad de spalling esperada presenta un nivel “fuerte”. Este nivel se obtiene al calcular el cociente entre el esfuerzo tangencial máximo inducido (54 MPa) y la resistencia a la compresión uniaxial de la muestra de roca intacta (84.88 MPa), lo cual resulta en un valor de 1.6. Este valor, ubicado en el eje vertical, al ser comparado con la resistencia a compresión simple en el eje horizontal (84.88 MPa), demuestra que el modelo numérico reproduce condiciones idóneas para que el fenómeno de strainburst se manifieste en forma de spalling.

Figura 8*Potencial de spalling*

Nota: Figura propuesta por Kusui (2015) y modificado para fines de esta investigación.

3.6. Trabajo plástico

El trabajo total durante la deformación de un sistema elástico es resultante de la suma del trabajo elástico, que depende de las constantes elásticas del material, y el trabajo plástico que se libera en forma de energía. El trabajo total de un sistema elástico se puede estimar mediante elementos finitos de acuerdo con las ecuaciones 29 y 30 que corresponden al trabajo total de corte y volumétrico respectivamente. El trabajo elástico total del sistema está determinado por la ecuación 24 el cual depende de las constantes elásticas del material y del tensor de esfuerzos. Finalmente, el trabajo plástico resulta de la diferencia del trabajo total del sistema y el trabajo elástico total (volumétrico y de corte), dicha diferencia representa la energía total liberada (ecuación 31), (Itasca Consulting Group Inc., 2017)

El software Flac 3D 6.00, según su manual de usuario emplea las siguientes ecuaciones en el proceso de cálculo.

$$W_e = \frac{V}{2} \left(\frac{\sigma_{ij}^d \sigma_{ij}^d}{2G} + \frac{\bar{\sigma} \bar{\sigma}}{K} \right) \quad (24)$$

$$\Delta W_e = W_e - W'_e \quad (25)$$

$$\Delta W_e = \Delta W_{es} + \Delta W_{ev} \quad (26)$$

$$\begin{aligned} \Delta W_{Ts} = \frac{V}{2} [& (\sigma_{11} + \sigma'_{11})e_{11} + (\sigma_{22} + \sigma'_{22})e_{22} + (\sigma_{33} + \sigma'_{33})e_{33} \\ & + 2(\sigma_{12} + \sigma'_{12})e_{12} + 2(\sigma_{13} + \sigma'_{13})e_{13} \\ & + 2(\sigma_{23} + \sigma'_{23})e_{23}] \end{aligned} \quad (27)$$

$$\Delta W_{Tv} = \frac{3V}{2} (\bar{\sigma} + \bar{\sigma}') \bar{e} \quad (28)$$

$$\Delta W_{ps} = \Delta W_{Ts} - \Delta W_{es} \quad (29)$$

$$\Delta W_{pv} = \Delta W_{Tv} - \Delta W_{ev} \quad (30)$$

$$\Delta W_{pT} = \Delta W_{ps} + \Delta W_{pv} \quad (31)$$

- W_e : Energía elástica de deformación (J)
- W'_e : Energía elástica de deformación previa (J)
- W_{es} : Energía elástica de corte (J)
- W_{ev} : Energía elástica volumétrica (J)
- W_{Ts} : Energía de corte total (J)
- W_{Tv} : Energía volumétrica total (J)
- W_{ps} : Trabajo plástico de corte (J)
- W_{pv} : Trabajo plástico volumétrico (J)
- W_{pT} : Trabajo plástico total (J)
- ΔW : Cambio en el trabajo o energía entre dos momentos
- σ_{ij}^d : Esfuerzo desviatorio (Pa)

- $\bar{\sigma}$: Esfuerzo principal (Pa)
- e : Deformación
- V : Volumen (m^3)
- G : Módulo de rigidez (Pa)
- K : Módulo de compresibilidad (Pa)

La ecuación (31) estima el cambio de trabajo plástico total durante cada “Step” o etapa de la excavación, el cálculo se genera para cada elemento finito del modelo, llamado zona en el lenguaje de Itasca.

El strainburst autoinducido está relacionado directamente con la energía liberada de forma brusca, por lo tanto, es posible estimar el riesgo del estallido de rocas mediante elementos finitos. Mientras mayor sea la energía de deformación que se libere (trabajo plástico), la excavación estará sometida a mayor severidad y probabilidad de ocurrencia de strainburst autoinducido

Establecer niveles de energía liberada mediante el trabajo plástico de casos reales donde se haya producido strainburst autoinducido, podría permitir generar niveles de alerta y de intensidad de strainburst, estimar la severidad, ubicar el área de la excavación con mayor probabilidad de ocurrencia (corona, hastial o frente de la excavación). Establecer dichos niveles de alerta de energía liberada por trabajo plástico requiere de un análisis sensitivo de diversos casos donde hayan ocurrido estos fenómenos lo cual escapa de los objetivos de esta tesis.

3.6.1. Riesgo asociado al trabajo plástico

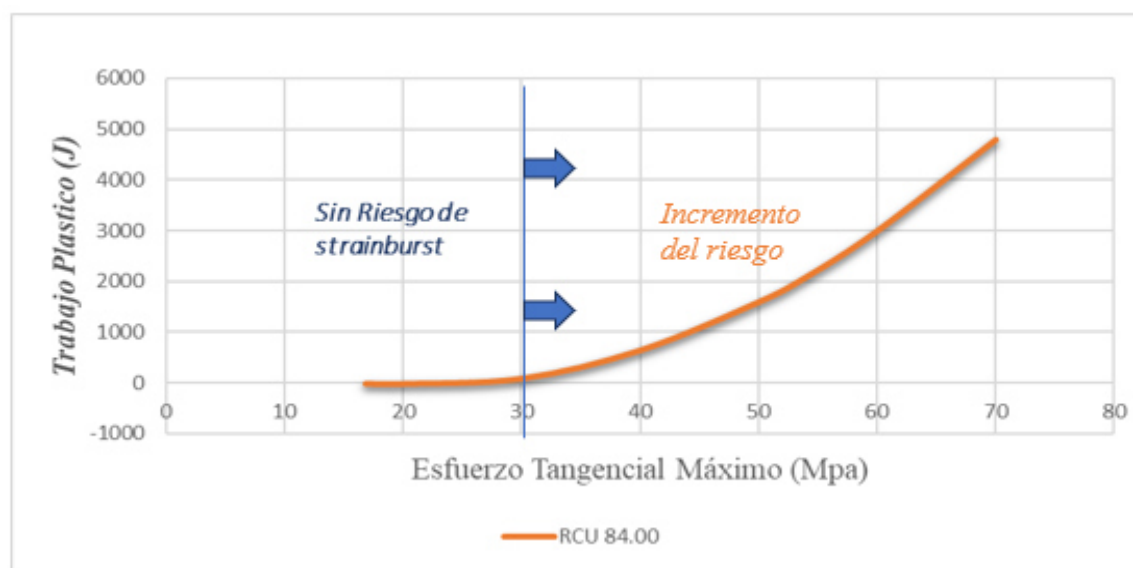
Los límites de energía liberada dependen de los esfuerzos inducidos en el perímetro de la excavación, a partir del análisis de la magnitud y orientación de esfuerzos insitu es posible obtener los límites de energía liberada (trabajo plástico), para tal fin es necesario

reducir los esfuerzos insitu manteniendo las propiedades elásticas del macizo rocoso.

Aplicando métodos de elementos finitos como laboratorio numérico, es posible determinar el límite inferior de energía liberada a través de la curva esfuerzo tangencial máximo vs trabajo plástico como se muestra en la figura 9 a partir del cual existe probabilidad de ocurrencia de strainburst.

Figura 9

Riesgo de strainburst asociado al trabajo plástico



Nota: Elaboración propia.

La curva esfuerzo tangencial máximo vs el trabajo plástico se graficó en función de las condiciones de esfuerzo – deformación al que está sometida la excavación, para el caso de análisis se determinó que un nivel de esfuerzo tangencial máximo de 30 MPa es el límite inferior con posibilidad de liberar energía ya que el trabajo plástico bajo estas condiciones se aproxima a cero y por lo tanto la posibilidad de ocurrencia del estallido de rocas es mínima o nula, esfuerzos tangenciales mayores liberan mayor energía y por lo tanto existe mayor riesgo de estallidos de rocas.

El análisis paramétrico se extiende a las constantes elásticas del macizo rocoso, para lo cual se mantiene los niveles de esfuerzo insitu invariables, analizando las

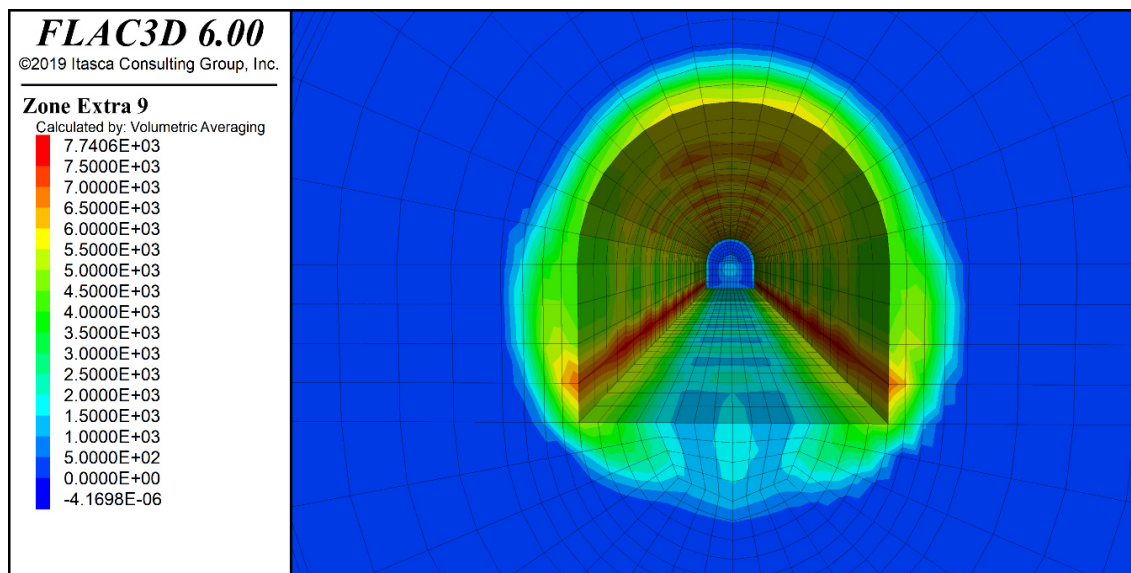
ecuaciones del trabajo plástico se concluye que la energía liberada es inversamente proporcional al módulo de rigidez, módulo de corte y directamente proporcional a la constante de Poisson.

3.6.2. Riesgo de strainburst en el perímetro de la excavación

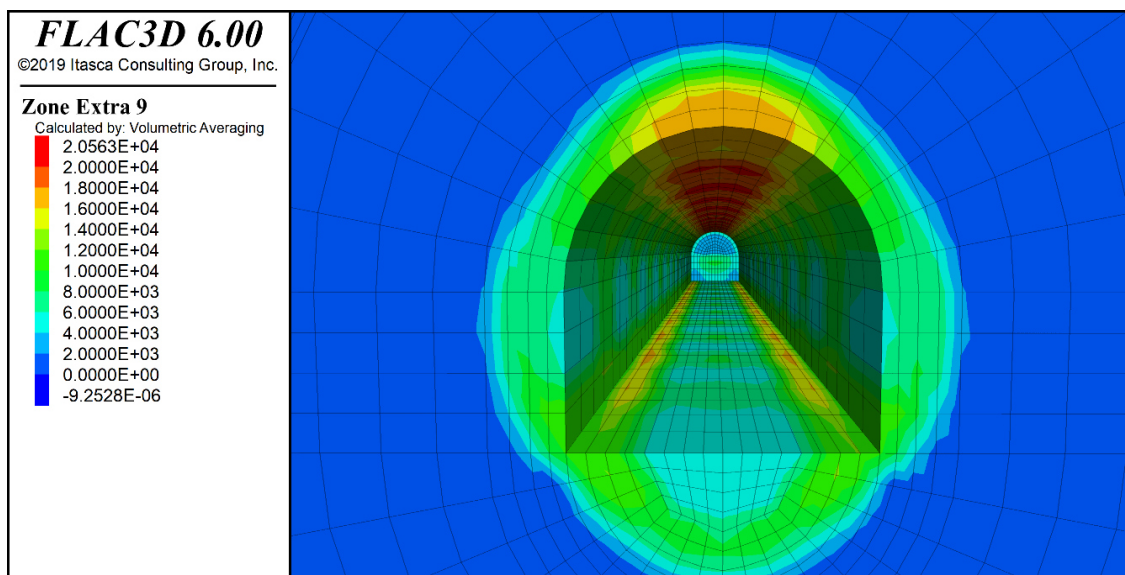
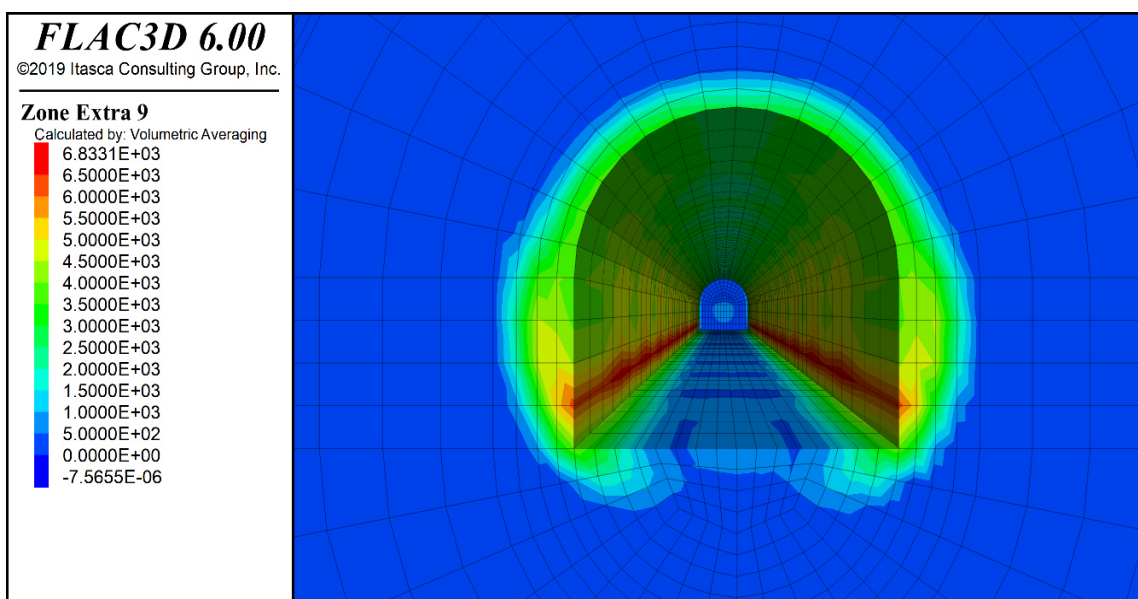
Analizar los esfuerzos in situ mediante la relación de esfuerzos verticales y horizontales, expresado mediante la relación "k", permite identificar las zonas alrededor del perímetro de la excavación con mayor riesgo de estallido de rocas. En condiciones isotrópicas ($K=1$) se observa una distribución de energía uniforme con mayor riesgo en la corona, base del hastial de la excavación y en el mismo frente de avance del túnel, esfuerzos horizontales mayores a los esfuerzos verticales ($K>1$) generan mayor energía en la corona de la excavación mientras que esfuerzos verticales mayores que los horizontales ($K<1$), generan mayor energía en los hastiales de la excavación cual es posible centralizar los recursos para reducir el nivel de impacto y riesgo de strainburst.

Figura 10

Trabajo plástico ($K=1$)



Nota: Elaboración propia, utilizando el software Flac 3D.

Figura 11*Trabajo plástico ($K > 1$)**Nota:* Elaboración propia, utilizando el software Flac 3D.**Figura 12***Trabajo plástico ($k < 1$)**Nota:* Elaboración propia, utilizando el software Flac 3D.

4. Efectividad De La Voladura De Liberación De Esfuerzos

4.1. Introducción

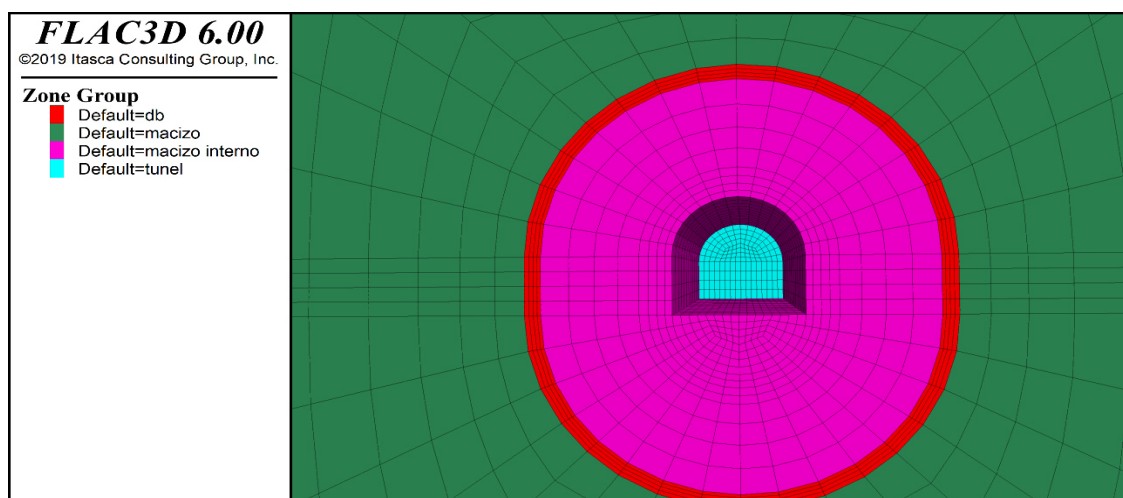
El análisis consiste en registrar el trabajo plástico en estaciones de control en la corona y hastiales tomando en consideración que la mayor cantidad trabajo plástico se libera en dichas partes del perímetro del túnel como se muestra en la figura 10, el trabajo plástico calculado se registra en cada “step” de la excavación para registrar la evolución de la energía liberada a medida que el frente de avance se acerca, pasa por el punto de control y se aleja hasta excavar completamente el modelo.

Cada “step” simula el avance del túnel de cuatro metros y la voladura de liberación de esfuerzos en el perímetro del siguiente corte del túnel, por lo que a esta técnica también se le conoce como voladura de preconditionamiento. La voladura de liberación de esfuerzos modifica las propiedades del macizo rocoso interno (α) y de la zona de influencia de la voladura, del mismo modo se aplica el factor de disipación de esfuerzos (β) propuesto por Tang (2000).

Por lo tanto, el modelo conceptual analizado consta de 04 grupos asignados para facilitar los cálculos y lenguajes de programación involucrados, de tal manera, el esquema de la figura 13 muestra los grupos “túnel”, macizo rocoso interno (MRI), zona de voladura de liberación de esfuerzos o distress blasting (interfaz) y macizo rocoso externo (MRE)”. En cada step se asigna el modelo constitutivo nulo al grupo “túnel”, el macizo rocoso interno del siguiente corte del túnel es modificado por α y β , siendo β el parámetro de mayor relevancia ya que en este sector la influencia de la fragmentación de la voladura de preconditionamiento aplicado en el interfaz pierde influencia, el interfaz modifica sus propiedades elásticas generando una zona de discontinuidad, finalmente en el macizo rocoso externo no modifica ninguna de sus propiedades elásticas ni la condición de esfuerzos inicial.

Figura 13

Grupos asignados al modelo conceptual



Nota: Elaboración propia.

4.2. Geometría y dimensiones del modelo

El modelo conceptual está conformado por el macizo rocoso externo el cual está limitado por las condiciones de borde, el túnel en herradura rodeado por el macizo rocoso interno, y finalmente se encuentra la zona de voladura de liberación de esfuerzos que representa un interfaz entre el macizo externo e interno. El túnel en herradura consta de una sección de 4x4 metros, el eje de todo el modelo pasa por el centro del túnel siendo la intersección con la base del modelo el origen de coordenadas (0.0), la coordenada superior en el eje “z” es de 62, 60 en el eje x y el modelo cuenta con una profundidad en el eje “y” de 50 metros.

Tabla 8

Coordenadas y dimensiones del modelo

Eje	Mínimo	Máximo	Longitud del modelo
X	-30.00	30.00	60
Y	0.00	50.00	50
Z	0.00	62.00	62

Fuente: Elaboración propia.

4.3. Diseño y distribución de la carga explosiva

Los diámetros del macizo rocoso interno y del área de influencia de la voladura de liberación de esfuerzos dependen de los diseños de perforación y longitudes de carga que se utilizan en esta técnica de mitigación de riesgos de strainburst.

Feng Xia Ting (2018) recomienda los siguientes parámetros de diseño carga explosiva y longitud de perforación:

- Longitud de perforación 3.2 a 4.7 m.
- Inicio de la carga explosiva 3.0 o 1.5 x Altura de la excavación.
- Longitud de la carga explosiva 0.7 – 1.9 m.
- Retacado 2.5 a 3.1 m
- Espaciamiento 0.7 a 1.2 m.

En la práctica, se recomienda que los taladros perforados sean detonados simultáneamente para lograr generar la interfaz deseada entre el macizo rocoso externo e interno, interfaz que se genera cuando el taladro detonado genera nuevas fracturas y expande las ya existentes hasta que estas interactúen entre sí.

Tomando en consideración la recomendación anterior, se considera para este estudio una perforación de 4 metros de longitud desde el perímetro del túnel y el inicio de la carga explosiva se encuentra a 3.0 metros con lo que la configuración final del modelo representa un macizo rocoso interno con un diámetro de 3 metros y una zona de interacción de fracturas e influencia de la voladura de 1 metro como se muestra en las figuras 13 y 14.

4.4. Modelamiento numérico

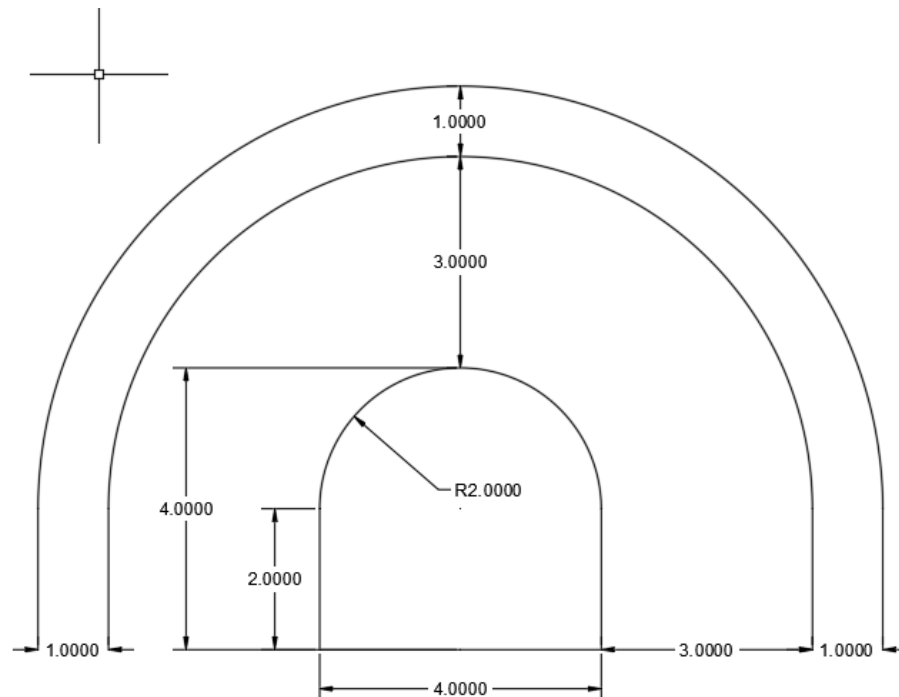
4.4.1. Modelo conceptual

El modelo conceptual esta generado a partir de geometrías básicas o primitivas tridimensionales los cuales deben están relacionados entre sí por la misma cantidad de

nodos y ratios de distribución de dimensiones “n” y “r”, específicamente el modelo está constituido por paralelepípedos o “bricks” (Figura 16) cuyos bordes se suavizan para finalmente obtener la configuración de la figura 14.

Figura 14

Configuración geométrica del modelo



Nota: Elaboración propia.

Como se muestra en el esquema de la figura 16, los paralelepípedos aledaños que comparten nodos y aristas deben tener en común ratios “n” y “r”, donde r representa la cantidad de nodos en el que se divide el brick, mientras que “r” representa el ratio de espaciamiento entre cada nodo lo cual permite generar enmallados más finos en zonas de mayor interés numérico.

Los nodos principales del modelo se han representado con números que varían de 1001 a 1038 en la cara frontal del modelo, los puntos opuestos en la cara posterior del modelo están enumerados con los códigos del 2001 al 2038

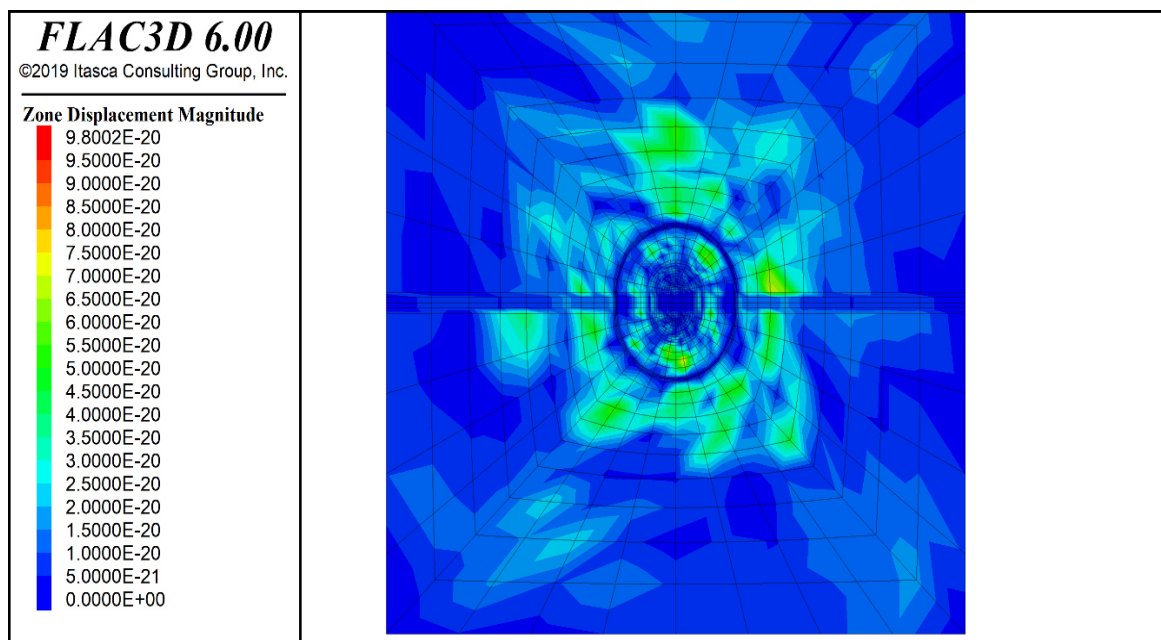
4.4.2. Condiciones iniciales

El modelo conceptual debe inicializarse en condiciones de equilibrio, es decir se debe garantizar que no existan desplazamientos iniciales, para lo cual se debe definir las condiciones de borde del modelo, los esfuerzos iniciales y el modelo constitutivo. La integración de las condiciones iniciales debe resultar en desplazamientos iniciales nulos sobre todo cuando se modela numéricamente túneles a gran profundidad ya que los bordes del modelo están limitados al desplazamiento en todas las direcciones (Figura 15).

Los esfuerzos verticales y horizontales iniciales son de 27 Mpa. considerando una ratio de esfuerzos “k” de 1 mientras que las propiedades del modelo constitutivo de Hoek & Brown (2002) se presentaron en las tablas 4 y 5 para roca intacta y macizo rocoso respectivamente.

Figura 15

Condiciones iniciales del modelo



Nota: Elaboración propia, utilizando el software Flac 3D.

4.4.3. Registro de variables extra

En el software aplicado es necesario agregar variables extra para cálculos adicionales o variables que no estén contenidas directamente en las opciones de ploteo, es

importante considerar si la magnitud extra se encuentra registrada en los nodos, como los desplazamientos y deformaciones, o en las zonas como en el caso del trabajo plástico (energía).

Para activar el trabajo plástico y elástico es necesario activar las variables mediante el comando “Zone mechanical energy on” antes de asignar en que variable extra se va a registrar la energía y luego se tiene que inicializar la variable extra

4.4.4. Selección de puntos de control

Los puntos de control se ubican en la corona y hombro del túnel, el modelo cuenta con 6 puntos de control en 3 secciones longitudinales espaciadas a 8 metros alejadas de los bordes del modelo para evitar errores en los registros durante la simulación de la construcción del túnel, finalmente los datos son exportados en tablas luego de la construcción del túnel (ver esquema de la figura 17).

4.4.5. Excavación del túnel

El proceso de construcción del túnel se modela de acuerdo con el esquema presentado en la figura 17. En este esquema, cada etapa de cálculo está vinculada a la excavación del túnel y a la zona de voladura destinada a liberar los esfuerzos acumulados. Esta zona de voladura está desfazada en relación con la posición del túnel para reflejar la secuencia real de la excavación. Durante cada etapa, se registra la energía liberada en forma de trabajo plástico en estaciones específicas ubicadas en la corona y los hastiales del túnel. Además, se ajustan las propiedades del macizo rocoso y el estado tensional utilizando los parámetros α y β , conforme a la metodología propuesta por Tang (2000). Este ajuste permite modelar con precisión los cambios en las propiedades mecánicas y el estado tensional del macizo rocoso a medida que avanza la excavación.

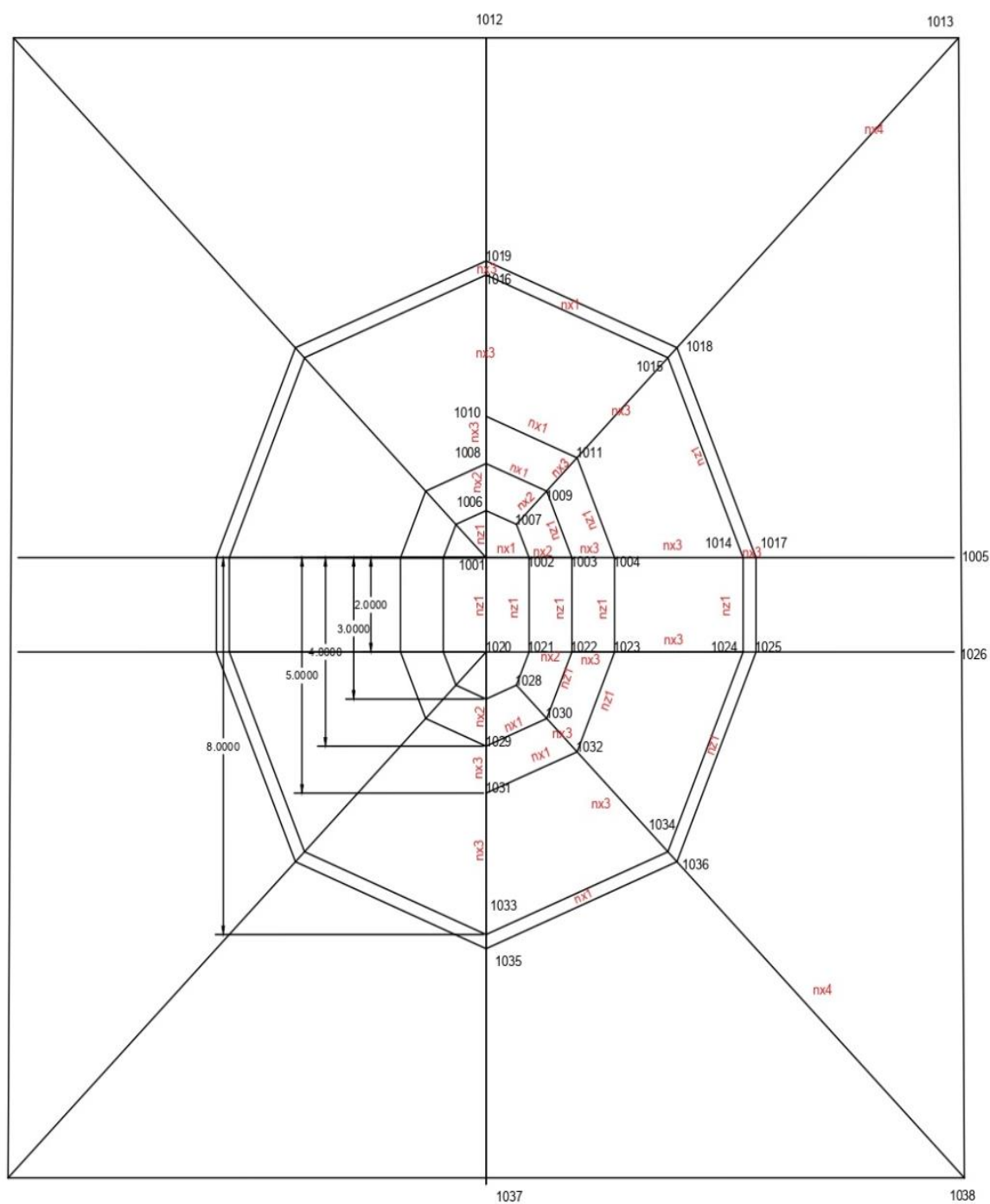
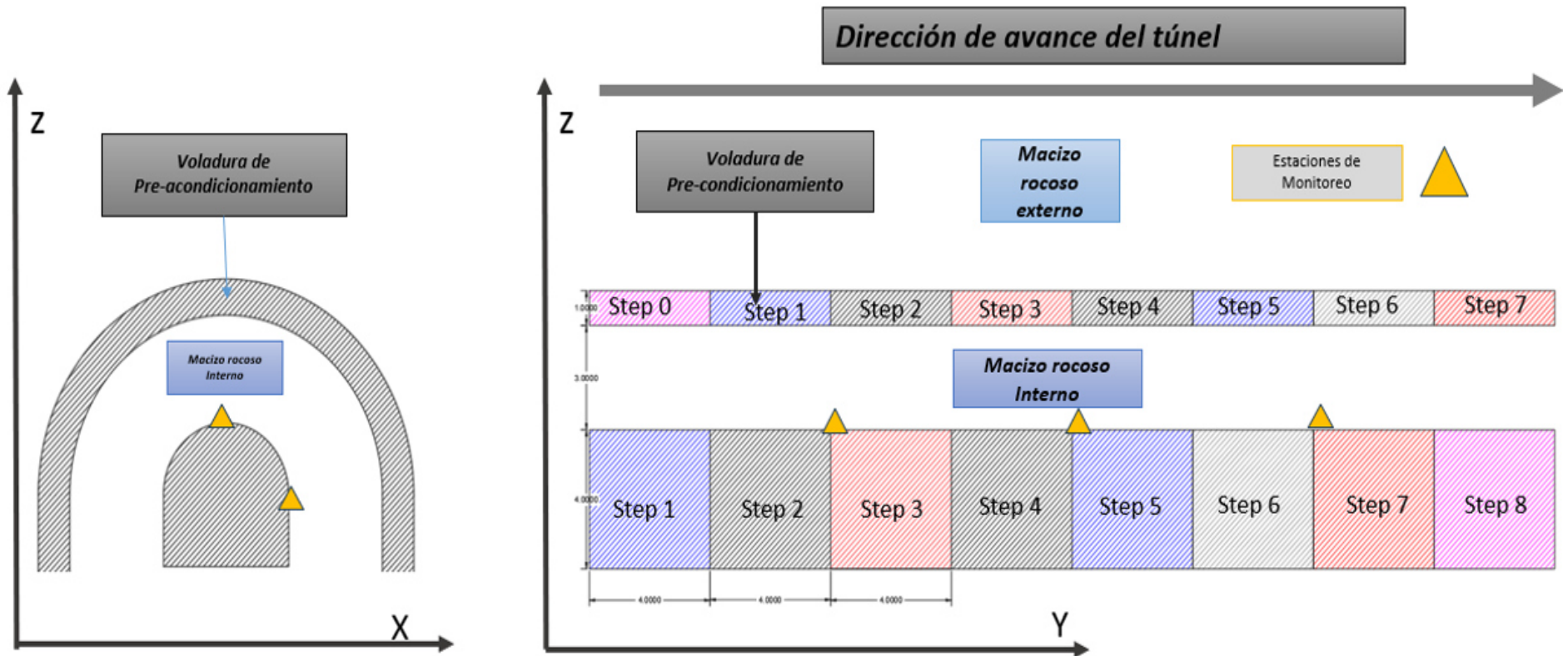
Figura 16*Esquema de bricks, ratios y puntos principales**Nota:* Elaboración propia.

Figura 17*Esquema de análisis y registro de información**Nota:* Elaboración propia.

4.5. Análisis paramétrico

El factor de fragmentación de rocas “ α ” ajusta el módulo de Young del macizo rocoso en la zona donde se realiza la voladura de liberación de esfuerzos (interfaz) y, en menor medida, en el macizo rocoso interno. Por lo tanto, para analizar este factor, se varió entre 1 y 0.4 en ambas zonas de aplicación del factor de fragmentación (α_1 , α_2).

La tabla 9 muestra las permutaciones de α_1 , α_2 con el factor de disipación de esfuerzos “ β ”, el cual se aplicó solo en la zona del macizo rocoso interno.

El análisis paramétrico comienza cuando los factores α_1 , α_2 y β son 1, es decir, el túnel se excava sin voladura de liberación de esfuerzos. Los registros obtenidos se comparan con 64 permutaciones del factor de reducción de esfuerzos y fragmentación. Los factores α_1 , α_2 y β iguales a 1 muestran resultados cuando no se realiza voladura de liberación de esfuerzos, es decir no se modifica las propiedades del macizo rocoso ni el estado tensional con respecto a la excavación convencional del túnel. Las 64 evaluaciones han sido analizadas en grupos de 16 permutaciones teniendo en consideración que α_1 (factor de fragmentación en la zona de interfaz) varía entre 1, 0.8, 0.6 y 0.4 al igual que α_2 y β , factor de fragmentación en el macizo rocoso interno y factor de reducción de esfuerzos en el macizo rocoso interno respectivamente.

Tabla 9
Variables del análisis paramétrico

Parámetro	Área de aplicación	Valores permutados			
α_1	Zona de Interfaz	1.0	0.8	0.6	0.4
α_2	Macizo rocoso interno	1.0	0.8	0.6	0.4
β	Macizo rocoso interno	1.0	0.8	0.6	0.4

Fuente: Elaboración propia.

La tabla 9 presenta los coeficientes y parámetros evaluados, mientras que la tabla 10 proporciona los registros de las 6 estaciones de control. Esto permite identificar las condiciones en las cuales la voladura de liberación de esfuerzos es efectiva, es decir, se reduce el riesgo de strainburst o se genera el efecto contrario a los objetivos de la voladura de liberación de esfuerzos.

Tabla 10

Coeficientes y variables aplicadas en los casos modelados.

# Caso Evaluado	Coeficientes			Módulo de Young (Mpa)		$\sigma_{zz}; \sigma_{xx}; \sigma_{yy}$ (Mpa)	
	$\alpha 1$	$\alpha 2$	β	Interfaz	MRI.	Interfaz	MRI.
1	1.0	1.0	1.0	15.31	15.31	-27.00	-27.00
2	1.0	1.0	0.8	15.31	15.31	-21.60	-21.60
3	1.0	1.0	0.6	15.31	15.31	-16.20	-16.20
4	1.0	1.0	0.4	15.31	15.31	-10.80	-10.80
5	1.0	0.8	1.0	15.31	12.24	-27.00	-27.00
6	1.0	0.8	0.8	15.31	12.24	-21.60	-21.60
7	1.0	0.8	0.6	15.31	12.24	-16.20	-16.20
8	1.0	0.8	0.4	15.31	12.24	-10.80	-10.80
9	1.0	0.6	1.0	15.31	9.18	-27.00	-27.00
10	1.0	0.6	0.8	15.31	9.18	-21.60	-21.60
11	1.0	0.6	0.6	15.31	9.18	-16.20	-16.20
12	1.0	0.6	0.4	15.31	9.18	-10.80	-10.80
13	1.0	0.4	1.0	15.31	6.12	-27.00	-27.00
14	1.0	0.4	0.8	15.31	6.12	-21.60	-21.60
15	1.0	0.4	0.6	15.31	6.12	-16.20	-16.20
16	1.0	0.4	0.4	15.31	6.12	-10.80	-10.80
17	0.8	1.0	1.0	12.24	15.31	-27.00	-27.00
18	0.8	1.0	0.8	12.24	15.31	-21.60	-21.60
19	0.8	1.0	0.6	12.24	15.31	-16.20	-16.20
20	0.8	1.0	0.4	12.24	15.31	-10.80	-10.80

21	0.8	0.8	1.0	12.24	12.24	-27.00	-27.00
22	0.8	0.8	0.8	12.24	12.24	-21.60	-21.60
23	0.8	0.8	0.6	12.24	12.24	-16.20	-16.20
24	0.8	0.8	0.4	12.24	12.24	-10.80	-10.80
25	0.8	0.6	1.0	12.24	9.18	-27.00	-27.00
26	0.8	0.6	0.8	12.24	9.18	-21.60	-21.60
27	0.8	0.6	0.6	12.24	9.18	-16.20	-16.20
28	0.8	0.6	0.4	12.24	9.18	-10.80	-10.80
29	0.8	0.4	1.0	12.24	6.12	-27.00	-27.00
30	0.8	0.4	0.8	12.24	6.12	-21.60	-21.60
31	0.8	0.4	0.6	12.24	6.12	-16.20	-16.20
32	0.8	0.4	0.4	12.24	6.12	-10.80	-10.80
33	0.6	1.0	1.0	9.18	15.31	-27.00	-27.00
34	0.6	1.0	0.8	9.18	15.31	-21.60	-21.60
35	0.6	1.0	0.6	9.18	15.31	-16.20	-16.20
36	0.6	1.0	0.4	9.18	15.31	-10.80	-10.80
37	0.6	0.8	1.0	9.18	12.24	-27.00	-27.00
38	0.6	0.8	0.8	9.18	12.24	-21.60	-21.60
39	0.6	0.8	0.6	9.18	12.24	-16.20	-16.20
40	0.6	0.8	0.4	9.18	12.24	-10.80	-10.80
41	0.6	0.6	1.0	9.18	9.18	-27.00	-27.00
42	0.6	0.6	0.8	9.18	9.18	-21.60	-21.60
43	0.6	0.6	0.6	9.18	9.18	-16.20	-16.20
44	0.6	0.6	0.4	9.18	9.18	-10.80	-10.80
45	0.6	0.4	1.0	9.18	6.12	-27.00	-27.00
46	0.6	0.4	0.8	9.18	6.12	-21.60	-21.60
47	0.6	0.4	0.6	9.18	6.12	-16.20	-16.20
48	0.6	0.4	0.4	9.18	6.12	-10.80	-10.80
49	0.4	1.0	1.0	6.12	15.31	-27.00	-27.00
50	0.4	1.0	0.8	6.12	15.31	-21.60	-21.60
51	0.4	1.0	0.6	6.12	15.31	-16.20	-16.20
52	0.4	1.0	0.4	6.12	15.31	-10.80	-10.80
53	0.4	0.8	1.0	6.12	12.24	-27.00	-27.00

54	0.4	0.8	0.8	6.12	12.24	-21.60	-21.60
55	0.4	0.8	0.6	6.12	12.24	-16.20	-16.20
56	0.4	0.8	0.4	6.12	12.24	-10.80	-10.80
57	0.4	0.6	1.0	6.12	9.18	-27.00	-27.00
58	0.4	0.6	0.8	6.12	9.18	-21.60	-21.60
59	0.4	0.6	0.6	6.12	9.18	-16.20	-16.20
60	0.4	0.6	0.4	6.12	9.18	-10.80	-10.80
61	0.4	0.4	1.0	6.12	6.12	-27.00	-27.00
62	0.4	0.4	0.8	6.12	6.12	-21.60	-21.60
63	0.4	0.4	0.6	6.12	6.12	-16.20	-16.20
64	0.4	0.4	0.4	6.12	6.12	-10.80	-10.80

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 11

Trabajo plástico máximo registrado

# Caso Evaluado	<i>Trabajo Plástico Corona (J)</i>			<i>Trabajo Plástico Hastial (J)</i>		
	<i>Estación 01</i>	<i>Estación 02</i>	<i>Estación 03</i>	<i>Estación 01</i>	<i>Estación 02</i>	<i>Estación 03</i>
1	6572.4	6339.4	6323.2	6522.1	6350.4	6326.6
	5072.7	5007.3	5045.2	4729.1	4748.8	4864.7
3	3772.2	3776.4	3712.6	3314.8	3272.8	3313.9
4	2647.7	2635.7	2605.0	2235.4	2178.4	2228.3
5	8179.3	8156.3	8161.8	7841.3	7928.8	7857.0
6	5684.4	5457.0	5513.1	5672.6	5616.8	5748.6
7	4215.9	4237.0	4340.4	3698.1	3714.2	3872.8
8	2835.2	2822.7	2898.1	2361.3	2360.7	2442.5
9	10401.9	10389.3	10521.3	9963.2	10072.5	9871.0
10	7578.8	7524.9	7581.5	7074.5	7058.9	7041.8
11	4929.1	4949.1	4728.9	4397.8	4269.1	4485.1

12	3094.5	3091.0	3236.5	2515.2	2481.3	2623.2
13	14952.9	14896.0	14747.2	14087.6	14495.6	14239.1
14	10158.6	10133.2	10196.6	9489.3	9531.0	9479.0
15	6295.7	6185.9	6442.6	5394.7	5474.5	5896.8
16	3465.6	3435.1	3624.1	2696.2	2667.2	2828.8
17	6535.6	6238.3	6333.7	6547.3	6526.3	6483.9
18	5100.5	4964.5	5250.7	4767.0	4926.2	4886.7
19	3778.0	3779.1	3738.9	3328.0	3284.1	3252.2
20	2640.8	2639.3	2614.5	2163.1	2246.6	2163.6
21	8198.2	8187.6	8269.1	7836.4	7676.9	7727.6
22	5983.8	5983.7	6203.0	5587.9	5810.5	5786.7
23	4237.0	4258.7	4321.1	3701.3	3824.6	3892.9
24	2843.5	2880.8	2910.5	2429.6	2302.7	2463.2
25	10521.5	10544.3	10571.4	10206.7	10071.3	10130.5
26	7583.7	7636.3	7616.8	7244.1	7131.6	7067.2
27	4981.9	4945.2	5103.9	4296.8	4314.5	4487.5
28	3113.3	3103.2	3222.2	2600.2	2565.4	2749.5
29	14864.0	14952.6	14908.9	14158.5	14449.3	14328.7
30	10283.0	10294.6	10268.4	9625.9	9526.7	9900.2
31	6274.6	6290.7	6467.7	5709.0	5708.2	5780.1
32	3474.9	3466.3	3662.4	2963.2	2892.0	2851.6
33	6826.0	6834.0	6817.0	6638.1	6603.7	6546.6
34	5154.5	4875.2	5270.7	4738.4	4800.9	4924.4
35	3786.1	3824.9	3793.3	3358.5	3356.6	3409.6
36	2670.1	2657.7	2616.4	2208.9	2221.2	2284.9

37	8266.8	8311.6	8261.0	7956.0	7958.9	7986.8
38	6027.3	6039.5	6219.4	5832.6	5695.1	5820.6
39	4338.8	4292.6	4423.8	3763.0	3749.6	4067.8
40	2856.9	2857.6	2966.3	2311.0	2398.8	2565.9
41	10048.1	10465.1	10620.2	9991.3	10232.8	10248.2
42	7624.6	7648.7	7719.5	6936.8	7152.4	7130.6
43	4971.4	4999.3	5110.7	4474.2	4321.3	4396.6
44	3153.9	3150.2	3257.5	2482.8	2522.7	2800.1
45	15060.0	14978.1	14972.8	14284.9	14557.8	14556.1
46	10397.9	10320.3	10372.1	9484.6	9347.0	10000.0
47	6326.5	6241.6	6556.5	5493.5	5337.3	5724.6
48	3538.8	3504.3	3677.5	2677.5	2744.2	2967.6
49	6961.4	6897.2	6942.4	6584.7	6625.2	6692.0
50	5239.5	5362.7	5358.8	4914.5	4870.6	4948.0
51	3819.1	3873.9	3855.6	3394.8	2389.0	3366.7
52	2642.5	2658.4	2667.2	2335.1	2389.0	2215.6
53	8483.0	8400.5	8389.2	8008.4	8043.4	8277.0
54	6160.4	6305.6	6277.6	5536.8	5905.4	5817.9
55	6160.4	4329.6	4286.2	3768.7	3783.7	3872.5
56	2855.4	2903.4	2881.0	2440.7	2402.6	2482.5
57	10703.1	10573.2	10541.4	10139.3	10066.1	10623.0
58	7624.4	7783.8	7753.4	7215.0	7452.7	7211.7
59	5045.9	5010.8	5188.4	4345.6	4540.1	4558.8
60	3163.7	3143.9	3294.3	2771.5	2626.3	2657.7
61	15216.3	15161.9	15137.7	14739.0	14839.0	14484.4

62	10391.8	10460.7	10501.5	9531.3	9717.1	9886.0
63	6368.1	6395.4	6557.7	6054.6	5559.0	5688.2
64	3538.2	3532.3	3649.0	3049.9	2852.3	2993.6

Fuente: Elaboración propia.

4.5.1. Evolución del trabajo plástico

De la tabla 11 se concluye que el trabajo plástico registrado en las estaciones 01, 02 y 03 tanto en la corona como en el hastial no presentan variaciones significativas debido a que el túnel evaluado es homogéneo e isotrópico, por lo tanto, es posible analizar solo una de las estaciones ya sea en corona o hastial con la finalidad obtener las combinaciones de los coeficientes α y β que generen una mayor reducción de la energía liberada lo cual también se corrobora comparando las figuras 18 y 19 que muestran la evolución del trabajo plástico, correspondiente al caso 01 y en cada step de la excavación, en la corona y hastial de la excavación sin presentar cambios significativos.

El registro del trabajo plástico inicia en el step 4 en la estación 01 y se incrementa durante dos steps adicionales, hasta alcanzar el trabajo máximo en cada estación a medida que la estación se aleja del frente de la excavación, similar a la evolución de la deformación con respecto al frente de avance de la excavación, por lo tanto, se puede afirmar que el mayor riesgo de que se desencadene el fenómeno de strainburst autoinducido será posterior a la voladura del primer y segundo corte del punto en análisis.

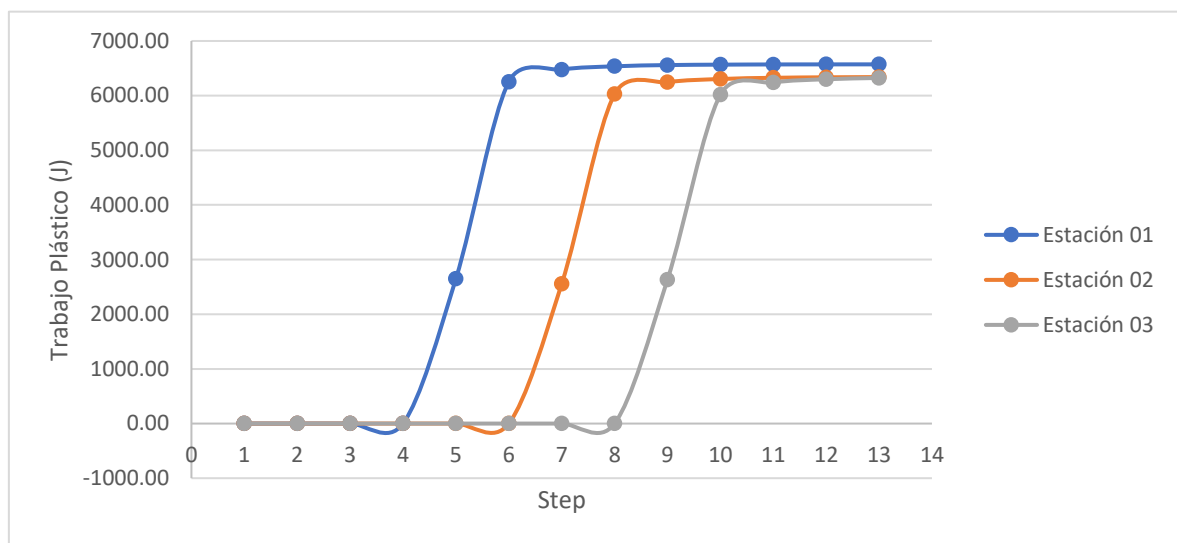
4.5.2. Factor de fragmentación (α_1)

La magnitud del factor de fragmentación α_1 aplicado en la zona de voladura de liberación de esfuerzos (interfaz) relaciona la efectividad con que la carga explosiva modifica las propiedades elásticas del macizo rocoso en esta zona del modelo, según los resultados de los casos 1, 17, 33, y 49 donde no se modificó el factor de fragmentación α_2 ni el factor de reducción de esfuerzos β , la voladura de liberación de esfuerzos debe

modificar levemente las propiedades elásticas del macizo rocoso hasta alcanzar un factor de fragmentación de 0.8 , valores inferiores a 0.8 registran mayores valores de trabajo plástico en los puntos de control, por lo tanto solo es necesario modificar las propiedades elásticas del macizo rocoso en la zona de interfaz en la medida que se modifique el estado de los esfuerzos dentro del macizo rocoso interno.

Figura 18

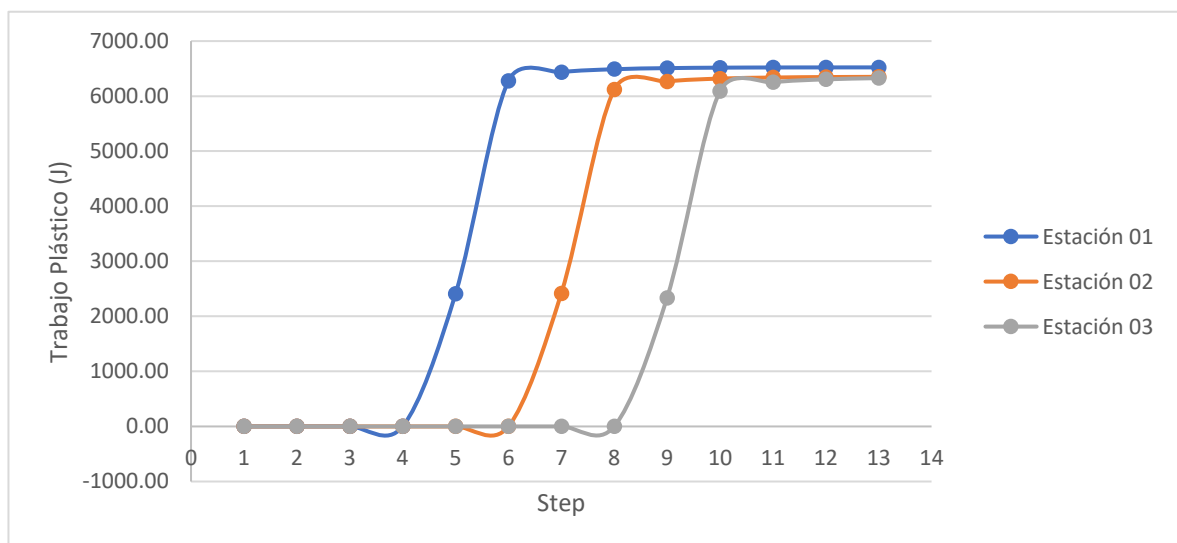
Comparación de resultados (corona)



Nota: Elaboración propia, (ver anexo 2, 4 y 6).

Figura 19

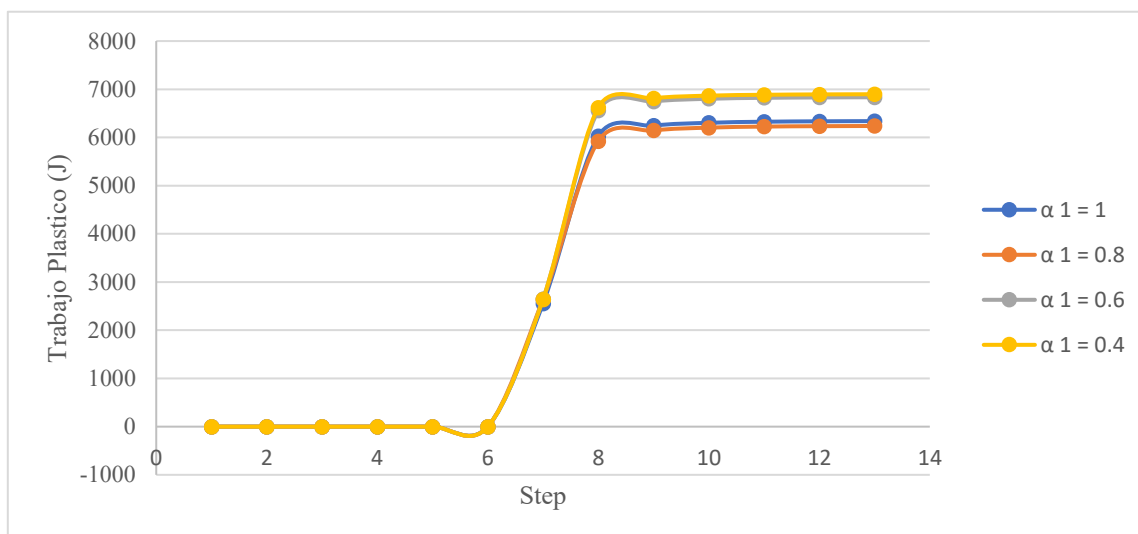
Comparación de resultados (hastial)



Nota: Elaboración propia, (ver anexo 3, 5, 7).

Figura 20

Análisis paramétrico del factor de fragmentación α_1



Nota: Elaboración propia, tomando en cuenta los registros en la estación 02 (Anexo 4).

4.5.3. Factor de fragmentación (α_2)

La influencia del factor de fragmentación α_2 aplicado dentro del macizo rocoso interno se observa en los casos 5, 9 y 13, donde el factor de fragmentación α_1 y β no fueron modificados. El macizo rocoso interno debe mantenerse inalterado a efectos de la voladura de liberación de esfuerzos ya que mientras el factor de fragmentación α_2 sea menor, se registra mayor trabajo plástico en las estaciones de monitoreo como se observa en la figura 21, por ello el inicio de la carga explosiva debe alejarse al máximo del perímetro de la excavación con la finalidad de no perturbar el macizo rocoso fuera de la zona de la voladura de liberación de esfuerzos.

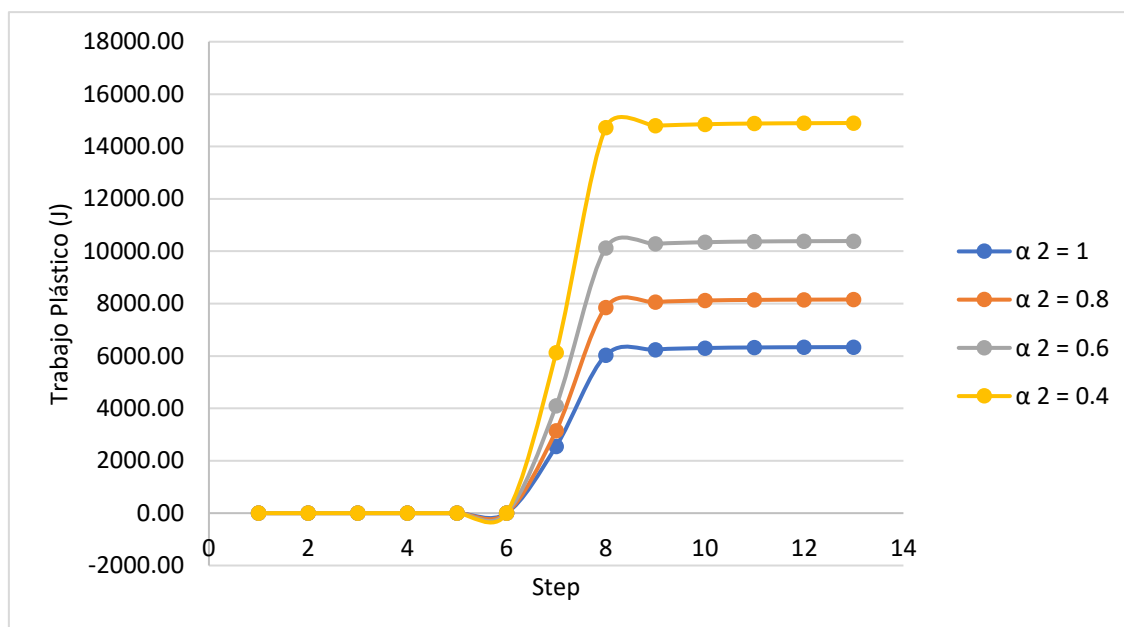
4.5.4. Coeficiente de reducción de esfuerzos (β)

La voladura de liberación de esfuerzos debe modificar las propiedades del macizo rocoso generando que las fracturas naturales interactúen entre sí a fin de generar una pantalla que evite que los esfuerzos incidan directamente en la superficie de la excavación. El factor de reducción de esfuerzos puede estimarse en campo instrumentando los esfuerzos en el macizo rocoso interno después de realizar la voladura lo cual permitirá

estimar con mayor precisión la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en el proyecto de interés.

Figura 21

Análisis paramétrico del factor de fragmentación α_2



Nota: Elaboración propia, tomando en cuenta los registros en la estación 02 (Anexo 4).

4.6. Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos

La efectividad de esta técnica está directamente relacionada con la magnitud del coeficiente de reducción de esfuerzos, por lo tanto, se debe buscar aquellas relaciones que generen la mayor reducción de la energía registrada teniendo en consideración los tres factores analizados y la ubicación de estos en el modelo conceptual. Combinando los resultados del factor de fragmentación se observa mayor efectividad o reducción del trabajo plástico registrado en las estaciones cuando menor es el coeficiente de reducción de esfuerzos, el factor de fragmentación debe ser mínimo sobre todo en el macizo rocoso interno mientras que el macizo rocoso externo debe conservar sus propiedades, por lo tanto, el inicio de la carga explosiva debe estar alejada del perímetro de la excavación al menos 3 metros como lo recomienda Fen Xia Ting (2018).

4.6.1. Análisis del Factor de fragmentación ($\alpha_1 = 1$)

El factor de fragmentación en la zona de la voladura de liberación de esfuerzos (α_1) igual a 1 representa casos donde la voladura de liberación de esfuerzos no ha sido efectiva y por lo tanto no se modifican las propiedades del macizo rocoso interno ni los esfuerzos inducidos en la superficie de la excavación, por ende, los casos analizados con estas condiciones no son representativos para evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos.

4.6.2. Análisis del Factor de fragmentación ($\alpha_1 = 0.8$)

La efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos de los casos analizados cuando el factor de fragmentación α_1 es igual 0.8 se muestran en la figura 23, alcanzando una reducción de hasta 60% del trabajo plástico registrado en la estación 02, sin embargo, los casos que podrían alcanzarse en la práctica corresponden a un 22% y 43% de reducción del trabajo registrado con coeficientes de reducción de esfuerzos de 0.8 y 0.6 respectivamente.

4.6.3. Análisis del Factor de fragmentación ($\alpha_1 = 0.6$)

Cuando el coeficiente de fragmentación reduce en un 40 % el módulo de elasticidad del macizo rocoso en la zona de la voladura de liberación de esfuerzos es posible obtener una reducción del trabajo plástico de 23%, 40% y 58% cuando el coeficiente de reducción de esfuerzos es de 0.8, 0.6 y 0.4 (figura 24)

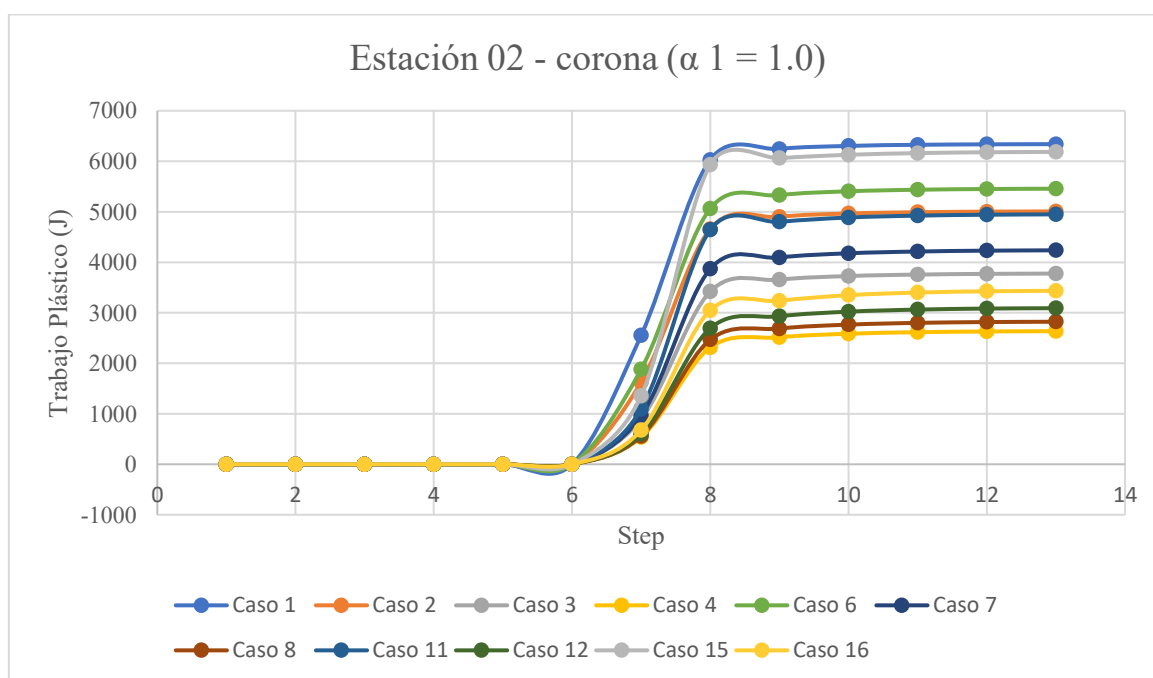
4.6.4. Análisis del Factor de fragmentación ($\alpha_1 = 0.4$)

El trabajo plástico registrado se redujo en 20%, 42% y 60% con coeficientes de reducción de esfuerzos de 0.8, 0.6 y 0.4 respectivamente (figura 25). En los casos analizados no se tomaron en cuenta aquellas combinaciones donde los registros de trabajo plástico son mayores al de las condiciones iniciales (caso 01).

De los casos analizados se concluye que, si en esta práctica no es posible modificar el estado de los esfuerzos en el macizo rocoso interno, entonces la voladura de liberación de esfuerzos no es efectiva como se observa en los casos 17, 33 y 49 donde solo varía el factor de fragmentación en la zona de la voladura de liberación de esfuerzos α_1 ($\alpha_2 = 1$ y $\beta = 1$). De acuerdo con el análisis, la voladura de liberación de esfuerzos debe modificar las propiedades del macizo rocoso en la zona de influencia de la carga explosiva sin perturbar en lo posible las propiedades del macizo rocoso interno y reducir o modificar el estado tensional de tal manera que los esfuerzos que incidan en la superficie de la excavación sean menores con respecto a los esfuerzos inducidos mediante la excavación del túnel de forma convencional ya que a menor coeficiente de reducción de esfuerzos menor es la energía registrada en forma de trabajo plástico. En resumen, los casos analizados que muestran una reducción del trabajo plástico en comparación con el caso inicial, y por lo tanto indican una voladura de liberación de esfuerzos efectiva, se presentan en la tabla 12.

Figura 22

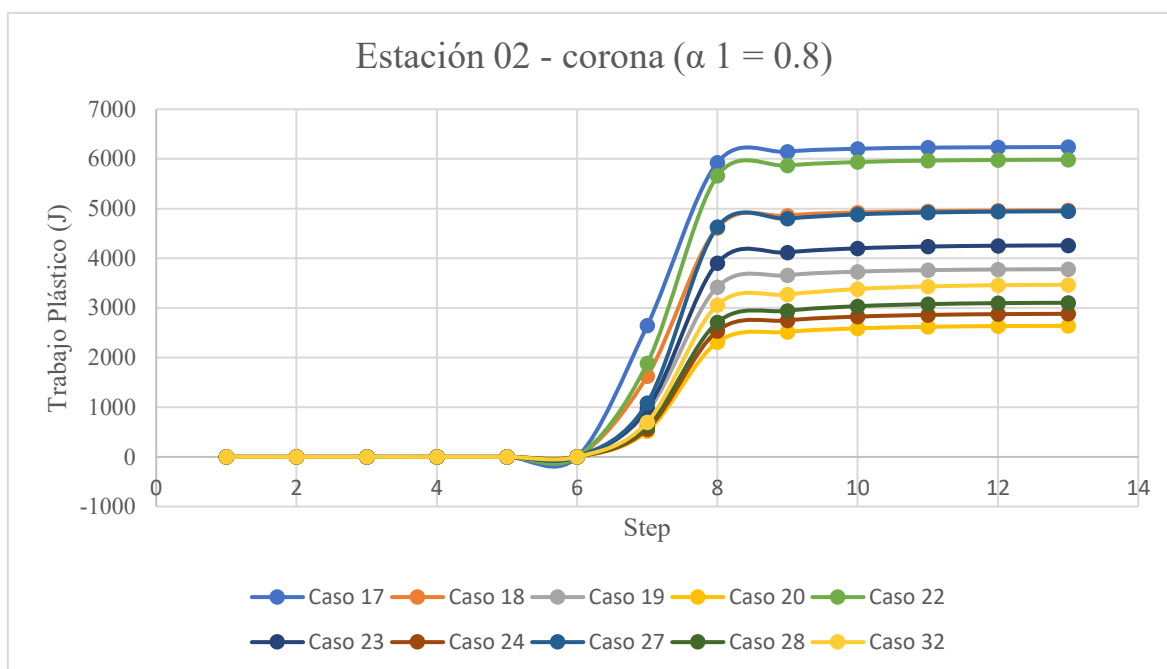
Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ($\alpha_1=1$)



Nota: Elaboración propia, tomando en cuenta los registros de la estación 02 (Anexo 4.1)

Figura 23

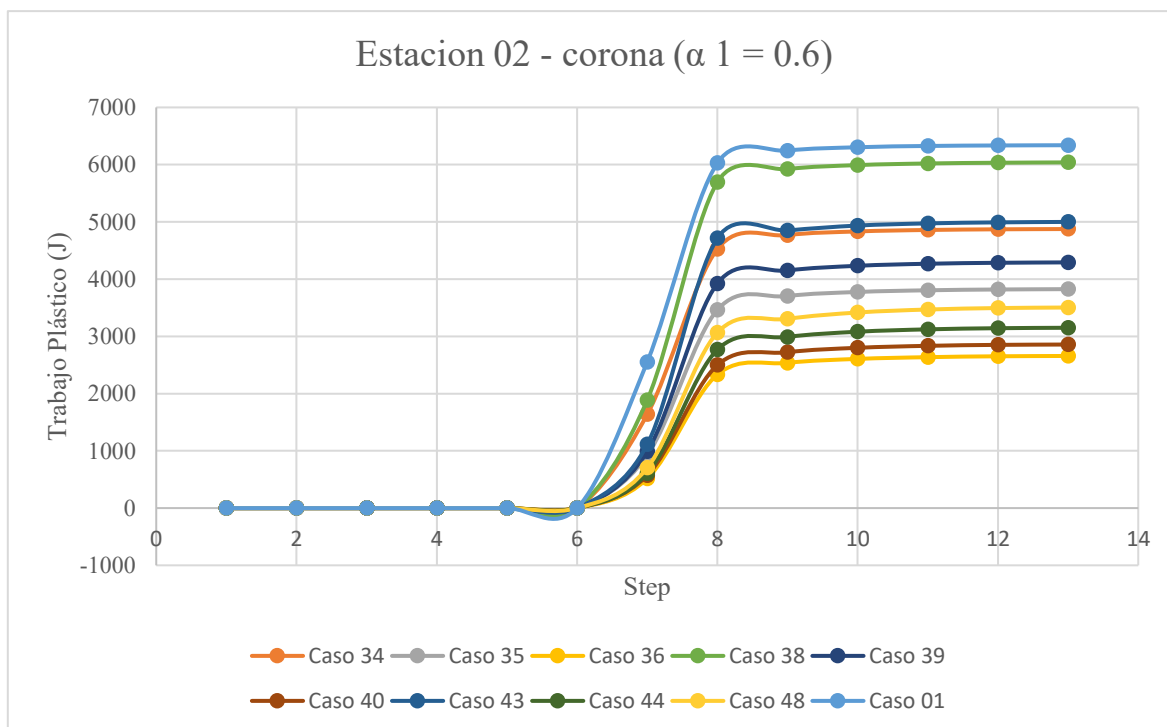
Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ($\alpha l=0.8$)



Nota: Elaboración propia, tomando en cuenta los registros de la estación 02 (Anexo 4.2)

Figura 24

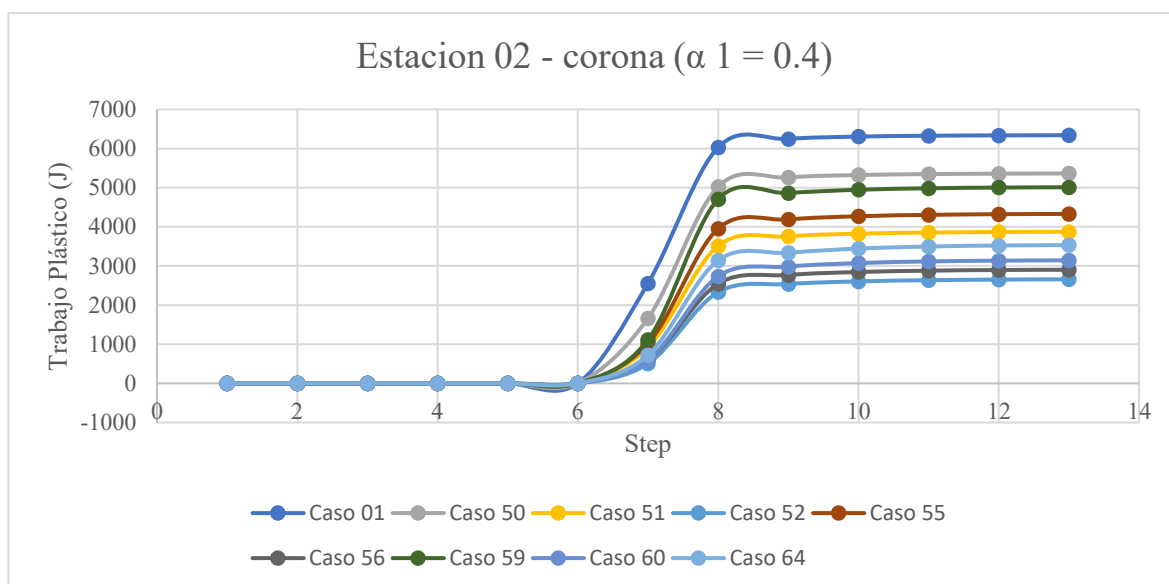
Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ($\alpha l=0.6$)



Nota: Elaboración propia, tomando en cuenta los registros de la estación 02 (Anexo 4.3).

Figura 25

Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ($\alpha 1=0.4$)



Nota: Elaboración propia, tomando en cuenta los registros de la estación 02 (Anexo 4.4).

Tabla 12

Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos

# Caso	$\alpha 1$	$\alpha 2$	β	Trabajo Plástico (KJ)	Rendimiento (%)
17	0.8	1	1.0	6.54	1%
18	0.8	1	0.8	5.10	22%
19	0.8	1	0.6	3.78	43%
20	0.8	1	0.4	2.64	60%
34	0.6	1	0.8	5.15	22%
35	0.6	1	0.6	3.79	42%
36	0.6	1	0.4	2.67	59%
50	0.4	1	0.8	5.24	20%
51	0.4	1	0.6	3.82	42%
52	0.4	1	0.4	2.64	60%

Fuente: Elaboración propia.

4.7. Análisis de confiabilidad del modelo

El análisis de la confiabilidad del modelo numérico empleado para evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos se sustenta en varios aspectos: el análisis de las condiciones iniciales del modelo, la comparación de esfuerzos y deformaciones inducidas por la excavación mediante el software RS2, y análisis de sensibilidad de los parámetros del modelo numérico en los puntos de control.

4.7.1. Confiabilidad del modelo debido a las condiciones iniciales

Las condiciones iniciales del modelo, es decir, los esfuerzos iniciales y las condiciones de borde, demuestran que el modelo es físicamente estable, ya que los desplazamientos y deformaciones iniciales son matemáticamente nulos con magnitudes menores a $9.8\text{e-}20$ metros como se observa en la figura 15 (Flac 3D), los resultados son comparables con los desplazamientos iniciales calculados con el software RS2 que aplica el método de elementos finitos para resolver las ecuaciones diferenciales como se observa en la figura 26, la cual muestra un desplazamiento inicial máximo de $3.51\text{e-}15$ m. Tanto el modelo resuelto mediante el método de diferencias finitas (Flac 3D) y elementos finitos (RS2) demuestran que el modelo inicial es físicamente estable.

4.7.2. Confiabilidad del método numérico empleado

El esfuerzo principal máximo inducido por la excavación se estimó mediante el método de diferencias finitas y el método de elementos finitos, ambos resultados son comparados con el esfuerzo tangencial teórico máximo esperado para una excavación circular de acuerdo con la ecuación 23. Los resultados se muestran en la tabla 14, la cual demuestra la confiabilidad del cálculo de los esfuerzos inducidos teniendo en cuenta que existe una ligera variabilidad, debido principalmente al método numérico aplicado en la solución de las ecuaciones diferenciales, número y tipo de elementos (triangulares, circulares, rectangulares) dentro sector de interés dentro del modelo. La variabilidad de los

esfuerzos inducidos repercute en los resultados obtenidos de la deformación, ya que ambos parámetros se relacionan a través de la matriz de rigidez del macizo rocoso.

El esfuerzo inducido y la deformación máxima en la corona del modelo, estimado con ambos métodos numéricos, se muestra en los diagramas de calor de las figuras 27, 28 (RS2) y figuras 29, 30 (Flac 3D), la unidad de los esfuerzos estimados presenta inversión de signos debido a la notación empleada por Flac 3D que considera los esfuerzos iniciales negativos, por lo tanto, es necesario invertir signos y nomenclaturas de los esfuerzos y deformaciones principales para una adecuada comparación.

Confiabilidad del método numérico

Tabla 13

Deformación inicial del modelo numérico

Variable	RS2	Flac 3D
Desplazamiento inicial	3.51e-15 m	9.80e-20
Tipo de elemento	Triangular	Sector circular
Nodos/elemento	3	8

Nota: Elaboración propia

Tabla 14

Confiabilidad del método numérico

Indicador	Teórico	Flac 3D	RS2
Esfuerzo principal inducido máximo (Mpa)	54	46.07	46.00
Esfuerzo principal inducido mínimo (Mpa)	-	18.00	17.00
Deformación principal máxima	3.48e-3	2.10e-3	2.00e-3
Deformación principal mínima	-	1.25e-3	1.10e-3

Nota: Elaboración propia, tomando en cuenta resultados en la corona del modelo.

4.7.3. Confiabilidad de los resultados obtenidos

La confiabilidad de los resultados obtenidos en esta tesis se fundamenta en el cálculo del trabajo plástico durante cada etapa de la excavación, conforme a las ecuaciones 24 a 31 implementadas mediante el software Flac 3D. Las principales variables consideradas son los esfuerzos y deformaciones calculados en cada fase de la excavación. No obstante, dado que este análisis compara relativamente el trabajo plástico de 63 casos evaluados con respecto al caso 1 —el cual representa una excavación sin aplicar voladura de liberación de esfuerzos— se busca estimar la efectividad de este mecanismo de respuesta. Los resultados de este modelo son esenciales para dicha evaluación.

El análisis paramétrico de la sección 4.5 representa un análisis de sensibilidad del trabajo plástico, el factor de fragmentación y el coeficiente de reducción de esfuerzos en los 64 casos evaluados. Esto demuestra que el modelo matemático conceptual, las ecuaciones constitutivas para estimar los esfuerzos y deformaciones, el trabajo plástico en los puntos de control del modelo y, por lo tanto, los resultados obtenidos son confiables para los fines de esta tesis. Esto se debe a que los gráficos de las figuras 18 a 25 muestran comportamientos matemática y físicamente similares en función del parámetro evaluado. Sin embargo, para estimar el porcentaje de confiabilidad del modelo numérico, es necesario estimar en casos reales el factor de fragmentación y el coeficiente de reducción de esfuerzos.

El objetivo del análisis de confiabilidad es validar los datos de entrada del modelo matemático conceptual, las ecuaciones constitutivas, el método numérico empleado en la resolución del modelo y los resultados obtenidos en el desarrollo de esta tesis. Para tal fin, se utilizó el software RS2 para comparar los parámetros de entrada, esfuerzos, deformaciones y desplazamientos, tanto iniciales como inducidos. Con esto, se demuestra

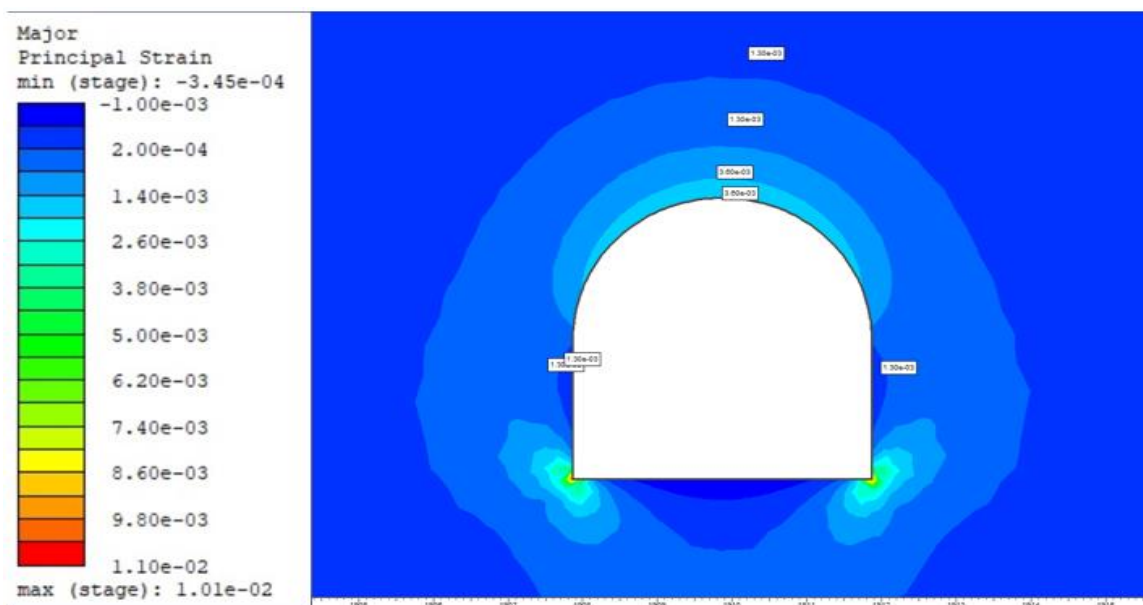
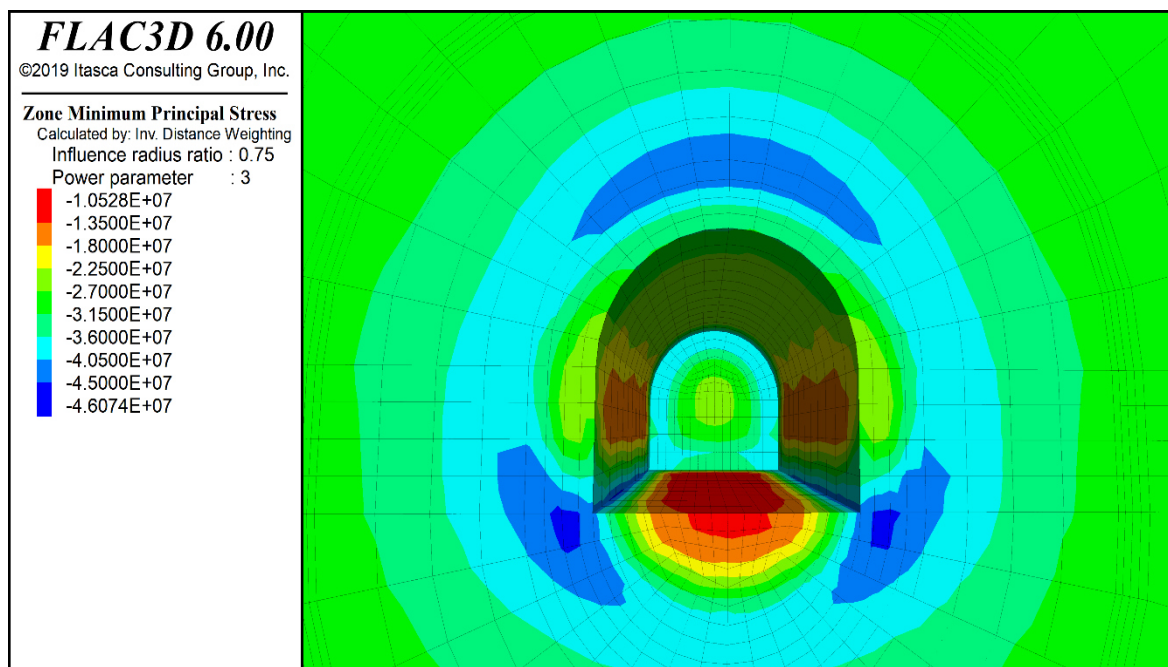
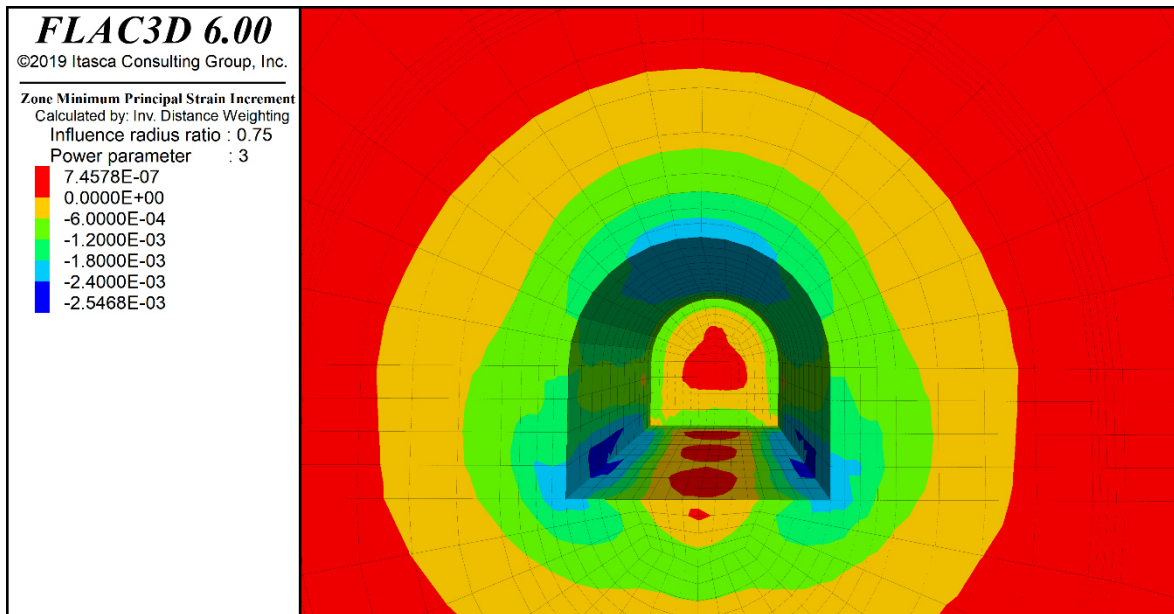
Figura 28*Deformación principal máxima (RS2)**Nota:* Elaboración propia. aplicando el software RS2**Figura 29***Esfuerzo principal mínimo (Flac 3D)**Nota:* Elaboración propia. aplicando el software Flac 3D

Figura 30*Deformación principal mínima (Flac 3D)*

Nota: Elaboración propia. aplicando el software Flac 3D

5. Discusión.

Los hallazgos de esta investigación demuestran que es posible evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos mediante el modelamiento numérico en excavaciones con riesgo de estallido de rocas autoinducido. Se observó una reducción de hasta el 60% en el trabajo plástico en las estaciones de control a lo largo del túnel excavado, en comparación con los registros del caso inicial. Los resultados fueron evaluados en seis estaciones de control dentro del modelo, sin mostrar variaciones significativas debido a la homogeneidad del modelo y la igualdad de esfuerzos aplicados en todas las direcciones. Por lo tanto, la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos se relaciona directamente con la reducción del trabajo plástico registrado en las estaciones de control del modelo.

La **Hipótesis específica 1** plantea que el trabajo plástico permite evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido, al establecer las condiciones iniciales para comparar la reducción de este parámetro con respecto a la aplicación de la técnica. Un análisis paramétrico del esfuerzo tangencial máximo inducido alrededor de la excavación sugiere que, con esfuerzos tangenciales máximos inferiores a 30 MPa, el trabajo plástico registrado en las estaciones de control se aproxima a cero. Sin embargo, esfuerzos mayores a 30 MPa resultan en un aumento progresivo del trabajo plástico, incrementando así el riesgo de strainburst autoinducido, considerando las propiedades del macizo rocoso y su matriz de rigidez.

La **Hipótesis específica 2** establece que el factor de fragmentación, incluido en el modelamiento numérico, influye en la evaluación de la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst. Este factor determina el impacto de la carga explosiva en la interfaz entre el macizo rocoso

interno y externo. La ubicación y el área de influencia de la voladura con respecto al perímetro de la excavación afectan la efectividad de la técnica. Se observa que, cuando el factor de fragmentación α_2 (aplicado en el macizo rocoso interno) es menor a 1, los registros de trabajo plástico pueden aumentar, elevando el riesgo de strainburst. En contraste, cuando el factor de fragmentación α_2 (aplicado en la interfaz) es igual a 1, el trabajo plástico disminuye hasta un 60%, ya que modifica las propiedades del macizo rocoso en la zona de influencia de la carga explosiva sin alterar las propiedades del macizo rocoso interno.

La **Hipótesis específica 3** propone que el coeficiente de reducción de esfuerzos, incorporado en el modelamiento numérico, afecta la evaluación de la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst. Se observa que, en combinación con el factor de fragmentación α_1 y α_2 , el trabajo plástico se reduce en un 20%, 42% y 60% cuando el coeficiente β es igual a 0.8, 0.6 y 0.4, respectivamente.

6. Conclusiones

- Se logró evaluar numéricamente la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones con riesgo de strainburst autoinducido comparando el trabajo plástico en estaciones de control a lo largo del modelo, para lo cual se evaluaron 64 casos modificando el factor de fragmentación y el coeficiente de reducción de esfuerzos.
- Mediante el trabajo plástico fue posible establecer las condiciones iniciales para comparar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos ya que el caso 01 inicial simula la excavación del túnel sin la aplicación de la técnica, comparando con los resultados de los otros 63 casos se logró obtener una reducción de hasta 60% del trabajo plástico inicial en los casos 20 y 52.
- El factor de fragmentación α_1 aplicado en la zona de interfaz entre el macizo rocoso interno y externo, representa el área de influencia directa de la carga explosiva la cual no debe perturbar el macizo rocoso interno (α_2) y debe generar una pantalla que reduzca la incidencia de los esfuerzos hacia el perímetro de la excavación. De acuerdo con los casos evaluados, si la voladura altera las propiedades del macizo rocoso interno (α_2) es posible que se genere un mayor riesgo de strainburst autoinducido.
- Los casos analizados que registran una mayor reducción del trabajo plástico corresponden a los casos donde no se modifica las propiedades del macizo rocoso interno (α_2 es constante) y el coeficiente de reducción de esfuerzos (β) es mínimo, de tal manera que es posible reducir el trabajo plástico registrado en aproximadamente 20, 40 y 60 % cuando β es igual a 0.8, 0.6 y 0.4 respectivamente.

7. Recomendaciones.

- Aplicar el modelamiento numérico para evaluar el rendimiento de la voladura de liberación de esfuerzos teniendo en cuenta la dirección y magnitud de los esfuerzos principales y optimizar el diseño y configuración de la carga explosiva teniendo en cuenta que esta debe modificar las propiedades del macizo rocoso en la zona de interfaz generando de esta manera una pantalla que reduzca la incidencia de los esfuerzos en la superficie de la excavación.
- Evaluar el trabajo plástico o energía de deformación que se libera durante el proceso de deformación para identificar las zonas de la excavación con mayor riesgo de strainburst y definir la configuración de la carga explosiva que maximice el rendimiento de la voladura de liberación de esfuerzos.
- El diseño de la voladura de liberación de esfuerzos debe garantizar que se modifique las propiedades del macizo rocoso solo en la zona de influencia de la carga explosiva para evitar dañar macizo rocoso interno adyacente al perímetro de la excavación y evitar que se genere un mayor riesgo de strainburst, por lo tanto, el factor de fragmentación " α " debe ser estimado numéricamente y se debe estimar la zona de influencia de la carga explosiva sin perturbar el macizo rocoso interno.
- Es necesario estimar en campo el coeficiente de reducción de esfuerzos mediante la medición de esfuerzos antes y después de la voladura de liberación de esfuerzos.

8. Referencias Bibliográficas

- Barton, N. (1974). The shear strength of rockfill. In N. Barton, *Rock Mechanics* (pp. 245-259).
- Brown, E., & Brady, B. (1993). *Rock Mechanic For Underground Mining*.
Dordrecht/Boston/London: Kluwer Academic Publishers.
- Cai, M., & Kaiser, P. (2018). *Rockburst Support Reference Book* (Vol. I). Sudbury, Ontario, Canada.
- Cai, M., & Kaiser, P. (2018). *Rockburst Support Reference Book* (Vol. I). Sudbury, Ontario, Canadá.
- Chen, B.-R., & Feng, X.-T. (2018). Recognition of Rockburst Intensity Using In Situ-Monitored Microseismicity. In X.-T. Feng, & X.-T. Feng (Ed.), *Rockburst Mechanisms, Monitoring, Warning and Mitigation* (pp. 386-389). Wuhan, China: Elsevier Inc.
- Diederich, M. (2007). *Mechanistic Interpretation an Practical Aplication of Damage and Spallind Prediction Criteria for Depp Tunnelling*. Canadian Geotechnical Journal.
- Drover, C., Villaescusa, E., & Onederra, I. (2018). *Face Destressing Blast Design For Hard Rock Tunnelling at Great Depth*. Australia.
- Feng, G., & Feng, X.-T. (2018). Velocity Models for Microseismic Source Location in Tunnels. In X.-T. Feng (Ed.), *Rock Burst : Mechanisms, Monitoring, Warning and Mitigation* (pp. 337-338). Wuhan, China.
- García, S. (2014). *Shotcrete - Guía Chilena del Hormigón Proyectado*. Instituto del Cemento y del Hormigón de Chile, Chile.
- Gavilanes, H., & Andrade, B. (2004). *Introduccion a la ingenieria de Tuneles*. Quito, Ecuador: AIME.

- Gonzalez, J. (2015). *Tesis Doctoral :Curvas de Convergencia - Confinamiento en Macizos Rocosos no Homogeneos con Daño por Voladura*. Universidad de Vigo, Vigo, España.
- Hoek, E. (2006). *Practical Rock Engineering*. British Columbia, Canada.
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). *Excavaciones Subterranas en Roca*. Londres: McGRAW-HILL.
- Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (1997). *Engineering Rock Mechanics (Vol. I)*. Trowbridge, Great Britain: Pergamon.
- Itasca Consulting Group Inc. (2017). *Flac 3D Theory*. Itasca Consulting Group Inc.
- Itasca Consulting Group, I. (2017). *Flac 3D Modeling*. Itasca Consulting Group, Inc.
- kaiser, P. K., & Duff, D. (2012). *Rock Support Design in Burst-Prone Ground Utilizing An Interactive Design Tool*. Bharti School of Engineering, Laurentian University, Sudbury, Ontario, Canadá.
- Kaiser, P. K., McCreath, D. R., & Tannant, D. D. (1996). *Canadian Rockburst Support Handbook (Vol. 2)*. Ontario, Ontario, Canadá.
- Kanta Panthi, K. (2018). Rockburst Prediction Methods and Their Applicability. In X.-T. Feng (Ed.), *Rockburst Mechanism, Monitoring, Warning and Mitigation* (pp. 381-389). Thronheim, Norway.
- Knox, G., Berghorst, A., & Crompton, B. (2018). *The Relationship Between The Magnitude of Impact Velocity Per Impulse and Cumulative Absorber Energy Capacity of a Rock Bolt*. New Concept Mining.
- Palmstrom, A. (1995). *RMI - A Rock Mass Characterization System For Rock Engineering Purposes*. University of Oslo, Oslo, Norway.

- Pozo, R. (2014). *Análisis Numérico del Mecanismo de Falla en Macizos Rocosos Fracturados Considerando el Efecto de la Escala*. Univesidad Nacional de Ingenieria, Lima.
- Qiu, S., & Feng, X.-T. (2018). Single and Comprehensive Index Methods of Rockburst Risk Assessment. In X.-T. Feng (Ed.), *Rockburst Mechanisms, Monitoring, warning and Mitigation* (pp. 341-365). Whuan, China: Elsevier.
- Ramírez, P., & Alejano, L. (2004). Mecanica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de taludes. In P. Ramírez, & L. Alejano.
- Silvestre, A. (2019). *Introduccion a la modelizacion con Flac 3D*. INGEOEXPERT, Madrid.
- Sing, B., & Goel., R. K. (2011). *Engineering Rock Mass Clasification*.
- Tang, B. (2000). *Rockburst Control Using Destres Blasting*. McGill University, Montreal, Canada.
- Vennes, I., Mitri, H., Chinnesane, D. R., & Yao, M. (2020). *Large-Scale Destress Blasting for Seismicity Control in Hard Rock Mines: A Case Study*. International Journal of Mining Science and Technology, Canadá. Retrieved from <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.01.005><https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.01.005>
- Wang, C. (2018). *Evolution, Monitoring and Predicting Models of Rockburst*. Beijing, Beijing, China: Springer Open.

9. Anexos

Anexo 1: Matriz de consistencia

Título: <i>Modelamiento numérico para evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.</i>					
<i>Problema de estudio</i>	<i>Problemas</i>	<i>Objetivos</i>	<i>Hipótesis</i>	<i>Variables y dimensiones</i>	<i>Metodología</i>
La voladura de liberación de esfuerzos se aplica para reducir el riesgo de strainburst autoinducido por lo tanto es necesario evaluar la efectividad de este mecanismo de respuesta con el objetivo de descartar o mejora su aplicación.	Problema general	Objetivo general	Hipótesis General	Variable Independiente	Diseño de Investigación: <i>Estudio de caso cuasiexperimental</i> Tipo de investigación: <i>Cuantitativa</i> Nivel de investigación <i>Descriptiva</i> Población. Simulaciones de excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido Muestra: 64 casos de estudio a lo largo de una excavación de 60 metros y 6 estaciones de control del trabajo plástico
	¿En qué medida el modelamiento numérico puede evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido?	Evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido mediante modelamiento numérico.	El modelamiento numérico permite evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.	Modelamiento numérico	
	Problemas específicos.	Objetivos específicos.	Hipótesis específicas.	Variable dependiente	
	¿En qué medida el trabajo plástico permite evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido?	Estimar el trabajo plástico para evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.	El trabajo plástico, como una variable dentro del modelamiento numérico, permite evaluar la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.	Efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos.	
	¿En qué medida el factor de fragmentación repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido?	Determinar en qué medida el factor de fragmentación repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst.	El factor de fragmentación, considerado en el modelamiento numérico, repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.	Dimensiones: Trabajo plástico Factor de fragmentación Coeficiente de reducción de esfuerzos	
	¿En qué medida el coeficiente de reducción de esfuerzos repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido?	Determinar en qué medida el coeficiente de reducción de esfuerzos repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst.	El coeficiente de reducción de esfuerzos, incorporado en el modelamiento numérico, repercute en la efectividad de la voladura de liberación de esfuerzos en excavaciones subterráneas con riesgo de strainburst autoinducido.		

Anexo 2: Registro estación 01 – corona**Anexo 2.1:** Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=1$

Step	Caso 01	Caso 02	Caso 03	Caso 04	Caso 05	Caso 06	Caso 07	Caso 08	Caso 09	Caso 10	Caso 11	Caso 12	Caso 13	Caso 14	Caso 15	Caso 16
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.65	1.62	0.92	0.51	3.18	1.90	0.97	0.55	4.04	2.31	1.09	0.63	5.98	3.04	1.39	0.70
6	6.25	4.75	3.44	2.32	7.89	5.30	3.87	2.48	10.11	7.21	4.60	2.70	14.72	9.87	6.02	3.06
7	6.48	4.97	3.65	2.53	8.08	5.56	4.07	2.70	10.29	7.44	4.78	2.93	14.84	10.01	6.16	3.27
8	6.54	5.03	3.72	2.60	8.14	5.63	4.16	2.78	10.36	7.52	4.86	3.02	14.91	10.09	6.23	3.38
9	6.56	5.06	3.75	2.63	8.16	5.66	4.19	2.81	10.38	7.55	4.90	3.06	14.93	10.13	6.26	3.43
10	6.57	5.07	3.76	2.64	8.17	5.68	4.21	2.83	10.39	7.57	4.92	3.08	14.94	10.15	6.28	3.45
11	6.57	5.07	3.77	2.64	8.18	5.68	4.21	2.83	10.40	7.58	4.93	3.09	14.95	10.15	6.29	3.46
12	6.57	5.07	3.77	2.65	8.18	5.68	4.21	2.83	10.40	7.58	4.93	3.09	14.95	10.16	6.29	3.46
13	6.57	5.07	3.77	2.65	8.18	5.68	4.22	2.84	10.40	7.58	4.93	3.09	14.95	10.16	6.30	3.47

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 2.2: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.8$

Step	Caso 17	Caso 18	Caso 19	Caso 20	Caso 21	Caso 22	Caso 23	Caso 24	Caso 25	Caso 26	Caso 27	Caso 28	Caso 29	Caso 30	Caso 31	Caso 32
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.63	1.64	0.91	0.54	3.21	1.89	0.99	0.56	4.18	2.28	1.10	0.60	5.95	3.01	1.33	0.69
6	6.23	4.77	3.44	2.32	7.89	5.63	3.87	2.49	10.18	7.21	4.62	2.71	14.65	9.96	6.03	3.07
7	6.44	5.00	3.66	2.52	8.10	5.86	4.09	2.71	10.41	7.44	4.83	2.95	14.76	10.12	6.15	3.27
8	6.50	5.06	3.73	2.59	8.16	5.94	4.18	2.79	10.47	7.52	4.92	3.04	14.82	10.21	6.21	3.39
9	6.52	5.08	3.76	2.62	8.18	5.96	4.21	2.82	10.50	7.56	4.95	3.08	14.84	10.25	6.24	3.44
10	6.53	5.09	3.77	2.63	8.19	5.98	4.23	2.83	10.51	7.57	4.97	3.10	14.86	10.27	6.26	3.46
11	6.53	5.10	3.78	2.64	8.20	5.98	4.23	2.84	10.52	7.58	4.98	3.11	14.86	10.28	6.27	3.47
12	6.54	5.10	3.78	2.64	8.20	5.98	4.24	2.84	10.52	7.58	4.98	3.11	14.86	10.28	6.27	3.47
13	6.54	5.10	3.78	2.64	8.20	5.98	4.24	2.84	10.52	7.58	4.98	3.11	14.86	10.28	6.27	3.47

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 2.3: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.6$

Step	Caso 33	Caso 34	Caso 35	Caso 36	Caso 37	Caso 38	Caso 39	Caso 40	Caso 41	Caso 42	Caso 43	Caso 44	Caso 45	Caso 46	Caso 47	Caso 48
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.66	1.65	0.91	0.56	3.23	1.90	0.98	0.56	4.14	2.29	1.09	0.59	6.05	3.10	1.40	0.74
6	6.57	4.83	3.46	2.34	7.97	5.67	3.98	2.50	9.73	7.21	4.69	2.75	14.82	10.07	6.02	3.12
7	6.74	5.05	3.66	2.55	8.17	5.91	4.20	2.72	9.93	7.48	4.82	2.99	14.96	10.24	6.18	3.34
8	6.79	5.11	3.74	2.62	8.23	5.98	4.28	2.80	10.00	7.56	4.91	3.08	15.01	10.32	6.25	3.45
9	6.81	5.14	3.76	2.65	8.25	6.01	4.31	2.83	10.03	7.60	4.94	3.12	15.04	10.37	6.29	3.50
10	6.82	5.15	3.78	2.66	8.26	6.02	4.33	2.85	10.04	7.61	4.96	3.14	15.05	10.38	6.31	3.52
11	6.82	5.15	3.78	2.67	8.26	6.02	4.34	2.85	10.05	7.62	4.97	3.15	15.06	10.39	6.32	3.53
12	6.83	5.15	3.79	2.67	8.27	6.03	4.34	2.86	10.05	7.62	4.97	3.15	15.06	10.40	6.33	3.54
13	6.83	5.15	3.79	2.67	8.27	6.03	4.34	2.86	10.05	7.62	4.97	3.15	15.06	10.40	6.33	3.54

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 2.4: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.4$

Step	Caso 49	Caso 50	Caso 51	Caso 52	Caso 53	Caso 54	Caso 55	Caso 56	Caso 57	Caso 58	Caso 59	Caso 60	Caso 61	Caso 62	Caso 63	Caso 64
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.74	1.68	0.94	0.53	3.31	1.93	0.98	0.58	4.00	2.38	1.13	0.62	5.70	3.06	1.45	0.73
6	6.68	4.91	3.47	2.32	8.19	5.80	3.95	2.50	10.37	7.21	4.69	2.77	14.92	10.06	6.07	3.11
7	6.88	5.14	3.70	2.52	8.39	6.04	4.17	2.72	10.59	7.49	4.90	3.00	15.09	10.22	6.22	3.34
8	6.93	5.20	3.77	2.59	8.45	6.11	4.25	2.80	10.66	7.57	4.98	3.09	15.16	10.32	6.29	3.45
9	6.95	5.22	3.80	2.62	8.47	6.14	4.29	2.83	10.68	7.60	5.02	3.13	15.19	10.36	6.34	3.50
10	6.96	5.23	3.81	2.63	8.48	6.15	4.30	2.84	10.70	7.61	5.03	3.15	15.21	10.38	6.35	3.52
11	6.96	5.24	3.82	2.64	8.48	6.16	4.31	2.85	10.70	7.62	5.04	3.16	15.21	10.39	6.36	3.53
12	6.96	5.24	3.82	2.64	8.48	6.16	4.31	2.85	10.70	7.62	5.04	3.16	15.22	10.39	6.37	3.54
13	6.96	5.24	3.82	2.64	8.48	6.16	4.32	2.86	10.70	7.62	5.05	3.16	15.22	10.39	6.37	3.54

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 3: Registro estación 01 – hastial**Anexo 3.1:** Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=1$

Step	Caso 01	Caso 02	Caso 03	Caso 04	Caso 05	Caso 06	Caso 07	Caso 08	Caso 09	Caso 10	Caso 11	Caso 12	Caso 13	Caso 14	Caso 15	Caso 16
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.41	1.40	0.68	0.39	2.86	1.62	0.76	0.34	3.71	2.04	0.77	0.34	5.16	2.56	0.93	0.38
6	6.28	4.42	2.98	1.94	7.55	5.32	3.35	2.01	9.63	6.69	4.05	2.12	13.81	9.11	5.01	2.25
7	6.44	4.63	3.19	2.12	7.74	5.55	3.57	2.23	9.85	6.93	4.26	2.36	13.96	9.32	5.23	2.50
8	6.49	4.69	3.26	2.19	7.80	5.62	3.64	2.30	9.92	7.02	4.34	2.45	14.03	9.41	5.32	2.61
9	6.51	4.71	3.29	2.21	7.83	5.65	3.67	2.34	9.94	7.05	4.37	2.49	14.06	9.46	5.36	2.66
10	6.52	4.72	3.31	2.23	7.84	5.66	3.69	2.35	9.96	7.06	4.39	2.50	14.08	9.48	5.38	2.68
11	6.52	4.73	3.31	2.23	7.84	5.67	3.69	2.36	9.96	7.07	4.39	2.51	14.08	9.49	5.39	2.69
12	6.52	4.73	3.31	2.23	7.84	5.67	3.70	2.36	9.96	7.07	4.40	2.51	14.09	9.49	5.39	2.69
13	6.52	4.73	3.31	2.24	7.84	5.67	3.70	2.36	9.96	7.07	4.40	2.52	14.09	9.49	5.39	2.70

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 3.2: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.8$

Step	Caso 17	Caso 18	Caso 19	Caso 20	Caso 21	Caso 22	Caso 23	Caso 24	Caso 25	Caso 26	Caso 27	Caso 28	Caso 29	Caso 30	Caso 31	Caso 32
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.35	1.41	0.68	0.33	2.82	1.62	0.72	0.32	3.85	1.95	0.82	0.52	5.15	2.60	1.03	0.59
6	6.28	4.45	2.99	1.86	7.54	5.24	3.35	2.09	9.99	6.85	3.93	2.22	13.95	9.26	5.39	2.61
7	6.46	4.66	3.21	2.05	7.74	5.47	3.57	2.30	10.10	7.10	4.15	2.45	14.03	9.46	5.55	2.79
8	6.51	4.73	3.28	2.11	7.80	5.54	3.64	2.37	10.16	7.18	4.24	2.53	14.10	9.55	5.64	2.88
9	6.53	4.75	3.31	2.14	7.82	5.57	3.68	2.41	10.19	7.22	4.27	2.57	14.13	9.59	5.68	2.93
10	6.54	4.76	3.32	2.15	7.83	5.58	3.69	2.42	10.20	7.23	4.29	2.59	14.15	9.61	5.70	2.95
11	6.55	4.76	3.32	2.16	7.83	5.58	3.70	2.43	10.20	7.24	4.29	2.60	14.16	9.62	5.70	2.96
12	6.55	4.77	3.33	2.16	7.84	5.59	3.70	2.43	10.21	7.24	4.30	2.60	14.16	9.62	5.71	2.96
13	6.55	4.77	3.33	2.16	7.84	5.59	3.70	2.43	10.21	7.24	4.30	2.60	14.16	9.63	5.71	2.96

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 3.3: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.6$

Step	Caso 33	Caso 34	Caso 35	Caso 36	Caso 37	Caso 38	Caso 39	Caso 40	Caso 41	Caso 42	Caso 43	Caso 44	Caso 45	Caso 46	Caso 47	Caso 48
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.44	1.42	0.69	0.31	2.88	1.62	0.74	0.32	3.55	1.96	0.83	0.34	5.15	2.48	1.09	0.39
6	6.37	4.42	3.02	1.90	7.66	5.49	3.40	1.97	9.72	6.54	4.17	2.09	13.99	9.08	5.12	2.27
7	6.55	4.64	3.24	2.10	7.86	5.72	3.63	2.18	9.88	6.80	4.35	2.32	14.16	9.32	5.33	2.49
8	6.61	4.70	3.31	2.16	7.92	5.79	3.71	2.25	9.95	6.88	4.42	2.41	14.23	9.41	5.42	2.60
9	6.62	4.72	3.34	2.19	7.94	5.81	3.74	2.29	9.97	6.91	4.45	2.45	14.26	9.45	5.46	2.64
10	6.63	4.73	3.35	2.20	7.95	5.82	3.75	2.30	9.98	6.93	4.46	2.47	14.28	9.47	5.48	2.66
11	6.64	4.74	3.35	2.21	7.95	5.83	3.76	2.31	9.99	6.93	4.47	2.48	14.28	9.48	5.49	2.67
12	6.64	4.74	3.36	2.21	7.96	5.83	3.76	2.31	9.99	6.94	4.47	2.48	14.28	9.48	5.49	2.68
13	6.64	4.74	3.36	2.21	7.96	5.83	3.76	2.31	9.99	6.94	4.47	2.48	14.28	9.48	5.49	2.68

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 3.4: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.4$

Step	Caso 49	Caso 50	Caso 51	Caso 52	Caso 53	Caso 54	Caso 55	Caso 56	Caso 57	Caso 58	Caso 59	Caso 60	Caso 61	Caso 62	Caso 63	Caso 64
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.44	1.44	0.71	0.33	2.88	1.56	0.73	0.33	3.65	2.03	0.82	0.33	5.59	2.62	1.10	0.42
6	6.31	4.61	3.06	2.07	7.70	5.18	3.41	2.11	9.81	6.81	3.97	2.40	14.43	9.11	5.78	2.73
7	6.50	4.82	3.28	2.23	7.91	5.42	3.64	2.31	10.03	7.07	4.20	2.62	14.62	9.37	5.92	2.88
8	6.55	4.87	3.35	2.29	7.97	5.49	3.71	2.38	10.09	7.16	4.28	2.71	14.69	9.46	5.99	2.97
9	6.57	4.90	3.37	2.31	7.99	5.51	3.74	2.42	10.12	7.19	4.32	2.74	14.72	9.50	6.03	3.02
10	6.58	4.91	3.39	2.33	8.00	5.53	3.76	2.43	10.13	7.20	4.33	2.76	14.73	9.52	6.04	3.04
11	6.58	4.91	3.39	2.33	8.01	5.53	3.76	2.44	10.14	7.21	4.34	2.77	14.74	9.53	6.05	3.05
12	6.58	4.91	3.39	2.33	8.01	5.54	3.77	2.44	10.14	7.21	4.34	2.77	14.74	9.53	6.05	3.05
13	6.58	4.91	3.39	2.34	8.01	5.54	3.77	2.44	10.14	7.21	4.35	2.77	14.74	9.53	6.05	3.05

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 4: Registro estación 02 – corona**Anexo 4.1:** Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=1$

Step	Caso 01	Caso 02	Caso 03	Caso 04	Caso 05	Caso 06	Caso 07	Caso 08	Caso 09	Caso 10	Caso 11	Caso 12	Caso 13	Caso 14	Caso 15	Caso 16
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	2.55	1.63	0.90	0.54	3.15	1.88	0.97	0.56	4.10	2.29	1.09	0.60	6.13	2.68	1.36	0.68
8	6.03	4.66	3.42	2.31	7.86	5.06	3.87	2.47	10.13	7.12	4.64	2.69	14.72	9.82	5.93	3.05
9	6.24	4.90	3.65	2.51	8.06	5.33	4.09	2.69	10.28	7.38	4.80	2.93	14.79	9.97	6.06	3.24
10	6.30	4.97	3.73	2.59	8.12	5.41	4.18	2.77	10.34	7.47	4.89	3.02	14.85	10.06	6.13	3.35
11	6.33	4.99	3.76	2.62	8.14	5.44	4.21	2.80	10.37	7.50	4.92	3.06	14.88	10.10	6.16	3.40
12	6.34	5.00	3.77	2.63	8.15	5.45	4.23	2.82	10.38	7.52	4.94	3.08	14.89	10.12	6.18	3.43
13	6.34	5.01	3.78	2.64	8.16	5.46	4.24	2.82	10.39	7.52	4.95	3.09	14.90	10.13	6.19	3.44

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 4.2: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.8$

Step	Caso 17	Caso 18	Caso 19	Caso 20	Caso 21	Caso 22	Caso 23	Caso 24	Caso 25	Caso 26	Caso 27	Caso 28	Caso 29	Caso 30	Caso 31	Caso 32
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	2.64	1.63	0.91	0.52	3.19	1.88	0.97	0.56	4.08	2.30	1.09	0.62	5.78	3.13	1.38	0.70
8	5.92	4.61	3.42	2.31	7.90	5.66	3.90	2.54	10.22	7.27	4.63	2.71	14.77	9.91	6.04	3.06
9	6.14	4.86	3.66	2.52	8.09	5.86	4.12	2.75	10.43	7.49	4.80	2.94	14.87	10.12	6.16	3.27
10	6.20	4.92	3.73	2.59	8.15	5.94	4.20	2.82	10.50	7.58	4.88	3.03	14.91	10.22	6.23	3.38
11	6.23	4.95	3.76	2.62	8.17	5.97	4.24	2.86	10.53	7.61	4.92	3.08	14.94	10.27	6.26	3.43
12	6.23	4.96	3.77	2.63	8.18	5.98	4.25	2.87	10.54	7.63	4.94	3.10	14.95	10.29	6.28	3.46
13	6.24	4.96	3.78	2.64	8.19	5.98	4.26	2.88	10.54	7.64	4.95	3.10	14.95	10.29	6.29	3.47

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 4.3: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.6$

Step	Caso 33	Caso 34	Caso 35	Caso 36	Caso 37	Caso 38	Caso 39	Caso 40	Caso 41	Caso 42	Caso 43	Caso 44	Caso 45	Caso 46	Caso 47	Caso 48
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	2.65	1.64	0.92	0.52	3.25	1.89	0.99	0.57	4.12	2.30	1.11	0.61	5.42	3.05	1.34	0.70
8	6.56	4.53	3.46	2.33	8.02	5.70	3.92	2.50	10.20	7.25	4.71	2.77	14.72	10.10	5.97	3.07
9	6.75	4.77	3.70	2.54	8.21	5.92	4.15	2.72	10.35	7.51	4.85	2.99	14.86	10.22	6.11	3.31
10	6.80	4.83	3.78	2.61	8.27	5.99	4.23	2.80	10.42	7.59	4.94	3.08	14.93	10.28	6.18	3.42
11	6.82	4.86	3.81	2.64	8.30	6.02	4.27	2.83	10.45	7.63	4.97	3.12	14.96	10.30	6.22	3.47
12	6.83	4.87	3.82	2.65	8.31	6.03	4.29	2.85	10.46	7.64	4.99	3.14	14.97	10.31	6.23	3.49
13	6.83	4.88	3.82	2.66	8.31	6.04	4.29	2.86	10.47	7.65	5.00	3.15	14.98	10.32	6.24	3.50

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 4.4: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.4$

Step	Caso 49	Caso 50	Caso 51	Caso 52	Caso 53	Caso 54	Caso 55	Caso 56	Caso 57	Caso 58	Caso 59	Caso 60	Caso 61	Caso 62	Caso 63	Caso 64
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	2.64	1.66	0.92	0.51	3.27	1.89	1.02	0.60	4.17	2.33	1.11	0.59	5.93	3.07	1.42	0.73
8	6.62	5.02	3.51	2.33	8.09	5.95	3.95	2.55	10.37	7.42	4.71	2.74	14.91	10.16	6.15	3.14
9	6.81	5.26	3.75	2.54	8.31	6.19	4.19	2.77	10.49	7.64	4.86	2.98	15.07	10.31	6.26	3.34
10	6.87	5.32	3.82	2.61	8.36	6.26	4.27	2.85	10.53	7.73	4.95	3.07	15.12	10.39	6.33	3.44
11	6.89	5.35	3.85	2.64	8.39	6.29	4.31	2.88	10.56	7.76	4.98	3.12	15.14	10.43	6.37	3.50
12	6.89	5.36	3.87	2.65	8.40	6.30	4.32	2.90	10.57	7.78	5.00	3.14	15.16	10.45	6.39	3.52
13	6.90	5.36	3.87	2.66	8.40	6.31	4.33	2.90	10.57	7.78	5.01	3.14	15.16	10.46	6.40	3.53

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 5: Registro estación 02 – hastial**Anexo 5.1:** Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=1$

Step	Caso 01	Caso 02	Caso 03	Caso 04	Caso 05	Caso 06	Caso 07	Caso 08	Caso 09	Caso 10	Caso 11	Caso 12	Caso 13	Caso 14	Caso 15	Caso 16
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.41	1.40	0.68	0.39	2.86	1.62	0.76	0.34	3.71	2.04	0.77	0.34	5.16	2.56	0.93	0.38
6	6.28	4.42	2.98	1.94	7.55	5.32	3.35	2.01	9.63	6.69	4.05	2.12	13.81	9.11	5.01	2.25
7	6.44	4.63	3.19	2.12	7.74	5.55	3.57	2.23	9.85	6.93	4.26	2.36	13.96	9.32	5.23	2.50
8	6.49	4.69	3.26	2.19	7.80	5.62	3.64	2.30	9.92	7.02	4.34	2.45	14.03	9.41	5.32	2.61
9	6.51	4.71	3.29	2.21	7.83	5.65	3.67	2.34	9.94	7.05	4.37	2.49	14.06	9.46	5.36	2.66
10	6.52	4.72	3.31	2.23	7.84	5.66	3.69	2.35	9.96	7.06	4.39	2.50	14.08	9.48	5.38	2.68
11	6.52	4.73	3.31	2.23	7.84	5.67	3.69	2.36	9.96	7.07	4.39	2.51	14.08	9.49	5.39	2.69
12	6.52	4.73	3.31	2.23	7.84	5.67	3.70	2.36	9.96	7.07	4.40	2.51	14.09	9.49	5.39	2.69
13	6.52	4.73	3.31	2.24	7.84	5.67	3.70	2.36	9.96	7.07	4.40	2.52	14.09	9.49	5.39	2.70

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 5.2: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.8$

Step	Caso 17	Caso 18	Caso 19	Caso 20	Caso 21	Caso 22	Caso 23	Caso 24	Caso 25	Caso 26	Caso 27	Caso 28	Caso 29	Caso 30	Caso 31	Caso 32
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.35	1.41	0.68	0.33	2.82	1.62	0.72	0.32	3.85	1.95	0.82	0.52	5.15	2.60	1.03	0.59
6	6.28	4.45	2.99	1.86	7.54	5.24	3.35	2.09	9.99	6.85	3.93	2.22	13.95	9.26	5.39	2.61
7	6.46	4.66	3.21	2.05	7.74	5.47	3.57	2.30	10.10	7.10	4.15	2.45	14.03	9.46	5.55	2.79
8	6.51	4.73	3.28	2.11	7.80	5.54	3.64	2.37	10.16	7.18	4.24	2.53	14.10	9.55	5.64	2.88
9	6.53	4.75	3.31	2.14	7.82	5.57	3.68	2.41	10.19	7.22	4.27	2.57	14.13	9.59	5.68	2.93
10	6.54	4.76	3.32	2.15	7.83	5.58	3.69	2.42	10.20	7.23	4.29	2.59	14.15	9.61	5.70	2.95
11	6.55	4.76	3.32	2.16	7.83	5.58	3.70	2.43	10.20	7.24	4.29	2.60	14.16	9.62	5.70	2.96
12	6.55	4.77	3.33	2.16	7.84	5.59	3.70	2.43	10.21	7.24	4.30	2.60	14.16	9.62	5.71	2.96
13	6.55	4.77	3.33	2.16	7.84	5.59	3.70	2.43	10.21	7.24	4.30	2.60	14.16	9.63	5.71	2.96

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 5.3: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.6$

Step	Caso 33	Caso 34	Caso 35	Caso 36	Caso 37	Caso 38	Caso 39	Caso 40	Caso 41	Caso 42	Caso 43	Caso 44	Caso 45	Caso 46	Caso 47	Caso 48
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.44	1.42	0.69	0.31	2.88	1.62	0.74	0.32	3.55	1.96	0.83	0.34	5.15	2.48	1.09	0.39
6	6.37	4.42	3.02	1.90	7.66	5.49	3.40	1.97	9.72	6.54	4.17	2.09	13.99	9.08	5.12	2.27
7	6.55	4.64	3.24	2.10	7.86	5.72	3.63	2.18	9.88	6.80	4.35	2.32	14.16	9.32	5.33	2.49
8	6.61	4.70	3.31	2.16	7.92	5.79	3.71	2.25	9.95	6.88	4.42	2.41	14.23	9.41	5.42	2.60
9	6.62	4.72	3.34	2.19	7.94	5.81	3.74	2.29	9.97	6.91	4.45	2.45	14.26	9.45	5.46	2.64
10	6.63	4.73	3.35	2.20	7.95	5.82	3.75	2.30	9.98	6.93	4.46	2.47	14.28	9.47	5.48	2.66
11	6.64	4.74	3.35	2.21	7.95	5.83	3.76	2.31	9.99	6.93	4.47	2.48	14.28	9.48	5.49	2.67
12	6.64	4.74	3.36	2.21	7.96	5.83	3.76	2.31	9.99	6.94	4.47	2.48	14.28	9.48	5.49	2.68
13	6.64	4.74	3.36	2.21	7.96	5.83	3.76	2.31	9.99	6.94	4.47	2.48	14.28	9.48	5.49	2.68

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 5.4: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.4$

Step	Caso 49	Caso 50	Caso 51	Caso 52	Caso 53	Caso 54	Caso 55	Caso 56	Caso 57	Caso 58	Caso 59	Caso 60	Caso 61	Caso 62	Caso 63	Caso 64
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	2.44	1.44	0.71	0.33	2.88	1.56	0.73	0.33	3.65	2.03	0.82	0.33	5.59	2.62	1.10	0.42
6	6.31	4.61	3.06	2.07	7.70	5.18	3.41	2.11	9.81	6.81	3.97	2.40	14.43	9.11	5.78	2.73
7	6.50	4.82	3.28	2.23	7.91	5.42	3.64	2.31	10.03	7.07	4.20	2.62	14.62	9.37	5.92	2.88
8	6.55	4.87	3.35	2.29	7.97	5.49	3.71	2.38	10.09	7.16	4.28	2.71	14.69	9.46	5.99	2.97
9	6.57	4.90	3.37	2.31	7.99	5.51	3.74	2.42	10.12	7.19	4.32	2.74	14.72	9.50	6.03	3.02
10	6.58	4.91	3.39	2.33	8.00	5.53	3.76	2.43	10.13	7.20	4.33	2.76	14.73	9.52	6.04	3.04
11	6.58	4.91	3.39	2.33	8.01	5.53	3.76	2.44	10.14	7.21	4.34	2.77	14.74	9.53	6.05	3.05
12	6.58	4.91	3.39	2.33	8.01	5.54	3.77	2.44	10.14	7.21	4.34	2.77	14.74	9.53	6.05	3.05
13	6.58	4.91	3.39	2.34	8.01	5.54	3.77	2.44	10.14	7.21	4.35	2.77	14.74	9.53	6.05	3.05

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 6: Registro estación 03 – corona**Anexo 6.1:** Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=1$

Step	Caso 01	Caso 02	Caso 03	Caso 04	Caso 05	Caso 06	Caso 07	Caso 08	Caso 09	Caso 10	Caso 11	Caso 12	Caso 13	Caso 14	Caso 15	Caso 16
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
9	2.63	1.55	0.82	0.54	3.22	1.92	1.02	0.36	4.07	2.34	1.10	0.61	5.83	3.10	1.41	0.83
10	6.02	4.70	3.36	2.29	7.85	5.13	3.99	2.54	10.24	7.21	4.32	2.83	14.57	9.86	6.22	3.21
11	6.24	4.95	3.60	2.50	8.07	5.40	4.21	2.78	10.42	7.45	4.59	3.09	14.67	10.05	6.34	3.45
12	6.30	5.02	3.68	2.58	8.14	5.48	4.30	2.87	10.49	7.54	4.69	3.20	14.72	10.15	6.40	3.58
13	6.32	5.05	3.71	2.60	8.16	5.51	4.34	2.90	10.52	7.58	4.73	3.24	14.75	10.20	6.44	3.62

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 6.2: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.8$

Step	Caso 17	Caso 18	Caso 19	Caso 20	Caso 21	Caso 22	Caso 23	Caso 24	Caso 25	Caso 26	Caso 27	Caso 28	Caso 29	Caso 30	Caso 31	Caso 32
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
9	2.66	1.64	0.91	0.37	3.22	1.89	0.97	0.56	4.19	2.29	1.11	0.61	5.87	3.12	1.42	0.71
10	6.01	4.92	3.40	2.29	7.98	5.85	3.97	2.56	10.26	7.26	4.84	2.82	14.69	9.96	6.23	3.25
11	6.25	5.16	3.63	2.50	8.18	6.09	4.19	2.79	10.47	7.49	4.97	3.08	14.82	10.12	6.36	3.49
12	6.31	5.23	3.71	2.59	8.24	6.17	4.29	2.88	10.54	7.58	5.07	3.18	14.88	10.22	6.43	3.61
13	6.33	5.25	3.74	2.61	8.27	6.20	4.32	2.91	10.57	7.62	5.10	3.22	14.91	10.27	6.47	3.66

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 6.3: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.6$

Step	Caso 33	Caso 34	Caso 35	Caso 36	Caso 37	Caso 38	Caso 39	Caso 40	Caso 41	Caso 42	Caso 43	Caso 44	Caso 45	Caso 46	Caso 47	Caso 48
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
9	2.64	1.64	0.92	0.55	3.22	1.89	0.99	0.57	4.14	2.34	1.08	0.61	5.66	3.23	1.38	0.71
10	6.54	4.94	3.48	2.30	7.94	5.86	4.06	2.61	10.34	7.35	4.85	2.87	14.73	10.10	6.27	3.28
11	6.74	5.18	3.69	2.51	8.17	6.11	4.30	2.85	10.52	7.59	4.99	3.11	14.88	10.25	6.42	3.50
12	6.79	5.25	3.76	2.59	8.24	6.19	4.39	2.93	10.59	7.68	5.07	3.22	14.94	10.33	6.51	3.63
13	6.82	5.27	3.79	2.62	8.26	6.22	4.42	2.97	10.62	7.72	5.11	3.26	14.97	10.37	6.56	3.68

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 6.4: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.4$

Step	Caso 49	Caso 50	Caso 51	Caso 52	Caso 53	Caso 54	Caso 55	Caso 56	Caso 57	Caso 58	Caso 59	Caso 60	Caso 61	Caso 62	Caso 63	Caso 64
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
9	2.66	1.67	0.92	0.52	3.25	1.91	1.00	0.58	4.21	2.34	1.12	0.62	6.06	3.24	1.40	0.72
10	6.64	5.03	3.54	2.35	8.11	5.92	3.97	2.54	10.35	7.36	4.87	2.90	14.92	10.23	6.27	3.24
11	6.87	5.27	3.75	2.56	8.31	6.17	4.16	2.76	10.46	7.63	5.05	3.15	15.06	10.38	6.43	3.48
12	6.92	5.33	3.83	2.64	8.36	6.25	4.25	2.85	10.51	7.72	5.15	3.26	15.11	10.46	6.51	3.60
13	6.94	5.36	3.86	2.67	8.39	6.28	4.29	2.88	10.54	7.75	5.19	3.29	15.14	10.50	6.56	3.65

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 7: Registro estación 03 – hastial**Anexo 7.1:** Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=1$

Step	Caso 01	Caso 02	Caso 03	Caso 04	Caso 05	Caso 06	Caso 07	Caso 08	Caso 09	Caso 10	Caso 11	Caso 12	Caso 13	Caso 14	Caso 15	Caso 16
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
9	2.34	1.35	0.70	0.36	2.89	1.58	0.75	0.35	3.49	1.91	0.85	0.35	5.29	2.42	1.09	0.38
10	6.09	4.57	2.99	1.94	7.57	5.40	3.52	2.10	9.58	6.65	4.13	2.23	14.01	9.18	5.56	2.37
11	6.25	4.77	3.21	2.13	7.77	5.64	3.75	2.33	9.77	6.92	4.36	2.48	14.13	9.33	5.76	2.66
12	6.30	4.84	3.29	2.20	7.83	5.72	3.84	2.41	9.84	7.01	4.45	2.59	14.20	9.43	5.86	2.78
13	6.33	4.86	3.31	2.23	7.86	5.75	3.87	2.44	9.87	7.04	4.49	2.62	14.24	9.48	5.90	2.83

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 7.2: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.8$

Step	Caso 17	Caso 18	Caso 19	Caso 20	Caso 21	Caso 22	Caso 23	Caso 24	Caso 25	Caso 26	Caso 27	Caso 28	Caso 29	Caso 30	Caso 31	Caso 32
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
9	2.35	1.36	0.68	0.32	2.93	1.63	0.80	0.33	3.71	1.90	0.80	0.34	5.29	2.38	0.98	0.38
10	6.25	4.58	2.93	1.87	7.43	5.44	3.55	2.12	9.84	6.68	4.11	2.37	14.11	9.64	5.52	2.40
11	6.41	4.79	3.15	2.06	7.64	5.68	3.77	2.35	10.03	6.94	4.36	2.61	14.22	9.76	5.67	2.68
12	6.46	4.86	3.22	2.14	7.70	5.76	3.86	2.43	10.10	7.03	4.45	2.71	14.29	9.86	5.75	2.80
13	6.48	4.89	3.25	2.16	7.73	5.79	3.89	2.46	10.13	7.07	4.49	2.75	14.33	9.90	5.78	2.85

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 7.3: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.6$

Step	Caso 33	Caso 34	Caso 35	Caso 36	Caso 37	Caso 38	Caso 39	Caso 40	Caso 41	Caso 42	Caso 43	Caso 44	Caso 45	Caso 46	Caso 47	Caso 48
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
9	2.45	1.42	0.68	0.33	2.94	1.62	0.74	0.33	3.96	1.97	0.82	0.34	5.53	2.62	1.00	0.38
10	6.29	4.62	3.08	2.00	7.70	5.47	3.72	2.23	10.03	6.73	4.03	2.41	14.37	9.61	5.32	2.58
11	6.47	4.83	3.31	2.19	7.90	5.71	3.95	2.45	10.16	7.01	4.27	2.66	14.46	9.86	5.58	2.81
12	6.53	4.90	3.38	2.26	7.96	5.79	4.04	2.54	10.22	7.09	4.36	2.76	14.52	9.96	5.68	2.92
13	6.55	4.92	3.41	2.28	7.99	5.82	4.07	2.57	10.25	7.13	4.40	2.80	14.56	10.00	5.72	2.97

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D

Anexo 7.3: Trabajo plástico (kJ) – $\alpha_1=0.4$

Step	Caso 49	Caso 50	Caso 51	Caso 52	Caso 53	Caso 54	Caso 55	Caso 56	Caso 57	Caso 58	Caso 59	Caso 60	Caso 61	Caso 62	Caso 63	Caso 64
1	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
2	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
6	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
7	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
8	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
9	2.55	1.37	0.70	0.34	2.92	1.67	0.75	0.35	4.03	2.00	0.84	0.35	5.25	2.61	0.98	0.47
10	6.47	4.64	3.04	1.93	7.98	5.47	3.52	2.14	10.41	6.82	4.19	2.27	14.22	9.58	5.28	2.56
11	6.62	4.86	3.27	2.12	8.20	5.72	3.76	2.37	10.54	7.09	4.44	2.52	14.38	9.77	5.55	2.83
12	6.67	4.92	3.34	2.19	8.25	5.79	3.84	2.45	10.60	7.18	4.52	2.62	14.45	9.85	5.65	2.95
13	6.69	4.95	3.37	2.22	8.28	5.82	3.87	2.48	10.62	7.21	4.56	2.66	14.48	9.89	5.69	2.99

Nota: Registro obtenido con el software Flac 3D