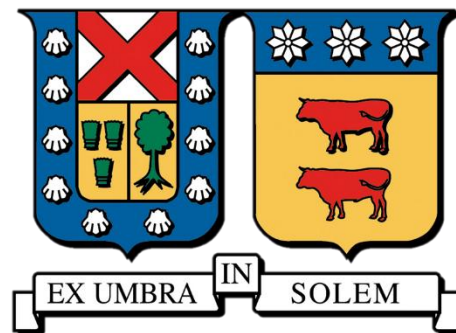


UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS,
METALURGIA Y MATERIALES

SANTIAGO – CHILE



**EFEECTO DE LA PRESENCIA DE UNA
ESTRUCTURA GEOLÓGICA EN LA
GENERACIÓN DE ESTALLIDOS DE ROCAS
MEDIANTE ENFOQUE ENERGÉTICO**

ANDREA ALEJANDRA CERÓN PALMA

Tesis para optar al Título Profesional de
Magister en Ciencias de la Ingeniería Metalúrgica y de Minas

Comisión:

PhD Adeline Delonca
PhD Rodolfo Morales Gálvez
PhD Gonzalo Nelis

Febrero 2026



CONSTANCIA DE VALIDACIÓN Y CONFIDENCIALIDAD DE MONOGRAFÍA A REPOSITORIO ACADÉMICO

1.- IDENTIFICACIÓN DEL TRABAJO ACADÉMICO

Tipo de monografía (marcar una opción): Memoria o trabajo de título Tesis de Postgrado

Título del trabajo: Efecto de la presencia de una estructura geológica en la generación de estallidos de rocas mediante enfoque energético

Nombre del candidato(a): Andrea Alejandra Cerón Palma

Carrera / Grado: Magíster en ciencias de la ingeniería metalúrgica y de minas

Campus: San Joaquín **Departamento:** Departamento de ingeniería de minas, metalurgia y materiales

2.- VALIDACIÓN DEL PROFESOR GUÍA/DIRECTOR DE TESIS

Yo, Adeline Delonca, en mi calidad de profesor(a) guía/director(a) del trabajo académico mencionado anteriormente **DEJO CONSTANCIA** que:

- He revisado esta versión del documento y corresponde a la versión final aprobada del trabajo.
- El trabajo cumple con los requisitos académicos y de formato establecidos por la institución.

3.- EVALUACIÓN DE CONFIDENCIALIDAD POR PROPIEDAD INDUSTRIAL (marcar una opción)

El trabajo **NO contiene** información que amerite confidencialidad y puede ser publicado de inmediato en repositorio con acceso abierto.

El trabajo **CONTIENE** información con potenciales implicancias de propiedad industrial o intelectual y requiere un periodo de confidencialidad (**embargo**) por (**marcar una opción**):

6 meses 12 meses 2 años 3 años 5 años 10 años

Fundamentación de la necesidad de confidencialidad (obligatorio si se solicita embargo):

4.- FIRMAS

Profesor(a) guía o director(a) de memoria o tesis:

Fecha: 30/03/2026

Firma:

Estudiante o Candidato(a):

Fecha: 20/03/2026

Firma:

Este formulario debe ser insertado como página 2 de la memoria o tesis, completado y firmado por estudiante y profesor(a) antes de la entrega en portal PRISMA de Biblioteca USM.



RESUMEN

La transición hacia minería subterránea más profunda ha incrementado la ocurrencia y severidad de fenómenos dinámicos como el estallido de rocas, los cuales impactan directamente la seguridad, la continuidad operacional y los costos de sostenimiento. El estallido de rocas corresponde a una respuesta inestable del sistema excavación–macizo, asociada a la acumulación y liberación súbita de energía deformacional bajo estados tensionales elevados, cuya manifestación depende tanto del campo de esfuerzos in situ como de las condiciones estructurales del macizo. Si bien existen enfoques empíricos, estadísticos y numéricos para su evaluación, persisten limitaciones relevantes: (i) la dificultad de capturar de forma consistente la interacción túnel–estructura geológica y su efecto en la concentración de tensiones, la liberación energética y el daño; y (ii) la falta de relaciones explícitas e interpretables que permitan generalizar tendencias dentro de rangos de parámetros bien definidos.

En este contexto, este estudio evalúa la influencia de una estructura geológica en la respuesta del sistema túnel–macizo bajo un enfoque energético, mediante simulaciones numéricas tridimensionales en FLAC3D y el análisis de tres métricas de respuesta: Tasa de liberación de energía localizada (LERR), energía cinética máxima en el contorno del túnel (W_k) y radio de plasticidad normalizado (R_p/R_e). Se desarrolla un modelo numérico 3D que reproduce el comportamiento tenso-deformacional del macizo rocoso por medio del modelo constitutivo tipo Ubiquitous-Joint con ablandamiento/ endurecimiento bilineal, capaz de representar degradación post-peak.

Se ejecuta un análisis de sensibilidad considerando variaciones geométricas de la estructura respecto del túnel; ángulo de buzamiento, distancia al eje del túnel, longitud relativa y condición normal o tangencial al contorno, junto con variaciones geomecánicas del macizo y del campo tensional; k como razón de esfuerzos in situ y GSI como descriptor de calidad del macizo. Para favorecer la comparación entre escenarios, las variables se organizan en términos adimensionales (II), delimitando un dominio de validez para los resultados.



Los resultados muestran que la orientación normal de la estructura tiende a generar respuestas energéticas más exigentes (mayores LERR y W_k) que la orientación tangencial bajo condiciones equivalentes. Además, el incremento de k eleva sistemáticamente los indicadores energéticos, mientras que GSI modula la respuesta dentro del marco del modelo numérico empleado. A nivel geométrico, se observan comportamientos no lineales: una respuesta tipo “peak” con la distancia y una tendencia a saturación con el largo relativo, identificándose configuraciones críticas donde la interacción túnel–estructura resulta más relevante para la liberación energética y el desarrollo de plasticidad.

Finalmente, mediante regresión simbólica se obtienen expresiones explícitas (una por variable objetivo) que reproducen las tendencias observadas y permiten estimar LERR, W_k y R_p/R_e dentro del dominio de parámetros estudiado, verificando su desempeño mediante métricas de ajuste (R^2) y bandas \pm definidas a partir del RMSE. Como alcance, el barrido se centra en la interacción geométrica y en parámetros geomecánicos seleccionados, manteniendo constantes aspectos como el tipo de roca y el esfuerzo vertical; por ello, la extrapolación a condiciones fuera del rango analizado debe realizarse con cautela.



ABSTRACT

The transition toward deeper underground mining has increased the occurrence and severity of dynamic phenomena such as rockbursting, which directly affects safety, operational continuity, and ground support costs. Rockbursting is an unstable response of the excavation–rock mass system, associated with the accumulation and sudden release of strain energy under high stress conditions, and its manifestation depends on both the in-situ stress field and the rock mass structural conditions. Although empirical, statistical, and numerical approaches are available for its assessment, relevant limitations remain: (i) the difficulty of consistently capturing the tunnel–geological structure interaction and its effects on stress concentration, energy release, and damage; and (ii) the lack of explicit and interpretable relationships that allow trends to be generalized within well-defined parameter ranges.

Within this context, this study evaluates the influence of a geological structure on the response of the tunnel–rock mass system from an energy-based perspective, using three-dimensional numerical simulations in FLAC3D and the analysis of three response metrics: localized energy release rate (LERR), maximum kinetic energy at the tunnel contour (W_k), and normalized plastic radius (R_p/R_e). A 3D numerical model is developed incorporating a Ubiquitous-Joint constitutive formulation with bilinear softening/hardening, enabling the representation of post-peak degradation.

A sensitivity analysis is performed considering geometric variations of the structure relative to the tunnel; dip angle, distance to the tunnel axis, relative length, and normal versus tangential condition with respect to the contour, together with geomechanical and stress-field variations; k as the in-situ stress ratio and GSI as a descriptor of rock mass quality. To facilitate comparison across scenarios, the variables are expressed in dimensionless form (Π), defining a validity domain for the results.

The results show that the normal orientation of the structure tends to produce more demanding energetic responses (higher LERR and W_k) than the tangential orientation under equivalent conditions. In addition, increasing k systematically raises energy-based indicators,



while GSI modulates the response within the adopted numerical modeling framework. From a geometric standpoint, nonlinear behaviors are observed: a peak-type response with distance and a tendency toward saturation (i.e., convergence to a limiting value) with increasing relative length, highlighting critical configurations in which the tunnel–structure interaction becomes most relevant for energy release and the development of plasticity.

Finally, symbolic regression is used to obtain explicit expressions (one per target variable) that reproduce the observed trends and enable the estimation of LERR, W_k , and R_p/R_e within the parameter domain studied. Model performance is verified using goodness-of-fit metrics (R^2) and \pm bands defined based on the RMSE. Regarding scope, the parametric sweep focuses on geometric interaction and selected geomechanical parameters while keeping aspects such as rock type and vertical stress constant; therefore, extrapolation beyond the analyzed ranges should be treated with caution.



“Dedicado a mi ita, quien me verá defender desde el cielo”



AGRADECIMIENTOS

A Ignacio, mi pareja, quien ha sido un pilar fundamental en mi vida durante estos años. Gracias por enseñarme a ver la vida con mayor claridad, tu apoyo constante ha fortalecido mi carácter y me has impulsado a crecer como persona. Gracias por ser mi guía, mi compañero y la razón de muchas de mis fuerzas. Sin duda, hoy soy la persona que soy gracias a ti, una persona más fuerte, más capaz, y con la determinación de lograr todo lo que me proponga, te amo.

A mi mamá, quien siempre ha dado todo por nosotras, sacrificando su tiempo y sus sueños para que a mi hermana y a mí nunca nos falte nada. Tu esfuerzo, amor incondicional y luz son lo que me impulsaron día a día. Sin ti, este logro no sería posible, te amo.

A mi papá, quien me ha hecho sentir su apoyo y admiración, impulsándome a creer en mí y en mis capacidades incluso cuando yo misma dudaba, te amo.

A mi familia, quienes siempre han estado a mi lado brindándome su apoyo incondicional y su motivación constante. Gracias por su comprensión, los amo.

A mi familia de Geociencias, gracias por permitirme tomar los espacios necesarios para concluir mis estudios. Su apoyo ha sido un pilar fundamental que jamás imaginé encontrar en un entorno laboral. Cada uno de ustedes ha sido una fuente de motivación, los amo.

A mis perritos, Pillow, Cooper y Murphy, quienes han sido mi compañía fiel a lo largo de este proceso. Para mí, son mucho más que mascotas, son mis bebes, mis compañeros de vida, los amo.

A Adeline, mi profesora guía, gracias por acompañarme con calma y sin presiones en cada etapa de este proceso. A Leslie, por su apoyo constante, cumpliendo un rol de madre y amiga en la universidad, haciendo siempre más fácil el camino. A Rodolfo y Diego, por estar día y noche orientándome y no dejarme rendir. Sin ustedes, esta tesis no habría sido posible.



ÍNDICE

1	INTRODUCCIÓN	21
2	HIPÓTESIS.....	25
3	OBJETIVOS.....	25
3.1	OBJETIVO GENERAL	25
3.2	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	25
4	MARCO TEÓRICO.....	26
4.1	GEOMECÁNICA.....	26
4.1.1	Esfuerzos In-Situ del Macizo Rocosos	26
4.1.2	Propiedades Mecánicas del Medio Geológico.....	27
4.1.3	Estructuras Geológicas	28
4.2	ESTALLIDOS DE ROCA	31
4.2.1	Descripción del Fenómeno	31
i.	Fase 1: Ajuste de Esfuerzos.....	34
ii.	Fase 2: Acumulación de Energía	34
iii.	Fase 3: Iniciación, Propagación y Coalescencia de Grietas	34
iv.	Fase 4: Colapso y Eyección de Rocas Fracturadas.....	34
4.2.2	Clasificación	35
i.	Estallido por Deformación (StrainBurst).....	36



ii.	Estallido de Pilar (PilarBurst).....	37
iii.	Estallido por Deslizamiento (Fault Slip Burst)	38
4.2.3	Factores Gatillantes	39
i.	Factores Preexistentes a la Actividad Minera	40
ii.	Factores Inducidos por la Actividad Minera	40
4.2.4	Mecanismos de Inestabilidad.....	40
4.2.5	Métodos de Análisis	42
i.	Método Analítico.....	43
ii.	Método Empírico.....	43
iii.	Método de Análisis Numérico.....	43
iv.	Método Experimental	44
4.2.6	Sistemas de Fortificación	45
i.	Reforzar	46
ii.	Sostener	47
iii.	Retener.....	48
4.3	MODELOS CONSTITUTIVOS PARA SIMULACIÓN NUMÉRICA	49
4.3.1	Modelo Constitutivo Mohr–Coulomb (MC)	52
4.3.2	Modelo Constitutivo Hoek & Brown Generalizado	53
4.3.3	Equivalencia de c y φ	54



4.3.4	Modelo Constitutivo Bilinear Strain-Softening/Hardening Ubiquitous-Joint (SUBI)	55
4.4	MODELAMIENTO NUMÉRICO FLAC3D	58
4.5	MACHINE LEARNING	60
4.5.1	Teorema II (π) de Vaschy–Buckingham	60
4.5.2	Regresión no Lineal Multivariada para Sistemas Físicos	61
4.5.3	Regresión Simbólica aplicada a Fenómenos Físicos	62
5	METODOLOGÍA	63
5.1	FASE 1: SIN ESTRUCTURA GEOLÓGICA	64
5.1.1	Modelo Inicial	64
i.	Geometría	64
ii.	Condiciones de Contorno	65
5.1.2	Modelo Constitutivo Simulación Numérica	66
5.1.3	Parámetros Geomecánicos	67
5.1.4	Evaluación Los Estallidos De Rocas	68
i.	Matriz de Intensidad	68
ii.	Matriz de Ocurrencia	74
iii.	Matriz de Peligro	76
5.1.5	Calibración Modelo Numérico 2D	78



5.1.6	Calibración Modelo Numérico 3D	78
5.2	FASE 2: CON ESTRUCTURA GEOLÓGICA	79
5.2.1	Incorporación Estructura Geológica.....	79
i.	Parámetros Geomecánicos Estructura geológica.....	80
5.2.2	Análisis de Sensibilidad	81
i.	Sensibilidad Parámetros Estructura Geológica.....	81
ii.	Sensibilidad Parámetros Geomecánicos.....	82
5.2.3	Análisis Dimensional.....	82
5.2.4	Machine Learning.....	83
6	DESARROLLO	84
6.1	CALIBRACIÓN MODELO NUMÉRICO 2D	84
6.2	CALIBRACIÓN MODELO NUMÉRICO 3D	86
6.3	MODELOS BASE.....	87
6.4	ANÁLISIS DIMENSIONAL	92
7	RESULTADOS.....	94
7.1	ANÁLISIS ESTADÍSTICO	94
7.1.1	Sensibilización Estructura Geológica.....	98
7.1.2	Sensibilización Parámetros Geomecánicos	102
7.2	ANÁLISIS MACHINE LEARNING.....	104



7.2.1	Parámetros Adimensionales	104
7.2.2	Resultados Orientación Normal.....	104
i.	Tasa de Liberación de Energía Localizada LERR [Kj/m ³]	104
ii.	Máxima Energía Cinética W _k [Kj/m ²].....	107
iii.	Radio Plástico R _p /R _e [-].....	110
7.2.3	Resultados Orientación Tangencial	112
i.	Tasa de Liberación de Energía Localizada LERR [Kj/m ³]	113
ii.	Máxima Energía Cinética W _k [Kj/m ²].....	114
iii.	Radio Plástico R _p /R _e [-].....	116
8	DISCUSIÓN.....	118
9	CONCLUSIONES	124
10	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	129



Índice de Figuras

Figura 1.1: Estallido de rocas sector Teniente - 4 norte fw production level ocurrido en 1987.	21
Figura 1.2: Fallecidos por tipo de accidente en la Minería Chilena 2000 al 2018 (Sernageomin).	22
Figura 4.1: Representación del campo de tensiones como magnitud tensorial.	27
Figura 4.2: Esquema representativo del sistema de estructura geológicas alrededor de una excavación minera.	29
Figura 4.3: Estallido de Rocas mina El Teniente 2024.	32
Figura 4.4: Mapa histórico de estallidos de rocas para el período 1995-2019 (Wang et al., 2021).	33
Figura 4.5: Ejemplo Mecanismo de Estallidos de Roca (Miguel A. Berrocal, 2020).	35
Figura 4.6: Esquema representativo Estallido por Deformación (StrainBurst).	37
Figura 4.7: Esquema representativo Estallido del Pilar (PilarBurst).	38
Figura 4.8: Esquema representativo Estallido por Deslizamiento (Fault Slip Burst).	39
Figura 4.9: Resumen de las metodologías para estudiar los Estallidos de Rocas.	42
Figura 4.10: Literatura sobre modelado numérico de Estallidos de Eocas en los últimos 20 años (los resultados de la búsqueda en 2019 están incompletos) (Wang et al., 2021).	44
Figura 4.11: Principales funciones de elementos de soporte.	46
Figura 4.12: Barras de refuerzo completamente inyectadas.	47
Figura 4.13: Pernos de roca mecánicos.	48



Figura 4.14: Malla de retención de rocas sueltas.....	49
Figura 4.15: Comportamiento elástico-deformación recuperable.	50
Figura 4.16: Rango elástico-plástico.	51
Figura 4.17: Criterio de falla de la matriz bilineal FLAC3D.	57
Figura 4.18: Criterio de falla de unión bilineal FLAC3D.	57
Figura 4.19: Logo FLAC3D.	58
Figura 4.20: Esquema de representación del ciclo de cálculo explícito básico en FLAC3D.	59
Figura 4.21: Esquema representativo de cómo se extraen ecuaciones físicas de un conjunto de datos (Cranmer et al., 2020).....	62
Figura 5.1: Esquema representativo de la metodología empleada.	63
Figura 5.2: Geometría base utilizada para las simulaciones.....	65
Figura 5.3: Condiciones de contorno del túnel.....	66
Figura 5.4: Representación estructura geológica.....	80
Figura 6.1: Calibración en profundidad mediante Desplazamiento vs Steps.	86
Figura 6.2: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=0.8$ y $GSI=50$ (Modelo 1).	88
Figura 6.3: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=0.8$ y $GSI=65$ (Modelo 2).	88
Figura 6.4: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=0.8$ y $GSI=80$ (Modelo 3).	89
Figura 6.5: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=1.4$ y $GSI=50$ (Modelo 4)	89
Figura 6.6: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=1.4$ y $GSI=65$ (Modelo 5).	90



Figura 6.7: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=1.4$ y $GSI=80$ (Modelo 6)	90
Figura 7.1: Distribución porcentual de la Susceptibilidad de Ocurrencia (Variables Geomecánicas).....	95
Figura 7.2: Distribución porcentual de la Susceptibilidad de Ocurrencia (Variables Geométricas).....	95
Figura 7.3: Distribución porcentual de la Intensidad del evento (Variables Geomecánicas).	96
Figura 7.4: Distribución porcentual de la Intensidad del evento (Variables Geométricas)..	96
Figura 7.5: Distribución porcentual del Peligro (Variables Geomecánicas).....	97
Figura 7.6: Distribución porcentual del Peligro (Variables Geométricas).	97
Figura 7.7: Ejemplo de la respuesta del modelo numérico en términos de desplazamientos al variar el largo de la estructura geológica.....	98
Figura 7.8: Ejemplo de la respuesta del modelo numérico en términos de desplazamientos al variar el ángulo de buzamiento de la estructura geológica.....	99
Figura 7.9: Ejemplo de la respuesta del modelo numérico en términos de desplazamientos al variar la distancia de la estructura geológica con respecto al borde del túnel.....	101
Figura 7.10: Ejemplo diferencia de Orientación Normal y Tangencial en simulación numérica.	102
Figura 7.11: Gráfico Predicción vs Realidad basado en el algoritmo Random Forest para el parámetro LERR con la estructura geológica en orientación normal.....	105
Figura 7.12: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional LERR.	107



Figura 7.13: Gráfico Predicción vs Realidad basado en el algoritmo Random Forest para el parámetro W_k con la estructura geológica en orientación normal. 108

Figura 7.14: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional W_k 109

Figura 7.15: Gráfico Predicción vs Realidad basado en el algoritmo Random Forest para el parámetro R_p/R_e con la estructura geológica en orientación normal. 110

Figura 7.16: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional R_p/R_e 112

Figura 7.17: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional LERR con valores ajustados. 114

Figura 7.18: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional W_K con valores ajustados. 115

Figura 7.19: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional R_p/R_e con valores ajustados. 117



Índice de Tablas

Tabla 5.1: Parámetros geomecánicos Complejo Máfico El Teniente (CMET).....	68
Tabla 5.2: Clasificación intensidad del estallido de roca según la Máxima W_k (KJ/m^2).	72
Tabla 5.3: Clasificación de la intensidad del evento de estallido de rocas en función del radio de plasticidad.	73
Tabla 5.4: Matriz de intensidad.	73
Tabla 5.5: Matriz de Ocurrencia.	76
Tabla 5.6: Matriz de Peligro.	77
Tabla 5.7: Parámetros de rigidez y de resistencia al corte de la Estructura Geológica.	81
Tabla 5.8: Sensibilidad parámetros geométricos estructura geológica.....	81
Tabla 5.9: Análisis de sensibilidad geomecánica.	82
Tabla 6.1: Validación del método de análisis respecto a diversos autores.	84
Tabla 6.2: Resultados LERR, W_K y R_p/R_e de los 6 modelos base para el presente estudio.	91
Tabla 6.3: Parámetros intrínsecamente adimensionales.	92
Tabla 9.1: Valores constantes en fórmula general para el LERR.....	125
Tabla 9.2: Valores constantes en fórmula general para el W_K	126
Tabla 9.3: Valores constantes en fórmula general para el R_p/R_e	127



LISTA DE SIMBOLOS

Símbolo	Significado	Unidad / dimensión
$\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$	Tensiones principales mayor, intermedia y menor.	MPa
σ_v	Esfuerzo vertical in situ.	MPa
σ_H	Esfuerzo horizontal in situ.	MPa
σ_{ci}	Resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta.	MPa
σ_t	Resistencia a tracción del material.	MPa
σ	Esfuerzo normal efectivo sobre un plano.	MPa
τ	Esfuerzo cortante o esfuerzo cortante a la falla.	MPa
E	Módulo de Young.	GPa
ν	Coefficiente de Poisson.	-
ρ	Densidad del material rocoso.	kg/m ³ o ton/m ³
g	Aceleración de gravedad.	m/s ²
z	Profundidad.	m
c	Cohesión.	MPa o kPa
φ	Ángulo de fricción interna.	°
ψ	Ángulo de dilatación.	°
T	Resistencia a tracción o corte en tracción.	MPa
m_i	Constante del material intacto en Hoek-Brown.	-
m_b	Constante del macizo rocoso en Hoek-Brown.	-
s	Constante del macizo que reduce la cohesión aparente.	-
a	Constante que ajusta la curvatura de la envolvente.	-
GSI	Geological Strength Index; descriptor de calidad del macizo rocoso.	-
D	Factor de disturbio.	-
k	Razón de esfuerzos in situ (σ_H/σ_v).	-
κ	Medida acumulada de deformación plástica.	-
k_n	Rigidez normal de la estructura geológica.	N/m ³
k_s	Rigidez tangencial de la estructura geológica.	N/m ³
LERR	Localized Energy Release Rate; tasa de liberación de energía localizada.	kJ/m ³



W_k	Máxima energía cinética en el contorno del túnel.	kJ/m^2
R_p	Radio equivalente de la zona plastificada.	m
R_e	Radio de la excavación.	m
R_p/R_e	Radio de plasticidad normalizado.	-
ERR	Energy Release Rate; tasa global de liberación de energía.	kJ/m^3 o equivalente
ED	Energía de deformación.	kJ o equivalente
U_1, U_2	Energía interna del sistema en estado inicial y final.	kJ
E_{gp1}, E_{gp2}	Energía potencial gravitatoria en estado inicial y final.	kJ
W_{ext}	Trabajo externo neto aplicado al sistema.	kJ
ΔU	Variación de energía interna.	kJ
ΔE_{gp}	Variación de energía potencial gravitatoria.	kJ
$W_{k,lib}$	Energía cinética liberada.	kJ
W_p	Energía disipada por deformación plástica y/o falla irreversible.	kJ
V	Volumen total o del elemento.	m^3
V_i	Volumen del elemento i.	m^3
F_i	Fuerza externa aplicada en un nodo o elemento.	N
u_j	Vector desplazamiento en el nodo j.	m
m_i	Masa del elemento i.	kg
L_f	Longitud de la estructura geológica.	m
D_f	Distancia entre túnel y estructura geológica.	m
r	Radio del túnel.	m
β	Ángulo de buzamiento de la estructura geológica.	$^\circ$
Orientación normal	Configuración en la que la estructura intercepta el contorno de forma normal.	-
Orientación tangencial	Configuración en la que la estructura es tangencial al contorno.	-
Π_1	Parámetro adimensional asociado al estado de esfuerzos k.	-
Π_2	Parámetro adimensional asociado al coeficiente de Poisson v.	-
Π_3	Parámetro adimensional asociado a m_i .	-
Π_4	Parámetro adimensional asociado a GSI.	-
Π_5	Parámetro adimensional asociado al ángulo β .	-



Π_6	Parámetro adimensional resistente definido en la tesis.	-
Π_7	Parámetro adimensional de distancia relativa Df/r .	-
Π_8	Parámetro adimensional de interacción relativa Lf/Df .	-
R^2	Coefficiente de determinación.	-
RMSE	Root Mean Square Error; error cuadrático medio.	-
RMSEtest	Error cuadrático medio del conjunto de prueba.	-
\hat{y}	Valor predicho por el modelo.	-
y	Valor real u observado.	-
Random Forest	Modelo de aprendizaje automático basado en un conjunto de árboles.	-
PySR	Herramienta de regresión simbólica utilizada para obtener ecuaciones explícitas.	-
a, b, c	Constantes de ajuste de la ecuación general del LERR.	-
d, e, f, g	Constantes de ajuste de la ecuación general de W_k .	-
h, i, j, k	Constantes de ajuste de la ecuación general de R_p/R_e .	-



1 INTRODUCCIÓN

La construcción de túneles mineros ha experimentado un notable crecimiento en las últimas décadas, impulsada por la necesidad de optimizar el aprovechamiento del subsuelo en áreas de alta demanda minera y por los avances tecnológicos en la excavación de túneles y cavernas subterráneas. Sin embargo, este tipo de proyectos enfrenta diversos desafíos técnicos, siendo uno de los más críticos la estabilidad de las estructuras subterráneas y la seguridad de los trabajadores que operan en entornos geomecánicos complejos.

Dentro de los riesgos geomecánicos asociados a la construcción subterránea, los estallidos de rocas se destacan como un fenómeno recurrente y de especial preocupación debido a las graves consecuencias que pueden ocasionar tanto en términos de seguridad del personal como en la integridad de las infraestructuras.

Una definición precisa de estallido de roca, proporcionada por el Programa Canadiense de Investigación sobre Estallidos de Rocas, es: "el daño a una excavación que ocurre de manera repentina o violenta y que está asociado con un evento sísmico" (P. K. Kaiser & Cai, 2012) Este fenómeno no solo representa un riesgo inminente para los trabajadores, sino que también puede ocasionar importantes daños a la infraestructura y retrasos en los proyectos.



Figura 1.1: Estallido de rocas sector Teniente - 4 norte fw production level ocurrido en 1987.



En Chile, entre los años 2000 y 2018, se registraron 175 muertes de trabajadores mineros debido a impactos de roca (ver Figura 1.2), convirtiéndose en la principal causa de muerte accidental en la minería durante ese período. Por lo tanto, la identificación y evaluación precisa del potencial de estallidos de rocas es fundamental para garantizar la seguridad en los proyectos de construcción subterránea.

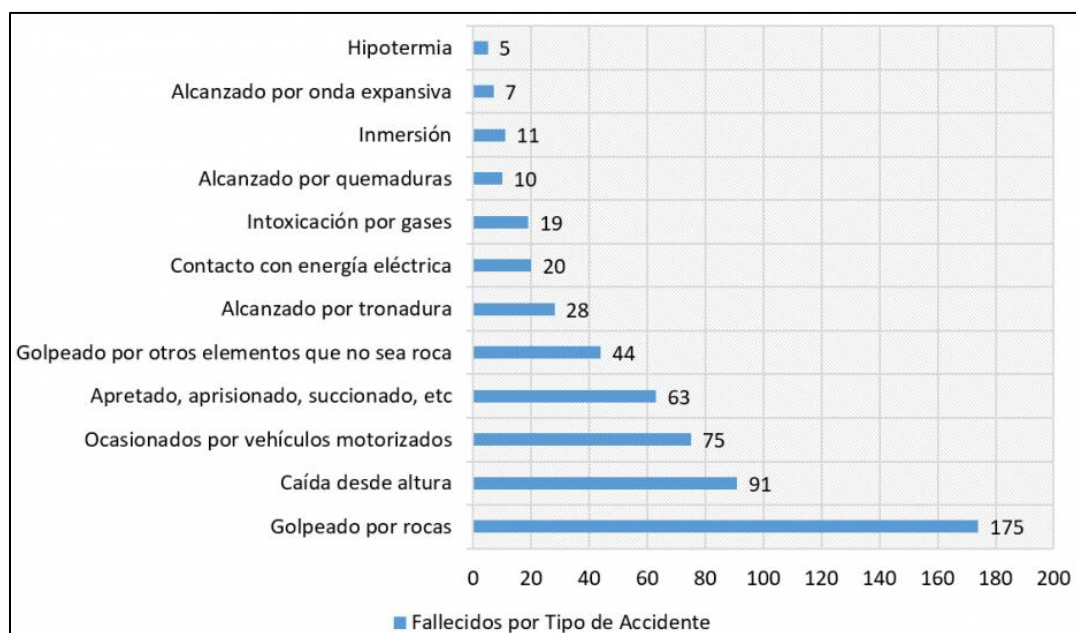


Figura 1.2: Fallecidos por tipo de accidente en la Minería Chilena 2000 al 2018 (Sernageomin).

La ocurrencia de estallidos de rocas está estrechamente relacionada con las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, particularmente con la presencia de estructuras geológicas como fracturas, fallas geológicas, diaclasas y estratificación. Estas estructuras geológicas actúan como superficies de debilidad dentro del macizo rocoso, lo que puede alterar la respuesta mecánica de las rocas bajo tensiones, incrementando el riesgo de estallidos al concentrar tensiones y facilitar la propagación de fracturas. A pesar de la relevancia de las estructuras geológicas en el fenómeno de los estallidos, muchos de los modelos numéricos existentes no consideran adecuadamente su influencia, lo que limita la precisión y la efectividad de las estrategias de mitigación.



Si bien existen diversos métodos para evaluar el peligro de estallidos de rocas, la complejidad del fenómeno genera incertidumbres sobre estas evaluaciones. En particular, muchos modelos son estáticos y se basan en una relación entre esfuerzos y resistencia para definir criterios de esfuerzo o energéticos. Sin embargo, no consideran la dinámica del fenómeno. Tal como lo menciona Delonca, “Lo que buscamos hacer en este proyecto es modelar el fenómeno de estallido de rocas considerando que es un evento dinámico, es decir, integrando un parámetro dinámico en la formulación de la resistencia del macizo rocoso”. Este enfoque nos permitirá avanzar en una comprensión más precisa del fenómeno al considerar su naturaleza dinámica.

Este estudio se centra en analizar la influencia de las estructuras geológicas en la generación de estallidos de rocas, utilizando un enfoque numérico y energético. A través de la herramienta FLAC3D, un software ampliamente utilizado en la ingeniería geotécnica y geomecánica, se modelará una estructura geológica en el macizo rocoso alrededor de un túnel, con el fin de examinar cómo su longitud, orientación y distancia respecto al túnel afectan la ocurrencia de estallidos. Este enfoque permitirá simular la interacción entre la estructura geológica y las tensiones inducidas por la excavación, proporcionando una comprensión más detallada de los mecanismos que intervienen en la liberación de energía.

La hipótesis principal de esta investigación postula que la presencia de una estructura geológica alrededor de un túnel aumenta la intensidad del evento, la susceptibilidad de ocurrencia y, por lo tanto, el peligro de estallidos de rocas. En particular, se busca investigar cómo la posición, longitud, distancia y ángulo de la estructura geológica influyen en el peligro del estallido de rocas.

Comprender cómo las estructuras geológicas influyen en los estallidos de rocas permitirá diseñar estructuras subterráneas que consideren estas variables, implementando medidas de mitigación más efectivas para reducir los riesgos asociados a este fenómeno. Además, el modelo numérico desarrollado ofrecerá la posibilidad de simular diversos escenarios, lo que ayudará a anticipar posibles fallas geológicas y a mejorar las estrategias de manejo del riesgo en proyectos de excavación.



La importancia de este estudio radica no solo en su aporte a la seguridad laboral y estructural, sino también en su potencial para mejorar la eficiencia operativa, al reducir los costos derivados de daños a la infraestructura y de interrupciones en los proyectos debido a los estallidos de rocas. Este enfoque integral contribuirá a avanzar en la comprensión de un fenómeno geomecánico complejo, abriendo nuevas vías para investigaciones futuras que aborden la interacción de múltiples estructuras geológicas y su impacto en la estabilidad de las excavaciones subterráneas.



2 HIPÓTESIS

Se plantea que la presencia de estructuras geológicas en el macizo rocoso circundante a un túnel incrementa el peligro de los estallidos de rocas, al favorecer la concentración de tensiones y la liberación de energía acumulada en zonas de debilidad estructural.

3 OBJETIVOS

3.1 OBJETIVO GENERAL

El objetivo principal de este estudio es analizar el impacto de la presencia de una estructura geológica en el nivel de peligro de estallidos de rocas, mediante un enfoque energético que permita evaluar su influencia en los mecanismos de liberación de energía durante el estallido de rocas y, por lo tanto, analizar el peligro de este.

3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Como objetivos específicos del presente estudio se plantean los enumerados a continuación:

- Evaluar el efecto de la presencia de una estructura geológica en el peligro de estallidos de rocas variando características geométricas.
- Evaluar el efecto de los parámetros geomecánicos del macizo rocoso en el peligro de estallidos de rocas compatibles con condiciones Chilenas.
- Crear modelos físicos que permitan evaluar efectos energéticos función de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y de las condiciones de la estructura geológica específica.



4 MARCO TEÓRICO

A continuación, se presenta el marco teórico que sustenta la presente investigación, abordando los conceptos y herramientas indispensables para interpretar la respuesta del sistema túnel–macizo rocoso bajo condiciones de alta exigencia tensional. En primer lugar, se desarrolla el marco geomecánico del macizo rocoso, incluyendo su caracterización resistente y estructural, y su relación con el estado de esfuerzos in situ. Luego, se profundiza en el fenómeno de estallido de rocas, incorporando definiciones operacionales, mecanismos físicos asociados a la acumulación y liberación de energía, factores gatillantes, criterios de clasificación, y principales métodos de análisis utilizados en la industria y la literatura. Finalmente, se describe el enfoque adoptado en esta investigación para su evaluación: modelación numérica tridimensional en FLAC3D y un esquema de análisis e interpretación de resultados basado en métricas energéticas y de daño, complementado con técnicas de aprendizaje automático (*machine learning*) orientadas a identificar tendencias, sensibilidad paramétrica y relaciones explícitas dentro del dominio de estudio.

4.1 GEOMECAÁNICA

4.1.1 Esfuerzos In-Situ del Macizo Rocosó

El campo tensional es una magnitud que puede representarse mediante un tensor. Para describirlo de manera adecuada, es necesario considerar tanto el tensor completo como las tres orientaciones y magnitudes principales asociadas a las tensiones principales (σ_1 , σ_2 , σ_3) las cuales se ilustran en la Figura 4.1 (a) (b) (c).

En dichas figuras, se muestra que las tensiones principales presentan una dirección específica y una magnitud definida. Estas tensiones principales pueden ser representadas gráficamente mediante una proyección estereográfica, como se observa en la Figura 4.1 (c).

El término "tensiones naturales" o "campo tensional natural" hace referencia a las tensiones existentes en un área específica de la corteza terrestre antes de la influencia de cualquier tipo de excavación o intervención geotécnica. Estas tensiones son inherentes al macizo rocoso y

están determinadas por su historia geológica. Entre todas las fuerzas implicadas, aquellas de origen gravitacional son las que poseen una mayor relevancia en la definición del campo tensional predominante.

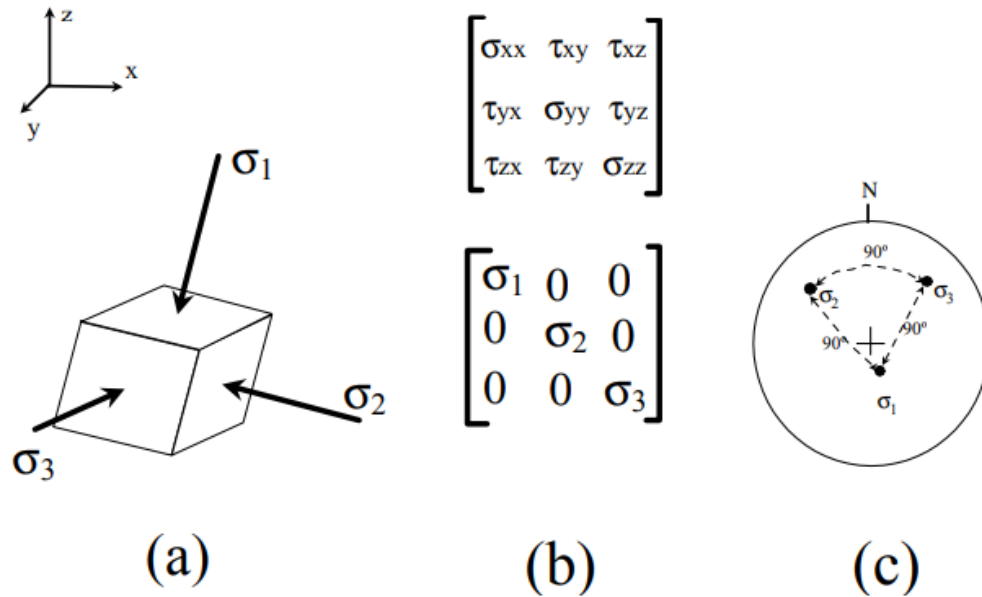


Figura 4.1: Representación del campo de tensiones como magnitud tensorial.

4.1.2 Propiedades Mecánicas del Medio Geológico

El macizo rocoso está conformado por roca intacta y diversas estructuras geológicas. La respuesta mecánica de la roca intacta bajo condiciones de esfuerzo, especialmente en el caso de rocas masivas, rígidas y de alta resistencia sometidas a esfuerzos elevados (ya sean in situ o inducidos), puede generar condiciones propicias para el estallido de rocas. Por otro lado, en el caso de rocas blandas y altamente deformables, es común observar un comportamiento elastoplástico que resulta en deformaciones significativas y, con el tiempo, puede ocasionar el cierre de excavaciones o aberturas (Huamán Aparicio, 2017).

Entre las propiedades mecánicas fundamentales de la roca intacta se encuentran la resistencia a la compresión simple, la resistencia a la tracción, la resistencia al corte y la resistencia bajo pruebas triaxiales. Asimismo, se evalúan propiedades elásticas como el módulo de



elasticidad y la relación de Poisson, junto con propiedades físicas de la roca, como densidad, peso unitario, humedad, porosidad y absorción. Todas estas propiedades están estandarizadas según las normativas emitidas por la American Society for Testing and Materials (ASTM) o las recomendaciones de la International Society for Rock Mechanics (ISRM). A continuación, se describirán cada una de las principales propiedades del macizo rocoso:

i. Propiedades Elásticas:

- Módulo de Young (E): Relaciona tensión y deformación uniaxial en régimen elástico; mide la rigidez axial de la roca o del macizo.
- Coeficiente de Poisson (ν): Cuantifica la deformación lateral que se produce cuando la roca se comprime en una dirección; controla la respuesta volumétrica.
- Densidad (ρ): Cantidad de masa por unidad de volumen; influye directamente en la propagación de ondas sísmicas.

ii. Propiedades Mecánicas:

- Resistencia a compresión simple (UCS): máxima tensión axial que soporta el material antes de fallar.
- Cohesión (c): medida de la fuerza de unión interna entre partículas o planos del material.
- Ángulo de fricción interna (ϕ): parámetro que refleja la resistencia al deslizamiento por fricción entre partículas o planos.
- Resistencia a tracción (σ_t): capacidad del material para resistir esfuerzos de separación.

4.1.3 Estructuras Geológicas

Los macizos rocosos en estado natural se caracterizan por la presencia de numerosas estructuras geológicas, las cuales desempeñan un papel crucial en su comportamiento mecánico. Para evaluar de manera precisa dicho comportamiento, es esencial llevar a cabo un análisis detallado que considere las propiedades y características de estas estructuras geológicas. A continuación, se observa un esquema de estructuras geológicas alrededor de un túnel.

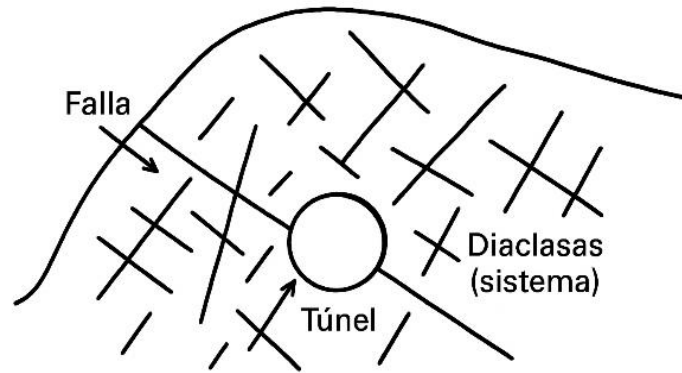


Figura 4.2: Esquema representativo del sistema de estructura geológicas alrededor de una excavación minera.

El comportamiento mecánico de una estructura geológica natural, como aquellas observadas en testigos de perforación o en afloramientos, está determinado principalmente por su resistencia al corte. No obstante, otros parámetros como la rigidez cortante, la rigidez normal y la dilatación también influyen de manera significativa en su respuesta mecánica bajo carga.

En términos de resistencia a tracción, perpendicular a las paredes de la estructura geológica, esta se considera prácticamente inexistente. Por lo tanto, los principales factores que afectan el comportamiento de una estructura geológica bajo esfuerzo cortante son:

- La magnitud de las tensiones normales aplicadas sobre el plano de corte.
- Las características de rugosidad de las superficies de contacto.
- El grado de alteración y la resistencia inherente de los contornos de la estructura geológica.
- El espesor, composición y propiedades del material de relleno.
- La presencia y movimiento de agua, así como el nivel de saturación del relleno.
- La dirección del desplazamiento de corte respecto al plano de estructura geológica.
- La velocidad del movimiento cortante.
- La amplitud del desplazamiento de corte, considerando también la existencia de desplazamientos previos.



La interacción de estos factores define el comportamiento mecánico global de la estructura geológica y debe ser evaluada rigurosamente en el diseño de excavaciones, túneles y otras estructuras geotécnicas (Ramírez et al., 2004).

Con el fin de contextualizar el problema de estudio, resulta relevante considerar el trabajo de Manouchehrian y Cai (2018), quienes analizaron numéricamente la influencia de una estructura geológica débil ubicada en las cercanías de una excavación subterránea profunda sobre la ocurrencia y severidad del estallido de rocas. En dicho estudio, los autores desarrollaron simulaciones dinámicas en un modelo de túnel, evaluando de manera paramétrica el efecto de tres variables geométricas principales: la distancia entre la estructura geológica y la excavación, la longitud de la estructura y su orientación respecto del túnel. Como variables de respuesta, emplearon principalmente la energía cinética liberada y la velocidad máxima de eyección, ambas asociadas a la severidad del fenómeno.

Los resultados obtenidos por los autores muestran que la presencia de una falla o estructura débil cercana al túnel modifica de manera significativa la respuesta mecánica del macizo rocoso y la manifestación del estallido. En particular, se evidencia que la influencia de la distancia entre la estructura y la excavación presenta un comportamiento no lineal, es decir, la severidad del fenómeno no disminuye ni aumenta de manera uniforme con la separación, sino que existen ciertas configuraciones de distancia que resultan especialmente críticas desde el punto de vista dinámico. Este hallazgo indica que la interacción entre la excavación y la estructura geológica depende de forma sensible de la geometría relativa entre ambas.

Asimismo, el estudio concluye que el aumento en la longitud de la estructura geológica incrementa la magnitud de la perturbación generada en el entorno de la excavación, favoreciendo respuestas más severas en términos de energía liberada y eyección de material. En términos físicos, ello sugiere que estructuras más extensas tienen una mayor capacidad para alterar la redistribución de esfuerzos inducida por la excavación y, por tanto, para amplificar las condiciones propicias para la ocurrencia de rockburst.



Respecto de la orientación de la estructura geológica, los autores identifican que ciertas inclinaciones generan condiciones más desfavorables que otras, destacando particularmente la configuración de aproximadamente 45° como una de las más críticas dentro de los casos analizados. Este resultado pone de manifiesto que no solo la presencia de una falla cercana es relevante, sino también su disposición geométrica respecto del contorno de la excavación, ya que ello condiciona el modo en que se concentran los esfuerzos y se libera la energía acumulada en el macizo.

En términos generales, el trabajo de Manouchehrian y Cai (2018) demuestra que la severidad del estallido de rocas en túneles profundos está fuertemente controlada por la geometría relativa entre la excavación y la estructura geológica débil, y que variables como distancia, longitud y orientación pueden modificar de forma importante la respuesta dinámica del sistema. Sus resultados constituyen así un antecedente relevante para comprender el papel de las discontinuidades mayores en la generación y evolución del fenómeno de rockburst en condiciones subterráneas profundas.

4.2 ESTALLIDOS DE ROCA

El contenido presentado a continuación se desarrolla a partir de referencias clásicas y ampliamente utilizadas en geomecánica y mecánica de rocas, tales como Ramírez et al., (2004), Ortlepp & Stacey, (1994), B.H.G Brady & E.T. Brown, (1984), entre otros, los cuales proporcionan el marco conceptual para contextualizar el enfoque metodológico y la interpretación de resultados presentada en los capítulos posteriores.

4.2.1 Descripción del Fenómeno

El estallido de rocas es un fenómeno que se manifiesta en el siglo XX, siendo el primer incidente reportado a principios de 1900 en las minas de oro de Witwatersrand, Sudáfrica (Kabwe & Wang, 2015).

En la actualidad, diversas minas subterráneas profundas a nivel mundial enfrentan el fenómeno de los estallidos de roca. Distintos autores lo describen como una falla violenta del



macizo inducida por altos esfuerzos, otros ponen el énfasis en la liberación brusca de energía elástica, en la expulsión de bloques al interior de las excavaciones, o en ciertos umbrales de daño o velocidad. Aunque todas estas definiciones comparten la idea de una ruptura súbita y dinámica asociada a altos estados tensionales, los criterios específicos y los énfasis varían, de modo que en la práctica no existe una definición universalmente aceptada, sino un conjunto de descripciones parcialmente equivalentes.

Un estallido de roca se puede definir como "el daño a una excavación que ocurre de manera repentina o violenta y que está asociado con un evento sísmico", proporcionada por el Programa Canadiense de Investigación sobre Estallidos de Rocas (P. K. Kaiser & Cai, 2012). Es fundamental establecer una distinción clara entre un evento sísmico y un estallido de roca, mientras que un evento sísmico no necesariamente causa daño en las aberturas, un estallido de roca sí lo hace, con una variabilidad en la severidad del daño.

A continuación, y a modo de ejemplo, se presenta una imagen del estallido de rocas ocurrido en la mina El Teniente durante el año 2024, evento que impactó las operaciones y afectó la producción del primer trimestre de Codelco (ver Figura 4.3).



Figura 4.3: Estallido de Rocas mina El Teniente 2024.

A continuación, se muestra la distribución mundial de casos documentados de estallidos de roca para el período 1995-2019 (Wang et al., 2021), evidenciando que el fenómeno se presenta en diversos continentes y en un amplio rango de condiciones geomecánicas y de profundidad. Si bien no todos estos eventos corresponden a manifestaciones extremas, su recurrencia y dispersión geográfica refuerzan la necesidad de estudiar sistemáticamente el fenómeno, con el fin de mejorar su comprensión y avanzar en estrategias de mitigación y control del riesgo para las labores subterráneas.

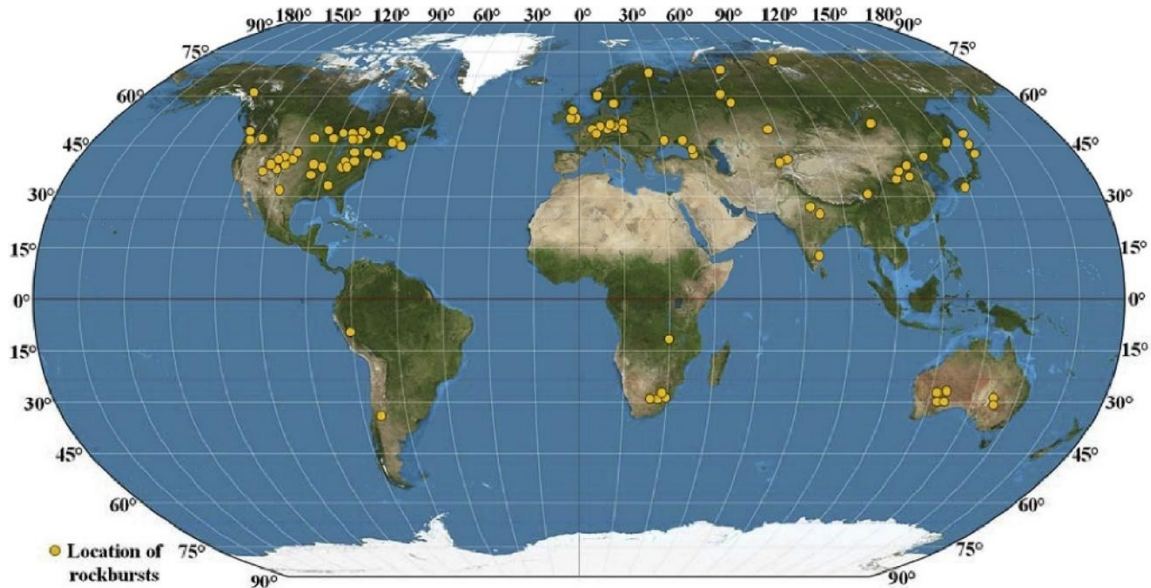


Figura 4.4: Mapa histórico de estallidos de rocas para el período 1995-2019 (Wang et al., 2021).

A medida que la minería se desplaza hacia niveles más profundos, el esfuerzo in-situ aumenta en comparación con la resistencia de la roca, lo que incrementa considerablemente la probabilidad de que ocurra un estallido de rocas. Dichos eventos están comúnmente asociados con rocas de alta dureza y con estructuras geológicas como discontinuidades geológicas y diques. En el contexto minero, las rupturas de rocas suelen vincularse con elevados índices de extracción y con métodos de minería que generan condiciones de esfuerzo desfavorables. (P. K. Kaiser & Cai, 2012)

Como se mencionó anteriormente, el estallido de rocas ocurre cuando el macizo rocoso, inicialmente intacto, comienza a perder su capacidad de resistencia debido a la acción de



esfuerzos inducidos por una fuente sísmica, hasta alcanzar su punto de falla. En este proceso, la roca emite sonidos característicos de relajación, acompañados por fracturas, desprendimientos y expulsión de material, que puede variar desde pequeños fragmentos hasta bloques de mayor tamaño. La liberación de esfuerzos que genera estos estallidos tiene su origen en una fuente sísmica, y su análisis puede dividirse en las siguientes fases (M.I. Jorge Antonio López Moliina, 2024):

i. Fase 1: Ajuste de Esfuerzos

Previo a la excavación del túnel, el macizo rocoso circundante se encuentra en un estado de esfuerzos in situ, lo que garantiza su estabilidad. No obstante, tras la excavación, los esfuerzos in situ se ven alterados, experimentando una disminución del esfuerzo radial y un incremento del esfuerzo tangencial. A medida que se produce la fractura en el macizo rocoso, los esfuerzos en las inmediaciones del túnel continúan ajustándose.

ii. Fase 2: Acumulación de Energía

Durante el proceso de ajuste de los esfuerzos tras la excavación, el aumento del esfuerzo tangencial genera una acumulación de energía elástica en el macizo rocoso. Esta acumulación provoca una concentración de esfuerzos en las zonas circundantes del túnel debido a la restricción impuesta por el macizo rocoso.

iii. Fase 3: Iniciación, Propagación y Coalescencia de Grietas

La literatura técnica indica que incluso un esfuerzo tangencial relativamente pequeño (0.35-0.45 veces la resistencia máxima uniaxial) puede dar lugar a la iniciación de fracturas en el macizo rocoso circundante luego de la excavación del túnel (P. K. Kaiser & Cai, 2012).

iv. Fase 4: Colapso y Eyección de Rocas Fracturadas

La aparición de nuevas grietas, antes de un estallido de roca, propicia la propagación continua de estas fracturas. Simultáneamente, se acumula energía en la zona de descarga de la excavación. Cuando dicha energía alcanza un nivel crítico, se produce el estallido de roca,



con una parte de la energía consumida en la fractura del material rocoso. La energía elástica restante se convierte en energía cinética, lo que provoca el colapso, la fragmentación y la eyección de las rocas fracturadas en torno al túnel, desplazándose desde el macizo rocoso original.

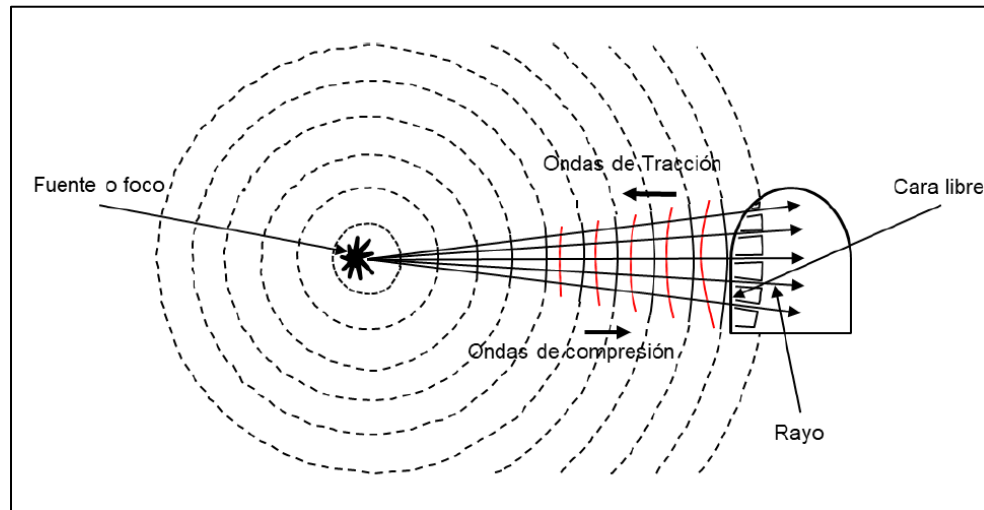


Figura 4.5: Ejemplo Mecanismo de Estallidos de Roca (Miguel A. Berrocal, 2020).

4.2.2 Clasificación

El propósito fundamental de la clasificación de los estallidos de rocas es determinar su mecanismo y comportamiento durante las excavaciones subterráneas. La clasificación inicial (Colson, 1950) se centró en categorizar los estallidos en función de su origen. Posteriormente, se definieron tres criterios clave para su clasificación: el tipo de estallido, su intensidad y la interacción con eventos sísmicos (P. K. Kaiser et al., 1996); (Ortlepp & Stacey, 1994). En 1996, se introdujeron nuevos fenómenos relacionados con los estallidos, como aquellos ocasionados por deformación y deslizamiento de fallas geológicas, ampliando así la comprensión de los mecanismos implicados en estos eventos (Tang, 2002).

Ortlepp & Stacey, (1994) propusieron clasificar los estallidos según la fuente de energía y los mecanismos de daño, destacando que la energía elástica almacenada o un evento sísmico pueden ser los desencadenantes. En algunos casos, el origen y la ubicación del daño



coinciden, como en los estallidos por pandeo, mientras que, en otros, como los estallidos por corte, la energía proviene de eventos sísmicos distantes.

P. K. Kaiser & Cai, (2012) enfatizan la importancia de una clasificación específica y unificada de los estallidos de roca para la selección adecuada de medidas de soporte o control. En este sentido, numerosos investigadores han identificado que esta inestabilidad se clasifica generalmente en tres categorías principales: estallido por deformación, estallido de pilares y estallido por deslizamiento de fallas geológicas, según el mecanismo de falla manifestado (He et al., 2012). Estos tipos principales de estallidos de roca son ampliamente reconocidos en la industria minera y han sido definidos por diversos expertos en geomecánica.

i. Estallido por Deformación (StrainBurst)

El estallido de deformación (Strainburst) es el tipo más común de estallido de rocas en las excavaciones subterráneas (Cai, 2013). Ocurre debido a la concentración de esfuerzos tangenciales derivados de trabajos de excavación y de la existencia de material blando en el contorno de la roca fracturada (P. K. Kaiser & Cai, 2012). La roca puede fallar localmente en los límites de la excavación en un entorno inestable y de manera violenta.

El estallido de deformación es causado por concentraciones locales de altos esfuerzos en el borde de la excavación. Son comunes y con frecuencia ocurren durante la perforación para voladura o refuerzo. La roca delante de la cara que avanza no puede adaptarse a un aumento de esfuerzo inmediato, como resultado de la explosión y, por lo tanto, ocurren estas fallas a pequeña escala.

Por lo general, ocurren a lo largo de una falla geológica, y el daño resultante suele estar controlado o limitado por una estructura. Este fenómeno genera sismos de magnitud de 0 a 1.5 grados Richter. Los daños por estallido de rocas se deben al estallido de rocas en sí y a la onda sísmica resultante, este fenómeno genera una atmósfera muy polvorienta, causando daños en las paredes y soportes de pilares, siendo el daño severo en un área relativamente pequeña. (M.I. Jorge Antonio López Moliina, 2024).

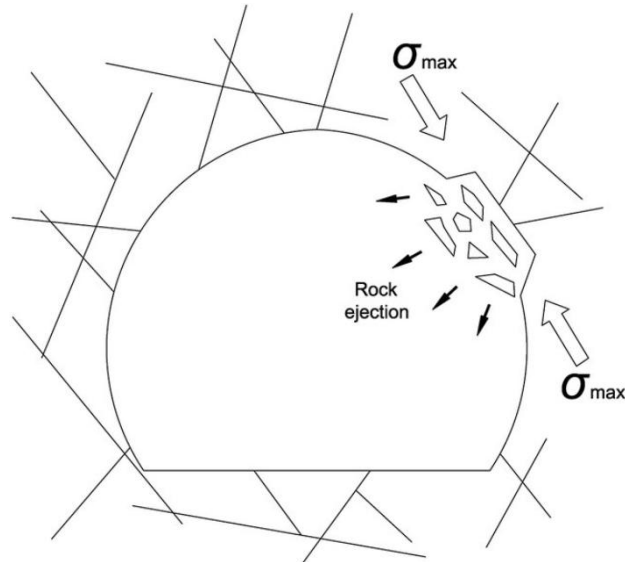


Figura 4.6: Esquema representativo Estallido por Deformación (StrainBurst).

ii. Estallido de Pilar (PilarBurst)

El estallido de pilar (Pillar Burst) es un fenómeno caracterizado por una falla súbita y violenta en el núcleo de un pilar o el colapso total del mismo. Este tipo de evento se produce cuando la energía de deformación elástica acumulada en la roca alcanza un nivel crítico, superando la capacidad de disipación de dicha energía. En consecuencia, se libera un gran volumen de material rocoso fracturado, y la magnitud de la liberación energética suele ser superior a la observada en los eventos de deformación (Ortlepp & Stacey, 1994).

La ocurrencia de un estallido de pilar también provoca el cierre instantáneo de las paredes, el techo y el piso de la excavación, lo que genera una liberación adicional de energía elástica. El punto específico de falla puede localizarse en las paredes adyacentes del pilar, y su activación suele estar asociada a estructuras geológicas, como fallas geológicas o zonas de debilidad, situadas en áreas de alto esfuerzo. Este tipo de estallido de rocas es típicamente el resultado de una combinación de tensiones estáticas y dinámicas. Los estallidos de pilar pueden generar una magnitud sísmica que oscila entre los 1.5 y 2.5 grados en la escala de Richter, dependiendo de la magnitud del evento y la geología del entorno (Ortlepp & Stacey, 1994), (M.I. Jorge Antonio López Moliina, 2024).

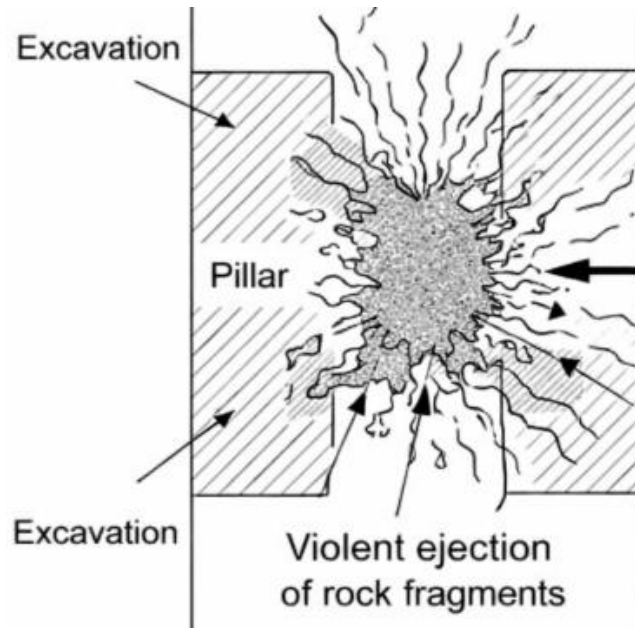


Figura 4.7: Esquema representativo Estallido del Pilar (PillarBurst).

iii. Estallido por Deslizamiento (Fault Slip Burst)

El estallido por deslizamiento de falla (Fault Slip), según Feng et al., (2018), ocurre cuando se produce un deslizamiento a lo largo de estructuras geológicas preexistentes o de rupturas generadas recientemente por cizallamiento, superando los esfuerzos normales aplicados sobre la zona. Este fenómeno se activa cuando el esfuerzo cortante excede la resistencia de la estructura geológica o la ruptura por cizallamiento, provocando el deslizamiento de la estructura. Como consecuencia, se libera de manera abrupta una gran cantidad de energía sísmica, lo que genera intensas vibraciones en el terreno y potencialmente puede inducir otros tipos de estallidos de rocas en las proximidades.

El estallido por deslizamiento de falla geológica se caracteriza por una magnitud sísmica que varía entre 2.5 y 5 grados en la escala de Richter. Cabe destacar que, dentro de este fenómeno, algunos estallidos de deslizamiento pueden evolucionar hacia estallidos de pilar, aunque solo se han documentado unos pocos casos de este tipo de estallidos en las minas de América del Norte (Feng et al., 2018), (M.I. Jorge Antonio López Moliina, 2024).

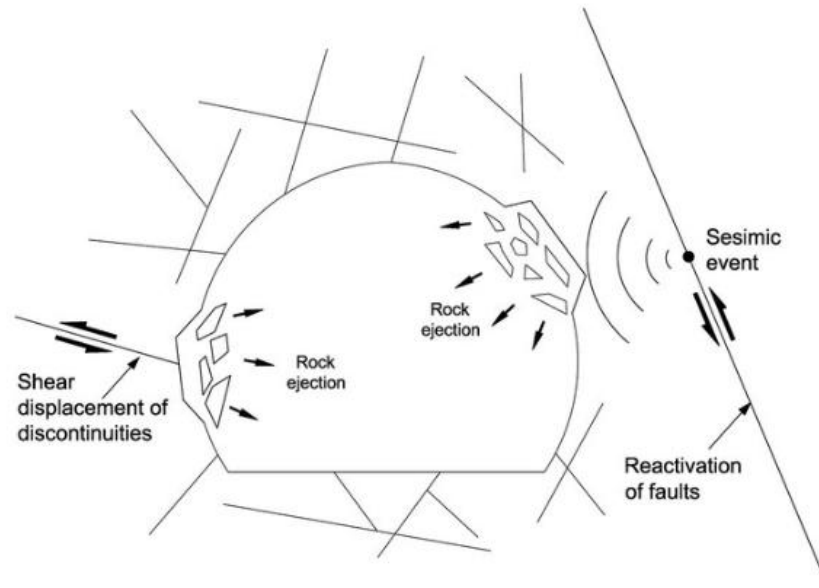


Figura 4.8: Esquema representativo Estallido por Deslizamiento (Fault Slip Burst).

4.2.3 Factores Gatillantes

Es fundamental reconocer que los factores que influyen en la ocurrencia de estallidos de rocas no pueden ser generalizados, ya que cada caso presenta particularidades únicas donde cada elemento posee un grado de influencia o significancia variable en la frecuencia y severidad de dichos eventos (*Estallido de Rocas en Minería Subterránea y túneles civiles*, 2018).

La mecánica de rocas es una disciplina que aplica los principios de la ingeniería mecánica al diseño de estructuras en macizos rocosos. Cuando se realizan excavaciones en estas formaciones, se alteran los esfuerzos originales presentes en la roca, lo que hace necesario asegurar la estabilidad de la zona intervenida. La estabilidad de estas estructuras depende principalmente de los esfuerzos preexistentes en el terreno, así como de la forma, tamaño de la excavación y la calidad del macizo rocoso.

Según esta perspectiva, los factores que influyen en la ocurrencia de estallidos pueden agruparse en dos categorías principales, (*Estallido de Rocas en Minería Subterránea y túneles civiles*.(2018):



i. Factores Preexistentes a la Actividad Minera

- Medio geológico: Incluye la litología y las estructuras geológicas presentes en el macizo rocoso.
- Propiedades mecánicas del medio geológico: Se refiere a las características de resistencia y deformabilidad de las rocas que conforman el macizo.
- Campo de esfuerzos original: Corresponde al estado de tensiones existente en el macizo antes de cualquier intervención.

ii. Factores Inducidos por la Actividad Minera

- Esfuerzos inducidos por la excavación: Son las tensiones adicionales generadas en el macizo debido a la creación de excavaciones.
- Energía de deformación acumulada: Es la energía almacenada en el macizo rocoso como resultado de las deformaciones inducidas por la excavación.

Ambas categorías están condicionadas por la configuración geométrica de las excavaciones mineras, es decir, por la estructura de la mina y su evolución en el tiempo.

4.2.4 Mecanismos de Inestabilidad

Los mecanismos de inestabilidad de los estallidos de rocas se refieren a los procesos o mecanismos físicos y mecánicos que causan que la roca pase de un estado estable a un estado inestable, resultando en un estallido de roca. (P. K. Kaiser et al., 1990)

Los mecanismos de los estallidos de rocas son fenómenos complejos, ya que dependen de las propiedades físicas y mecánicas intrínsecas de las masas rocosas, así como de los efectos desencadenantes derivados de las condiciones geomecánicas y los factores de construcción. A pesar de los avances en la investigación, los mecanismos específicos que originan los estallidos de rocas no están completamente comprendidos. Como lo señaló B.H.G Brady & E.T. Brown, (1984) alcanzar un consenso sobre la definición exacta de un estallido de rocas es un desafío significativo. Diversos centros de investigación en todo el mundo han estado trabajando en soluciones para los problemas asociados con los estallidos de rocas, lo que ha



llevado a avances importantes en el campo de la mecánica de rocas, los cuales tienen una relevancia considerable.

En terrenos propensos a estallidos, son tres los mecanismos distintos que intervienen en el daño durante los rockbursts. En orden de prioridad o frecuencia de ocurrencia (P. Kaiser & Cai, 2013):

- **Bulking violento por sobre-resistencia:** Corresponde a una expansión súbita del macizo cercano a la excavación, originada por fracturamiento inducido por tensiones bajo altos niveles de esfuerzo. Este proceso genera aumentos volumétricos (bulking) y una pérdida rápida de rigidez en la zona descargada, favoreciendo una transición abrupta desde un comportamiento estable a uno inestable. En términos operacionales, se manifiesta como daño concentrado y violento en el contorno excavado.
- **Caídas de roca gatilladas dinámicamente:** Se asocian a desprendimientos por falla o aceleración de material previamente relajado/debilitado alrededor de la excavación. El gatillante principal es el sacudimiento sísmico, ya sea local o remoto, que actúa como una carga dinámica transitoria sobre superficies que ya presentan pérdida de confinamiento o resistencia. En este caso, el daño se explica por la combinación de un estado tensional previo más una perturbación dinámica.
- **Eyección dinámica de fragmentos:** Consiste en la expulsión violenta de bloques desde el contorno, atribuible a dos vías principales: (i) transferencia de momento entre bloques de distinto tamaño dentro de un medio fracturado, y/o (ii) transferencia de energía de ondas provenientes de eventos sísmicos de mayor escala hacia la zona tensionada próxima a la excavación. Este mecanismo explica la presencia de proyecciones/eyecciones incluso cuando el daño local se encuentra condicionado por fracturamiento previo.

La determinación del mecanismo de daño predominante en eventos de estallido es el condicionante principal del diseño de sostenimiento. La selección y configuración del soporte deben abordarse por mecanismo, o considerando su concurrencia, dado que los agentes



impulsores (tensionales, dinámicos, degradacionales) y las manifestaciones de daño asociadas presentan diferencias sustantivas.

4.2.5 Métodos de Análisis

En el ámbito de la ingeniería, la resolución de problemas complejos requiere la aplicación de diversos enfoques metodológicos. Un ejemplo de ello es el fenómeno del estallido de rocas, caracterizado por su alta complejidad y la necesidad de múltiples estrategias para su análisis. Su estudio puede abordarse mediante enfoques analíticos, modelos empíricos y simulaciones numéricas, los cuales suelen complementarse con campañas de exploración geotécnica e instrumentación avanzada. A continuación, se observa la Figura 4.9 la cual muestra un resumen esquemático de las metodologías para estudiar los estallidos de rocas (Wang et al., 2021).

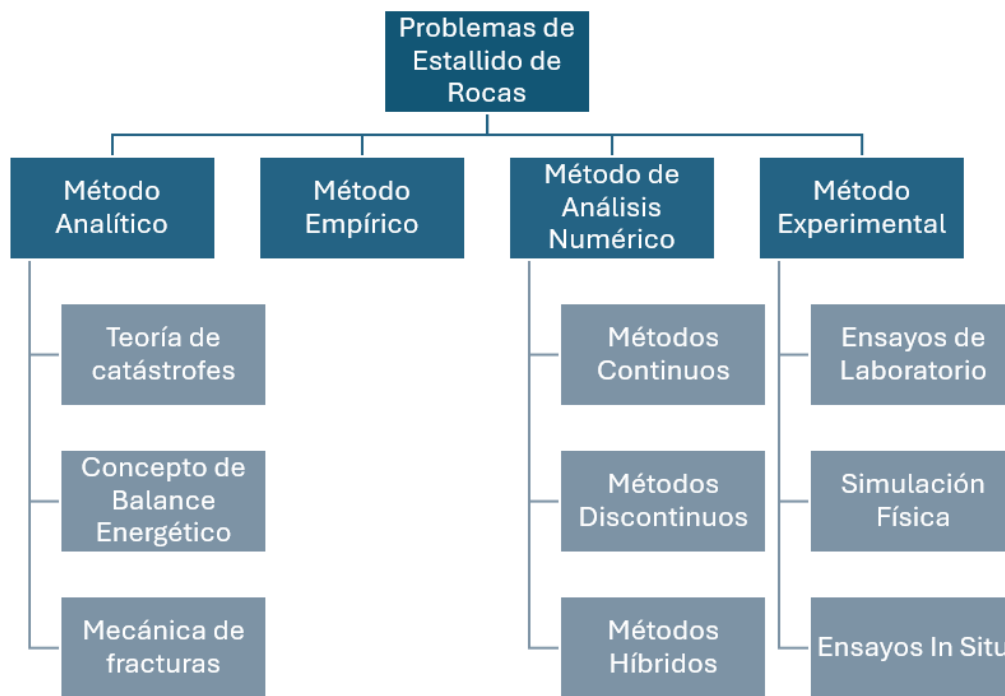


Figura 4.9: Resumen de las metodologías para estudiar los Estallidos de Rocas.

A continuación, se desarrollan algunas de las principales metodologías utilizadas para la evaluación y comprensión de este fenómeno (M.I. Jorge Antonio López Moliina, 2024).



i. Método Analítico

Un método analítico es un enfoque sistemático y matemático que se utiliza para resolver problemas o describir fenómenos a través de ecuaciones, principios físicos, fórmulas o modelos matemáticos. En el contexto de las ciencias e ingeniería, los métodos analíticos permiten analizar y predecir el comportamiento de sistemas complejos mediante el uso de expresiones exactas y lógicas. La obtención de energía cinética de un estallido de rocas puede estar basado en dos criterios.

- Velocidad máxima de partícula (ppv) experimentada por una roca al momento de ser eyectada en un estallido de rocas y la zona plástica del túnel.
- Método basado en la energía de deformación de la roca (ED), en términos analíticos ED depende de las tensiones in situ, constantes elásticas del macizo y las variaciones en el confinamiento.

ii. Método Empírico

Un método empírico es un enfoque basado en la observación y los datos recopilados del mundo real para analizar, describir o predecir fenómenos.

iii. Método de Análisis Numérico

Los métodos de simulación numérica han sido ampliamente utilizados para evaluar la respuesta mecánica de macizos rocosos complejos, así como para analizar la deformación y los mecanismos de falla en estos entornos. Desde la década de 1970, estas técnicas han proporcionado herramientas esenciales para el estudio de los estallidos de rocas. En este contexto, resulta fundamental realizar una revisión del estado actual del modelado numérico en este campo, evaluando sus limitaciones y perspectivas de desarrollo.

El avance de la tecnología, en particular la mejora en la capacidad de procesamiento mediante supercomputadoras, ha favorecido el desarrollo de diversos enfoques numéricos y la proliferación de modelos numéricos comerciales y académicos. No obstante, antes de aplicar estos métodos a problemas en mecánica de rocas, es crucial analizar su viabilidad y precisión.



Según Jing & Hudson, (2002) y Jing, (2003) los enfoques numéricos empleados en la mecánica de rocas pueden clasificarse en:

- Métodos continuos: Incluyen el método de diferencias finitas (FDM, por sus siglas en inglés) y el método de elementos de contorno (BEM, por sus siglas en inglés).
- Métodos discontinuos: Comprenden el método de elementos discretos (DEM, por sus siglas en inglés) y los métodos de redes de fracturas discretas (DFN, por sus siglas en inglés).
- Métodos híbridos: Representan una combinación de métodos continuos y discontinuos para abordar problemas complejos en mecánica de rocas.

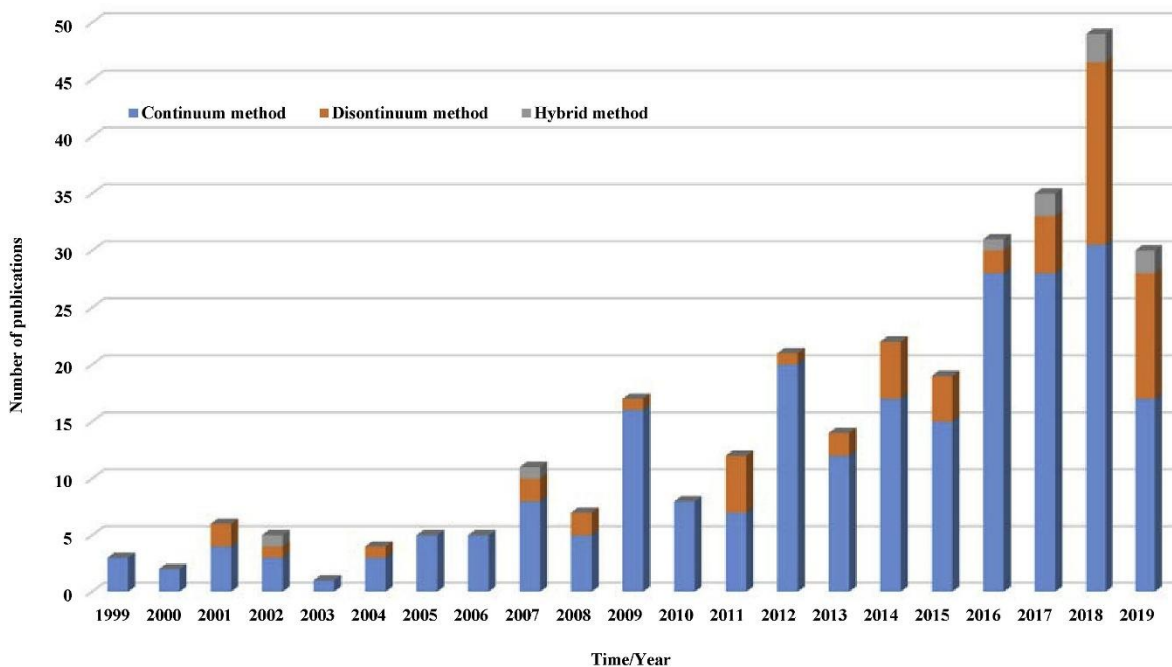


Figura 4.10: Literatura sobre modelado numérico de Estallidos de Eocas en los últimos 20 años (los resultados de la búsqueda en 2019 están incompletos) (Wang et al., 2021).

iv. Método Experimental

Las pruebas de laboratorio desempeñan un papel fundamental en el estudio del fenómeno de estallido de rocas, ya que permiten comprender sus mecanismos de deformación, desarrollar modelos numéricos y evaluar parámetros mecánicos clave. Además, facilitan la



identificación de los estados de tensión críticos que pueden desencadenar eventos dinámicos en macizos rocosos.

El principal objetivo de los investigadores dedicados al modelado físico de estos fenómenos es reproducir con precisión, en condiciones de laboratorio, los estados de estrés característicos de un estallido de rocas y simular las condiciones en las que se generan dichos eventos. Para lograrlo, se han realizado avances significativos en el diseño y desarrollo de dispositivos triaxiales, con contribuciones destacadas de Mogi, (1967) y Adrian M. Crawford & David A. Wylie, (1987).

- Prueba triaxial de estallido de rocas activado a distancia: Los estudios experimentales del estallido de rocas son provocados por una perturbación dinámica en las aberturas subterráneas del macizo rocoso mediante una máquina de prueba de explosión de triaxial real.

4.2.6 Sistemas de Fortificación

La fortificación en excavaciones subterráneas es esencial para proteger la integridad del personal y de los equipos, especialmente en zonas con riesgo de estallidos de roca. Un sistema de soporte bien diseñado reduce desprendimientos, controla daños y mantiene la operatividad segura de la excavación subterránea.

Un elemento de soporte es una pieza individual, por ejemplo, un perno de roca, una placa o una malla metálica, con propiedades y una curva carga–desplazamiento propias. En cambio, un sistema de soporte resulta de la combinación de varios de estos elementos y, por lo mismo, exhibe un comportamiento global carga–desplazamiento diferente al de cada componente por separado. En la práctica, los sistemas suelen integrar múltiples funciones (reforzar, retener, anclar) y se diseñan con redundancias deliberadas, de modo de aportar un margen adicional de seguridad frente a incertidumbres y variaciones del terreno.

La función de cada elemento dentro de un sistema de soporte es compleja y depende de su interacción con el terreno. La Figura 4.11 muestra esquemáticamente las tres funciones

primarias del sostenimiento: reforzar el macizo rocoso, retener la roca fracturada y sujetar firmemente roca suelta o anclar los elementos de retención (P. K. Kaiser et al., 1996). Si bien un mismo elemento puede cumplir más de una función en forma simultánea, es conveniente considerar cada función por separado.

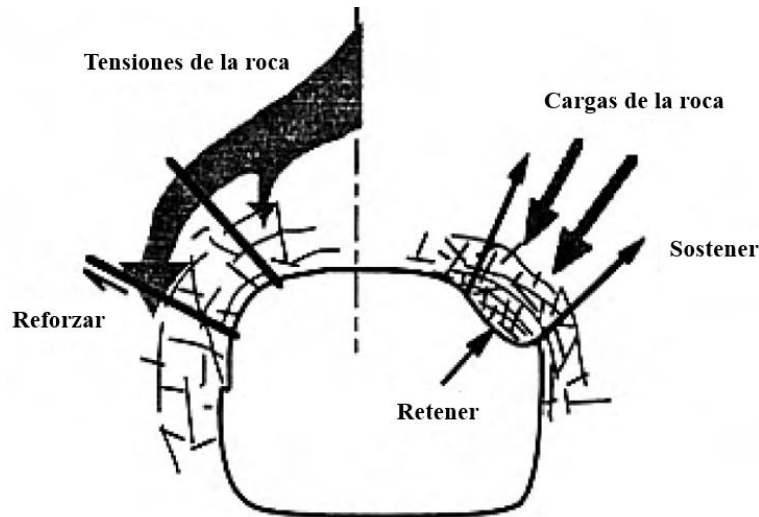


Figura 4.11: Principales funciones de elementos de soporte.

i. Reforzar

La función de refuerzo busca incrementar la capacidad resistente del macizo rocoso para que éste pueda auto-sostenerse (Hoek & Brown, 1980). Con ello, se eleva el umbral a partir del cual podrían producirse daños por estallidos de roca. En términos prácticos, el refuerzo limita y ordena el bulking (expansión y acomodo de fragmentos), de modo que la fricción entre bloques y la cohesión remanente del macizo trabajen a favor de la estabilidad.

Como elementos habituales se emplean barras o espigas cementadas, que actúan como componentes rígidos del soporte. En contextos de altas tensiones o grandes deformaciones, también se utilizan soluciones con capacidad de cedencia, por ejemplo, Split Set, Swellex de comportamiento cedente o pernos cónicos (Cone bolts), que aportan ductilidad y absorción de energía. Aun cuando algunos anclajes lleguen a fracturarse a cierta profundidad tras la



cara de excavación, su presencia suele contribuir a contener el bulking y a restringir los desplazamientos de las paredes, mejorando el desempeño global del sostenimiento.



Figura 4.12: Barras de refuerzo completamente inyectadas.

ii. Sostener

Esta función tiene por objetivo vincular la roca suelta y los elementos de retención del sistema al terreno competente, evitando caídas por gravedad. En escenarios adecuados, se logra mediante anclajes de alta resistencia instalados en zonas más profundas y estables, como cables cementados o pernos mecánicos.

Cuando se esperan grandes desplazamientos relativos entre el anclaje y la cabeza del elemento, o en tramos específicos a lo largo de éste, se requiere un componente con capacidad de cedencia. Esa ductilidad puede obtenerse con mecanismos deslizantes, como por ejemplo Cone bolt o Split Set, con materiales altamente dúctiles como Swellex de comportamiento cedente, o combinando ambas soluciones.



Figura 4.13: Pernos de roca mecánicos.

iii. Retener

Si bien retener la roca fracturada en la superficie de la excavación puede ser necesario por razones de seguridad, bajo condiciones de altas tensiones también puede resultar esencial para evitar el desarrollo de procesos de falla progresiva que conduzcan al deshilachamiento (unraveling) del macizo rocoso. En escenarios con potencial de estallidos de roca, la cobertura areal completa mediante elementos de retención adquiere particular relevancia.

Un elemento de retención común en minas subterráneas es la malla metálica (mine screening o wire mesh) fijada a paredes y techo con pernos de roca. La combinación malla + pernos está destinada principalmente a limitar la formación de roca suelta y contener la roca fracturada. En minas de roca dura canadienses, la malla electrosoldada (welded-wire mesh/fabric) y, en menor medida, la malla tipo cadena (chain-link), son las más utilizadas.

Los elementos de retención pueden ser rígidos y resistentes como, por ejemplo, revestimiento de hormigón colado o membrana de shotcrete cerrada en anillo o flexibles y cedentes como la malla chain-link, malla electrosoldada o paneles de shotcrete aislados, ranurados o planos. Algunos sistemas pueden transitar de un comportamiento rígido a dúctil frente a



desplazamientos diferenciales significativos, como shotcrete reforzado con malla. Bajo condiciones de estallido, el shotcrete reforzado con malla cumple una función de retención importante: actúa como elemento de contención y además contribuye a fortalecer el macizo al evitar el aflojamiento superficial y la fisuración excesiva.

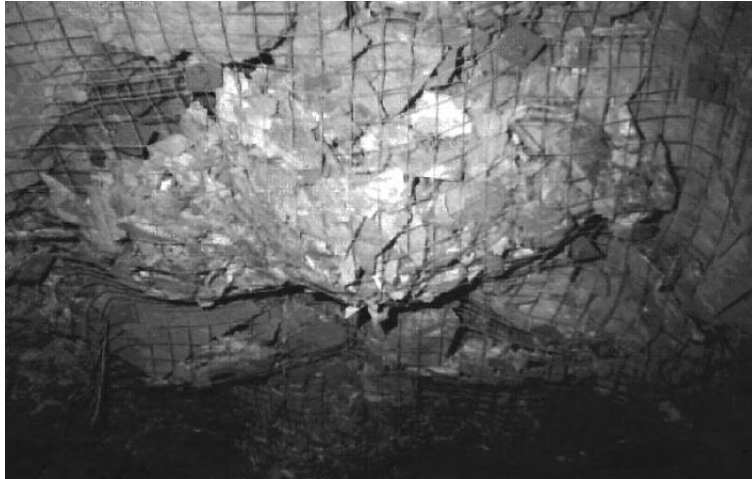


Figura 4.14: Malla de retención de rocas sueltas.

4.3 MODELOS CONSTITUTIVOS PARA SIMULACIÓN NUMÉRICA

Son formulaciones matemáticas que relacionan las cargas aplicadas a una masa de suelo y la deformación consecuente de la misma. Los modelos constitutivos abarcan los criterios de falla y agregan parámetros que permiten determinar las deformaciones del elemento. Para poder realizar este tipo de modelamiento son necesarios parámetros más complejos y especializados.

Los conceptos de elasticidad y plasticidad son fundamentales para poder entender los modelos constitutivos.

Cuando se somete una masa de suelo a un esfuerzo vertical, por ejemplo, en un ensayo triaxial, lo que sucede es que en cierto rango esta masa tendrá un comportamiento elástico donde permite que las deformaciones asociadas vuelven a su estado natural. Sin embargo,

los suelos poseen un rango muy pequeño de elasticidad a diferencia de otros materiales como el acero.

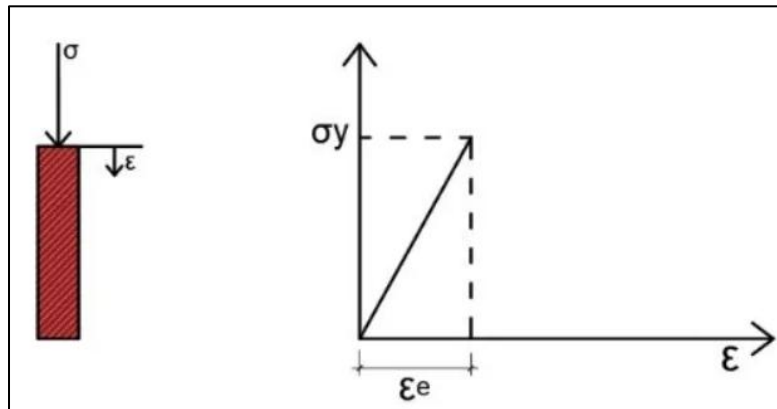


Figura 4.15: Comportamiento elástico-deformación recuperable.

Cuando un suelo es sometido a cargas externas, en un primer tramo responde dentro del rango elástico, es decir, presenta deformaciones recuperables al retirar la carga. Sin embargo, una vez que se supera el límite elástico, el suelo entra al rango plástico, donde comienzan a desarrollarse deformaciones permanentes. En este rango plástico, el comportamiento del material no es único, sino que depende de sus características intrínsecas y de la forma en que se distribuyen sus partículas y enlaces internos.

En algunos suelos se presenta plasticidad con endurecimiento por deformación (*strain hardening*), donde el esfuerzo resistente continúa aumentando a medida que el material se deforma. Esto significa que, conforme el suelo se acomoda y las partículas se traban entre sí, se incrementa la resistencia disponible. Este tipo de respuesta suele observarse en suelos compactos o densos, en los que la aplicación de cargas adicionales conduce a un mayor grado de interbloqueo entre las partículas.

En otros casos, especialmente en suelos arcillosos estructurados, aparece la plasticidad con ablandamiento por deformación (*strain softening*). En este escenario, el suelo alcanza un esfuerzo máximo de resistencia, y a partir de allí, con pequeñas cargas adicionales, empieza a experimentar deformaciones mayores con una resistencia decreciente. Este fenómeno se



asocia con la pérdida de estructura interna del suelo, la destrucción de enlaces o el reacomodo de las partículas, lo que provoca que el material sea más susceptible a deformaciones posteriores.

Finalmente, existe el concepto de plasticidad perfecta o ideal, en el cual, una vez alcanzado un nivel de esfuerzo de falla, el suelo continúa deformándose sin aumentar ni disminuir su resistencia. Es decir, mantiene un esfuerzo constante mientras la deformación crece de manera indefinida. Este comportamiento, aunque simplificado, es el que se asume en modelos constitutivos clásicos como el de Mohr–Coulomb. No obstante, en la práctica, los suelos rara vez presentan plasticidad perfectamente ideal, sino que tienden a mostrar algún grado de endurecimiento o ablandamiento tras alcanzar su resistencia máxima.

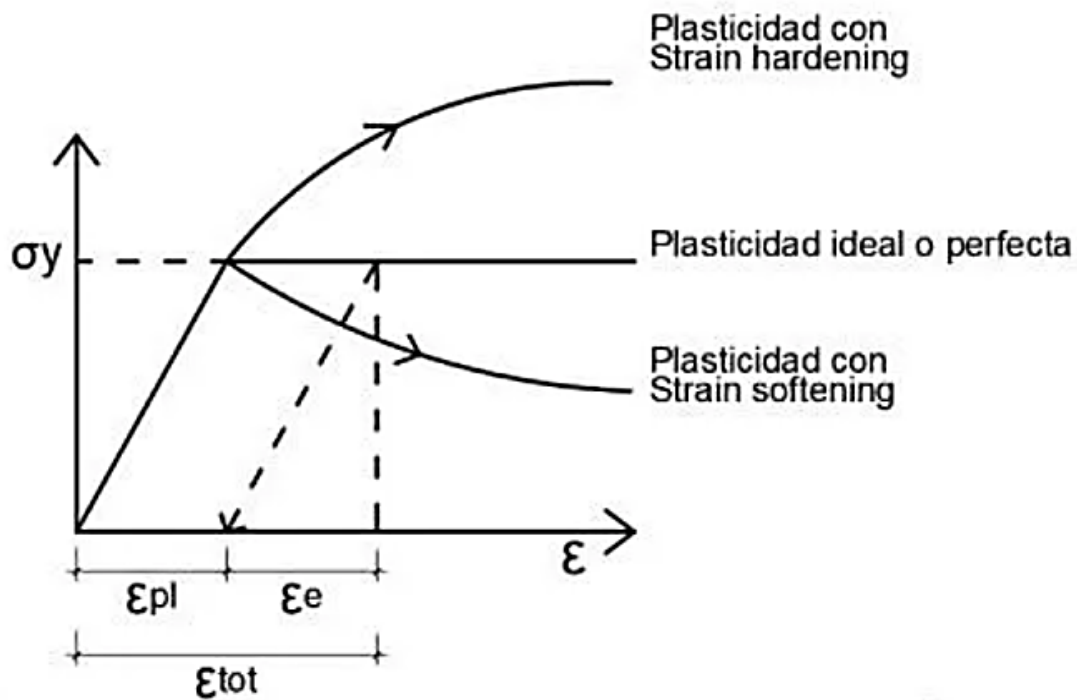


Figura 4.16: Rango elástico-plástico.



4.3.1 Modelo Constitutivo Mohr–Coulomb (MC)

El modelo de Mohr–Coulomb (ver curva de plasticidad perfecta de la Figura 7.17) corresponde a una formulación elasto–perfectamente plástica, ampliamente utilizada para representar el comportamiento mecánico de suelos y, en general, como un modelo de primer orden en análisis geotécnicos. Bajo un estado tensional general, la relación tensión–deformación se asume lineal dentro del rango elástico, describiéndose mediante la ley de Hooke a través de dos parámetros: el módulo de Young (E) y el coeficiente de Poisson (ν). Al alcanzarse la condición de fluencia, el material transita a un régimen plástico en el cual la resistencia se controla mediante una envolvente de falla lineal definida por dos parámetros resistentes: la cohesión (c) y el ángulo de fricción interna (φ). Esta parametrización simple facilita su implementación numérica y su calibración a partir de ensayos de laboratorio, razón por la cual Mohr–Coulomb se emplea extensamente en estudios de estabilidad y diseño (Sien Ti et al., 2009).

A continuación, se observa el criterio de falla de Mohr–Coulomb en el plano corte–normal:

$$T_f = c + \sigma'_n \cdot \tan \varphi$$

Ec. (1)

Donde:

- T_f : Esfuerzo cortante a la falla.
- c : Cohesión
- σ'_n : Esfuerzo normal efectivo sobre el plano.
- φ : Ángulo de fricción interna [°].
- $\tan \varphi$: Pendiente de la recta en el plano τ – σ'_n .



4.3.2 Modelo Constitutivo Hoek & Brown Generalizado

El criterio de Hoek–Brown generalizado es una formulación empírica ampliamente utilizada en mecánica de rocas para describir la resistencia al fallo de macizos rocosos en función del confinamiento. A diferencia de criterios lineales como Mohr–Coulomb, Hoek–Brown representa una envolvente no lineal en el espacio de esfuerzos principales, lo que permite capturar el incremento progresivo de resistencia a medida que aumenta el esfuerzo confinante, característica típica de materiales rocosos. La versión generalizada extiende el planteamiento original, desarrollado para roca intacta, incorporando explícitamente el efecto del grado de fracturamiento y calidad del macizo mediante parámetros derivados de clasificaciones geomecánicas como GSI y de las condiciones de daño o disturbio inducidas por excavación. De este modo, el criterio entrega un marco práctico para estimar parámetros resistentes equivalentes del macizo a partir de propiedades de la roca intacta, tales como la resistencia a compresión uniaxial σ_{ci} y el parámetro m_i , resultando especialmente útil en análisis numéricos y en el diseño de excavaciones subterráneas, taludes y obras mineras.

A continuación, se presentan las fórmulas del modelo constitutivo de Hoek & Brown generalizado:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \cdot \left(mb \cdot \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Ec. (2)

Donde:

- σ'_1 y σ'_3 : Esfuerzos principales efectivos mayor y menor.
- σ_{ci} : Resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta.
- mb, s, a : Constantes del macizo rocoso.

$$mb = m_i \cdot \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

Ec. (3)



Donde:

- m_i : Constante del material intacto.
- GSI: Geological Strength Index (calidad del macizo).
- D: Factor de disturbio (0 = in situ no perturbado; 1 = muy perturbado por tronadura/relajación).

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

Ec. (4)

Donde:

- s : Constante que reduce la “cohesión aparente” del macizo; decrece fuertemente para macizos de baja calidad y/o muy disturbados.

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \cdot \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right)$$

Ec. (5)

Donde:

- a : Constante que ajusta la curvatura de la envolvente resistencia–confinamiento para representar mejor macizos de distinta calidad.

4.3.3 Equivalencia de c y φ

Dado que gran parte de los softwares geotécnicos de uso habitual continúan funcionando en torno al criterio de falla de Mohr–Coulomb, resulta necesario convertir la resistencia no lineal del criterio de Hoek–Brown en parámetros equivalentes (c) y (φ) para su implementación práctica. Esta equivalencia se determina para cada macizo rocoso y para un rango de confinamiento representativo del problema, ajustando una envolvente lineal promedio a la curva de resistencia obtenida al evaluar la ecuación de Hoek–Brown en un intervalo de esfuerzo principal menor comprendido entre $\sigma'_3 = \sigma'_{3t}$ y $\sigma'_3 = \sigma'_{3max}$.



$$\varphi' = \sin^{-1} \left[\frac{6a \cdot mb(s + mb \cdot \sigma'_{3n})^{a-1}}{2(1+a) \cdot (2+a) + 6a \cdot mb(s + mb \cdot \sigma'_{3n})^{a-1}} \right]$$

Ec. (6)

$$c' = \frac{\sigma_{ci} [(1+2a)s + (1-a)mb \cdot \sigma'_{3n}] \cdot (s + mb \cdot \sigma'_{3n})^{a-1}}{(1+a) \cdot (2+a) \cdot \sqrt{1 + 6a \cdot mb(s + mb \cdot \sigma'_{3n})^{a-1}} / (1+a) \cdot (2+a)}$$

Ec. (7)

Donde:

$$\sigma'_{3n} = \frac{\sigma'_{3max}}{\sigma_{ci}}$$

Ec. (8)

4.3.4 Modelo Constitutivo Bilinear Strain-Softening/Hardening Ubiquitous-Joint (SUBI)

El UJ es un modelo elasto-plástico que representa un macizo rocoso anisótropo insertando, en cada punto del material, un plano de debilidad de orientación fija (la estratificación o familia de estructuras geológicas dominante). El material puede fallar por la matriz (roca intacta) o por el plano débil, según cuál tenga menor resistencia bajo el estado de tensiones.

La resistencia al corte se describe, tanto para la matriz como para la estructura geológica, mediante la ley simple de Mohr-Coulomb:

$$\tau = c + \sigma_n \cdot \tan \varphi$$

Ec. (9)

Donde:

- τ : Esfuerzo cortante en el plano que falla
- σ_n : Esfuerzo normal efectivo



- c : cohesión
- φ : Ángulo de fricción

En tracción, se utiliza un límite tensil para evitar esfuerzos efectivos de tracción superiores a la resistencia:

$$\sigma_{Tensión} \leq T$$

Ec. (10)

Con estas dos expresiones, el UJ captura la anisotropía: la resistencia efectiva depende del ángulo entre la carga aplicada y la orientación del plano débil, eligiendo plásticamente la vía de falla más desfavorable (matriz o estructura geológica).

El modelo constitutivo Bilinear Strain-Softening/Hardening Ubiquitous-Joint (SUBI) es una generalización con ablandamiento/endurecimiento del UJ. Reemplaza cada uno de los dos criterios (macizo y plano débil) por envolventes bilineales Mohr-Coulomb con corte en tracción que pueden evolucionar con la deformación plástica (endurecer o ablandar), permitiendo capturar peak-postpeak, degradación progresiva y cambios en dilatación. Mantiene la misma filosofía de “plano débil ubicuo” pero agrega ley constitutiva dependiente de deformación. Se utiliza una regla de flujo no asociado para el flujo plástico-cortante y una regla de flujo asociado para el flujo plástico-traccional.

La noción clave es que los parámetros c y φ (y, si se requiere, la dilatación ψ y la tracción T) NO son constantes, sino que cambian con una medida acumulada de deformación plástica (κ). Una ley ampliamente utilizada es la bilineal: endurecimiento hasta un peak y luego ablandamiento controlado.

Ley bilineal genérica para un parámetro p (c o φ):

$$p(k) = \begin{cases} p_0 + Hk, & 0 \leq k \leq k^p \quad (\text{Endurecimiento}) \\ p_p - S(k - k^p), & k > k^p \quad (\text{Ablandamiento}) \end{cases}$$

Ec. (11)



Donde:

- p : representa cualquier parámetro que se quiera hacer evolucionar (típicamente c o ϕ en matriz y en junta por separado).
- κ : es una medida acumulada de deformación plástica (crece sólo cuando hay flujo plástico).
- H : es la pendiente de endurecimiento, S la de ablandamiento, y κ^p marca el peak.

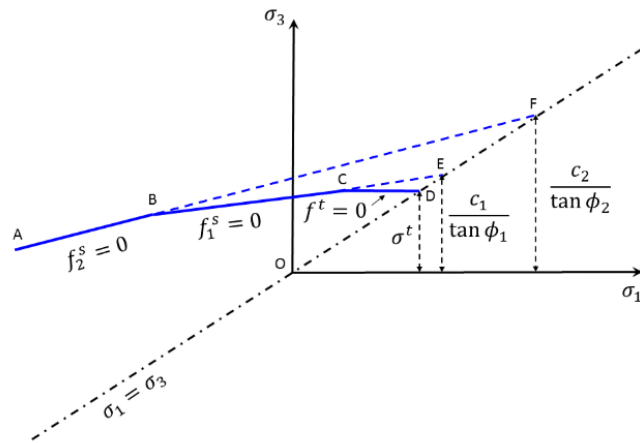


Figura 4.17: Criterio de falla de la matriz bilineal FLAC3D.

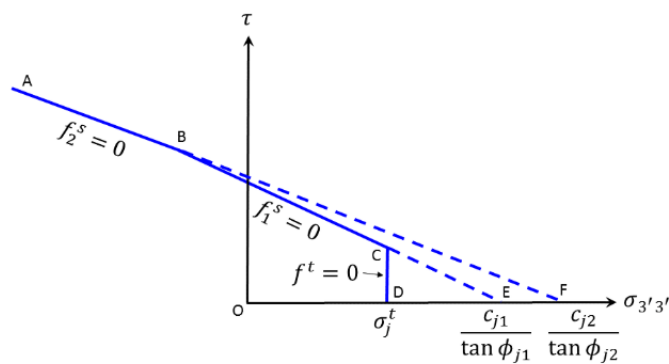


Figura 4.18: Criterio de falla de unión bilineal FLAC3D.



4.4 MODELAMIENTO NUMÉRICO FLAC3D

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



Modelado continuo para geomecánica en 3D

Figura 4.19: Logo FLAC3D.

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

El método explícito de resolución en diferencias finitas de FLAC3D está basado en el principio de propagación y disipación de la energía cinética en un cuerpo deformable en movimiento. La solución numérica implementada en el software se fundamenta en el empleo de las ecuaciones dinámicas del movimiento. Es decir, se trata de resolver un problema estático por medio de las ecuaciones dinámicas del movimiento. El ciclo de cálculo explícito



básico de resolución de FLAC3D, referido a un paso de cálculo (step) Δt , se presenta de forma esquemática en la figura que se muestra a continuación.

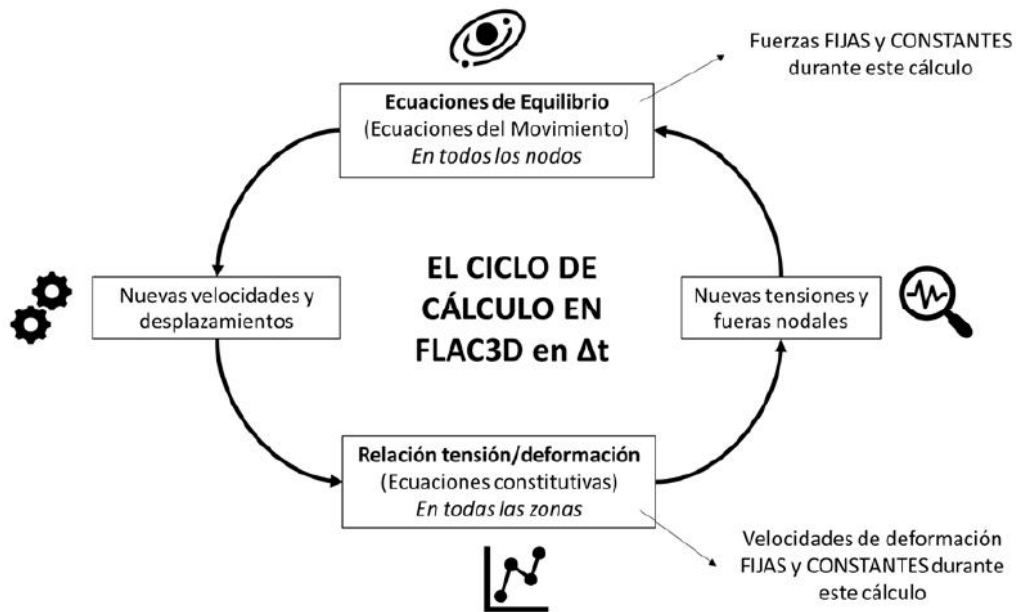


Figura 4.20: Esquema de representación del ciclo de cálculo explícito básico en FLAC3D.



4.5 MACHINE LEARNING

Tradicionalmente, para encontrar leyes físicas o relaciones entre las variables, se ha utilizado el análisis dimensional o métodos de regresión estadística clásica. Estos enfoques buscan ajustar fórmulas empíricas basadas en hipótesis previas sobre cómo deberían relacionarse las variables. Sin embargo, este procedimiento puede ser limitado, ya que depende de suposiciones iniciales y no siempre logra capturar la complejidad real del sistema.

Actualmente, gracias al avance de la inteligencia artificial, existe una alternativa poderosa, el uso de algoritmos de *machine learning*. Estos algoritmos permiten aprender directamente de los datos las relaciones entre las variables adimensionales. Así, a partir de grandes conjuntos de datos experimentales o simulaciones, el modelo puede descubrir patrones ocultos y construir relaciones matemáticas que describen el fenómeno con mayor precisión.

Para aplicar algoritmos de *machine learning* de manera adecuada, es recomendable trabajar con variables adimensionales, ya que permiten representar el problema en una forma independiente de las unidades de medida. Un ejemplo clásico es el número de Reynolds. En este sentido, la adimensionalización transforma variables físicas en razones comparables que capturan la esencia del fenómeno, facilitan la comparación entre casos distintos y favorecen el entrenamiento de modelos más robustos y generalizables.

4.5.1 Teorema Π (π_i) de Vaschy–Buckingham

El teorema Π (π_i) de Vaschy–Buckingham constituye el fundamento del análisis dimensional. Establece que, si un fenómeno físico puede describirse mediante una relación funcional entre (n) variables dimensionales (q_1, q_2, \dots, q_n), y dichas variables pueden expresarse a partir de (k) dimensiones fundamentales; por ejemplo, longitud (L), masa (M) y tiempo (T), entonces la relación original puede reformularse de manera equivalente como una expresión que involucra únicamente ($n-k$) grupos adimensionales independientes ($\Pi_1, \Pi_2, \dots, \Pi_{n-k}$), contruidos como combinaciones de las variables originales. Esta reformulación es posible aun cuando la forma explícita de la ecuación gobernante sea desconocida, ya que el teorema entrega un procedimiento sistemático para construir



parámetros adimensionales consistentes. No obstante, la selección de dichos grupos no es única: existen múltiples bases equivalentes de parámetros (Π), por lo que su elección debe apoyarse en criterios de independencia, simplicidad e interpretación física. Finalmente, el teorema se sustenta en el principio de que las leyes físicas son invariantes respecto del sistema de unidades utilizado, es decir, su forma no depende de si las magnitudes se expresan en SI, CGS u otro sistema coherente (Medina, s. f.).

4.5.2 Regresión no Lineal Multivariada para Sistemas Físicos

Random Forest es un método de aprendizaje automático basado en un conjunto de árboles de decisión que actúan de manera colectiva. En lugar de depender de un único árbol, que puede resultar inestable y propenso a capturar particularidades del conjunto de entrenamiento, este enfoque construye múltiples árboles y combina sus resultados para obtener predicciones más consistentes y con mejor capacidad de generalización (Breiman, 2001).

El modelo introduce variabilidad entre los árboles de dos formas principales. Primero, cada árbol se entrena utilizando una muestra aleatoria de los datos disponibles, de modo que no todos aprenden exactamente a partir de la misma información. Segundo, al momento de definir las divisiones internas del árbol, se restringe deliberadamente el conjunto de variables consideradas, seleccionando solo un subconjunto aleatorio. Esta estrategia evita que todos los árboles sigan decisiones idénticas y fomenta que capturen patrones complementarios del fenómeno estudiado. Una vez entrenado el conjunto de árboles, la predicción final se obtiene agregando sus salidas.

El modelo consiste en T árboles de decisión $h_t(x)$ y predice:

$$\hat{f}(x) = \frac{1}{T} \sum_{t=1}^T h_t(x)$$

Ec. (12)

A pesar de su alto desempeño, el modelo Random Forest no genera una expresión matemática explícita para la relación entre entrada y salida. El modelo opera como una caja negra basada



en reglas tipo “si-entonces”, por lo que no es posible derivar directamente una fórmula explícita, no se obtiene una función continua ni diferenciable y la interpretación directa del modelo es limitada, aunque puede estimarse la importancia de las variables, es por ello por lo que para encontrar leyes matemáticas explícitas se recomienda usar regresión log-log o bien, aplicar regresión simbólica.

4.5.3 Regresión Simbólica aplicada a Fenómenos Físicos

La regresión simbólica es un enfoque de aprendizaje automático orientado a identificar, a partir de datos, una expresión matemática explícita que represente la relación entre variables. Su propósito no se limita a alcanzar una buena capacidad predictiva, sino que busca producir un modelo interpretable, es decir, una ecuación o ley que pueda ser inspeccionada, discutida y utilizada desde una perspectiva científica o ingenieril.

En términos operacionales, el método explora un espacio amplio de posibles expresiones, construidas mediante combinaciones de operadores y funciones matemáticas, y evalúa cada candidato según su desempeño frente a los datos.

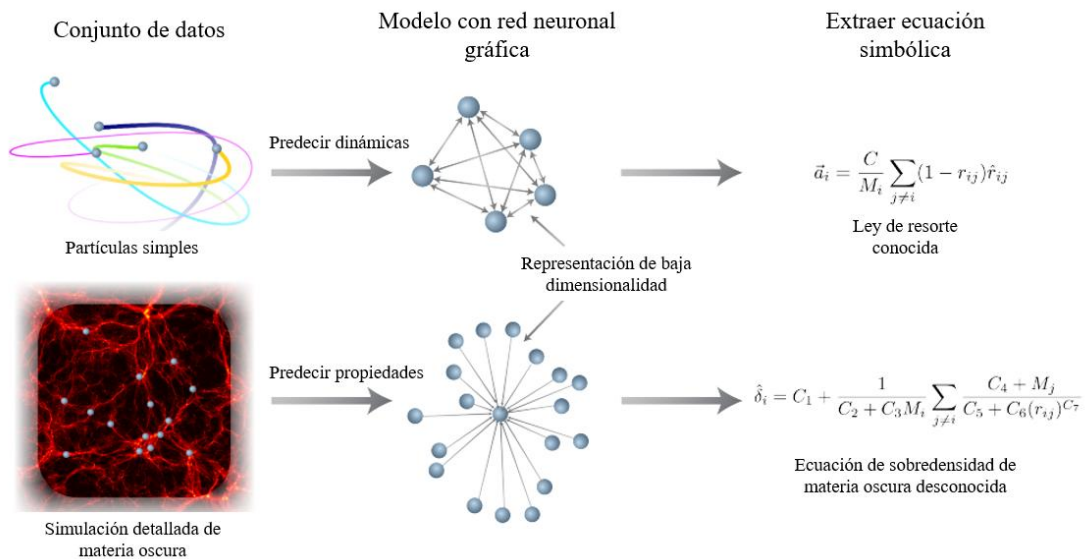


Figura 4.21: Esquema representativo de cómo se extraen ecuaciones físicas de un conjunto de datos (Cranmer et al., 2020).

5 METODOLOGÍA

En la Figura 5.1 se presenta un mapa conceptual, el cual resume la metodología general de la investigación y organiza, de manera secuencial, las principales etapas de modelación y análisis. En una primera fase se desarrolla y valida un modelo numérico base sin estructura geológica, definiendo la geometría, las condiciones de contorno, el modelo constitutivo Bilinear Strain-Softening/Hardening Ubiquitous Joint y los parámetros geomecánicos del macizo rocoso. También se incluye la calibración del modelo numérico acompañado de la calibración del modelo 3D mediante etapas constructivas y la evaluación del potencial de estallidos de roca mediante matrices de intensidad, ocurrencia y peligro. En una segunda fase se incorpora explícitamente la estructura geológica y se ejecuta un análisis de sensibilidades, tanto geométricas como geomecánicas. Finalmente, los resultados se integran en un análisis descriptivo y en técnicas de *machine learning*, con el fin de identificar tendencias, cuantificar efectos y sintetizar criterios interpretables para el fenómeno estudiado.

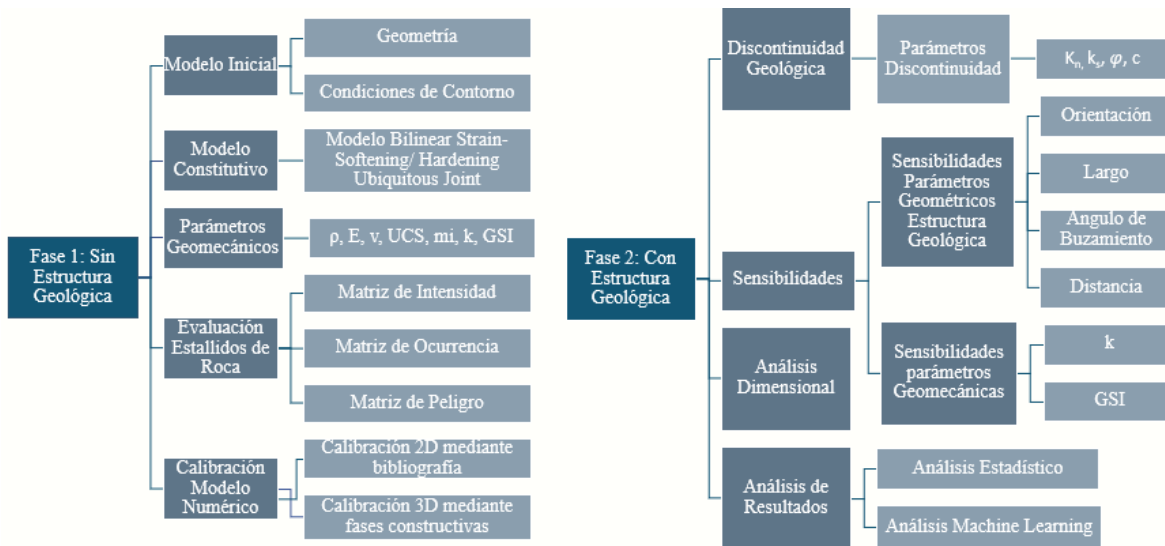


Figura 5.1: Esquema representativo de la metodología empleada.



5.1 FASE 1: SIN ESTRUCTURA GEOLÓGICA

En la Fase 1 (sin estructura geológica) se desarrollan e implementan los aspectos fundamentales necesarios para dejar el modelo numérico completamente operativo y controlado, estableciendo una línea base de referencia para las etapas posteriores. En esta fase se define la geometría del problema, la configuración de condiciones de borde y del estado tensional inicial, junto con la generación de la malla en las zonas de interés. Asimismo, se realiza la calibración y verificación bibliográfica de parámetros y criterios de respuesta, asegurando que el comportamiento del modelo sea consistente con rangos y tendencias reportadas en la literatura, antes de incorporar explícitamente la interacción con una estructura geológica.

5.1.1 Modelo Inicial

i. Geometría

El dominio externo se fijó como un rectángulo amplio, con márgenes proporcionales al radio del túnel, a fin de minimizar efectos de borde y asegurar condiciones de contorno alejadas de la zona de interés. Sobre este contexto se incorporó el túnel como sección circular centrada en el origen y se delimitó una circunferencia de detalle de varias veces el radio, destinada a un refinamiento local de la discretización optimizada en función de la variación de la estructura geológica.

Se utilizó una malla no estructurada con control de tamaño y gradación, la cual posteriormente se extruyó en la tercera dimensión hasta una profundidad proporcional al radio del túnel, definiendo el número de capas en función de un paso objetivo. En la zona de detalle se adoptó un tamaño característico de elemento de 0.4 m, mientras que hacia el borde del modelo se aplicó un tamaño máximo del orden de 2 m, con el fin de concentrar resolución en el entorno de interés y reducir el costo computacional en zonas alejadas. Las zonas se clasificaron en grupos lógicos (macizo rocoso, detalle y túnel) para facilitar la asignación de propiedades, cargas y restricciones. Adicionalmente, se realizó una verificación/calibración de sensibilidad de malla, de manera de confirmar que las métricas de respuesta analizadas no



presentaran variaciones significativas atribuibles a la discretización y que, por tanto, los resultados fueran representativos del comportamiento mecánico modelado.

A continuación, se observa la Figura 5.2 la cual representa la geometría base utilizada en las simulaciones.

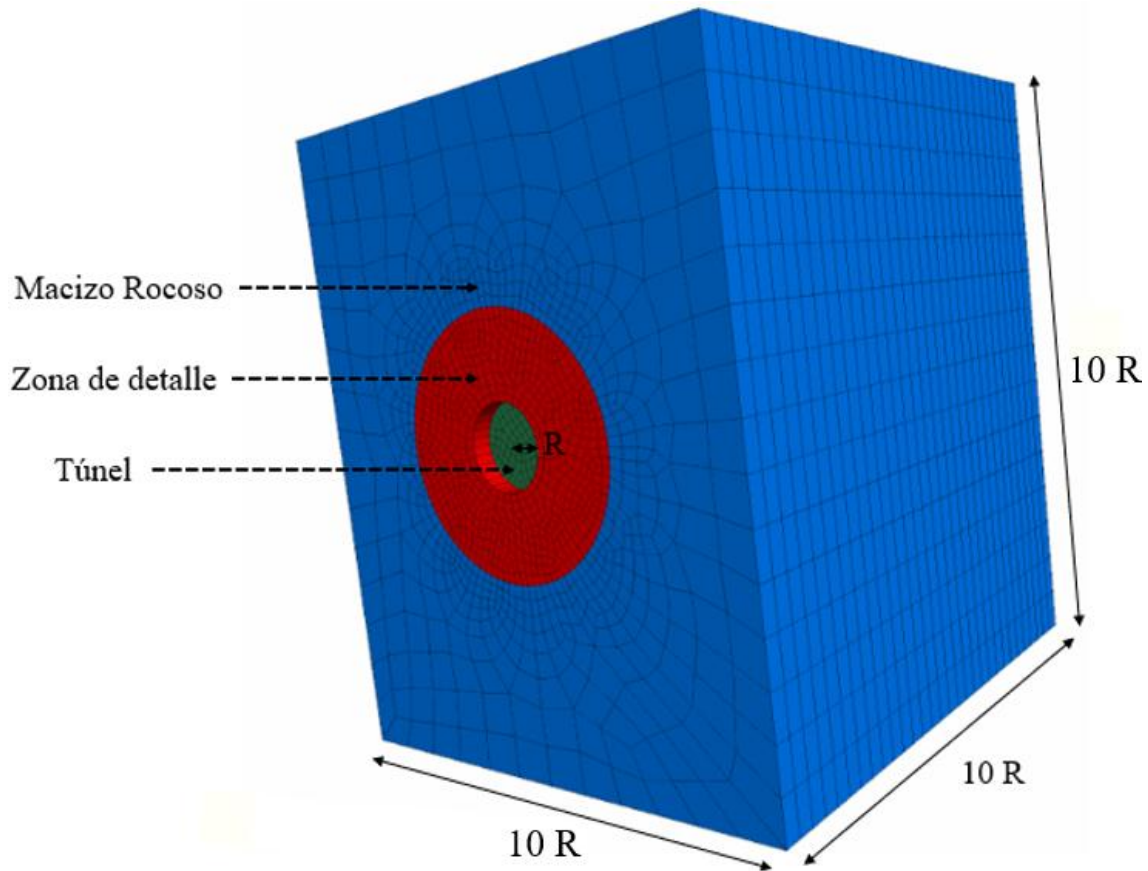


Figura 5.2: Geometría base utilizada para las simulaciones.

ii. Condiciones de Contorno

Las condiciones de contorno son una serie de requerimientos o restricciones que se asignan a los nodos o caras del contorno del modelo para simular y analizar de manera correcta el problema geomecánico en cuestión. A continuación, se mencionan ciertos fundamentos de las condiciones de contorno.

- Asegurar el correcto funcionamiento del esquema de resolución numérico, en búsqueda de reproducir las condiciones in-situ del macizo rocoso, asegurando la convergencia de este.
- Simular de forma apropiada las condiciones reales del problema en cuestión.
- Reconstruir el estado inicial de tensiones.
- Restringir el desplazamiento de los nodos hacia el exterior del modelo geométrico.
- Hacer al modelo compatible con las condiciones de gravedad.

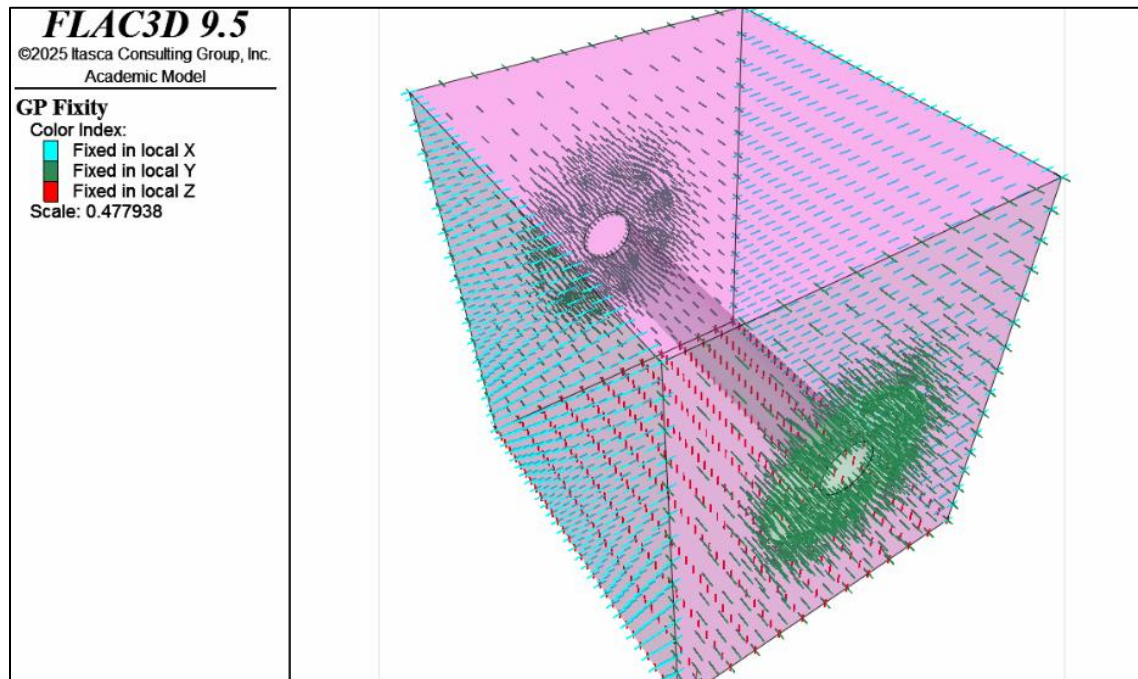


Figura 5.3: Condiciones de contorno del túnel.

5.1.2 Modelo Constitutivo Simulación Numérica

Es necesario representar adecuadamente la respuesta mecánica del macizo rocoso mediante un modelo constitutivo, de modo de capturar su respuesta tensión–deformación y los mecanismos de degradación o fortalecimiento asociados al proceso de excavación. Para ello, en este estudio se seleccionó el modelo bilinear strain-softening/hardening ubiquitous-joint (SUBI), ya que permite incorporar la evolución de la resistencia del material.



5.1.3 Parámetros Geomecánicos

En este capítulo se describen las propiedades geomecánicas del macizo rocoso utilizadas en las simulaciones numéricas. El análisis se centrará en el yacimiento de la mina El Teniente, que abarca principalmente el Complejo Máfico El Teniente (CMET, Andesita), Pórfido de Dacita, Tonalita, Pórfido de Diorita y el Complejo Breccia Braden.

Para este estudio, se emplearán específicamente las propiedades del CMET, que son las correspondientes a la roca del mismo nombre en la mina El Teniente, según (Windsor et al., 2006). Estas propiedades son fundamentales para realizar una caracterización precisa del material, ya que influyen directamente en su comportamiento frente a condiciones de carga y deformación.

Considerando una densidad media de la roca de $\rho = 2800 \text{ kg/m}^3$, se adopta una profundidad del orden de 2,000 m, coherente con los niveles profundos actualmente explotados en la mina El Teniente. Bajo estos supuestos, la tensión vertical se estima mediante la siguiente ecuación:

$$\sigma_v = \rho \cdot g \cdot z$$

Ec. (13)

Donde:

- ρ : Densidad
- g : Gravedad
- z : Profundidad

Obteniéndose un valor representativo de $\sigma_v = 55 \text{ Mpa}$, el cual se utiliza como esfuerzo vertical inicial en el modelo numérico. A continuación, se observan los parámetros utilizados en las simulaciones.



Tabla 5.1: Parámetros geomecánicos Complejo Máfico El Teniente (CMET).

Parámetro	Notación	Valor	Unidad
Densidad	ρ	2.80	ton/m ³
Módulo de Young	E	57.00	Gpa
Coefficiente de Poisson	ν	0.19	-
Resistencia a compresión uniaxial	σ_{ci}	135.00	MPa
mi (Hoek&Brown)	mi	12.00	-
Geological Strength Index	GSI	70.00	-

5.1.4 Evaluación Los Estallidos De Rocas

Se define el nivel de estallido de rocas a partir de dos componentes complementarios: la intensidad del evento; magnitud potencial del daño: liberación de energía, alcance, consecuencias sobre personas e infraestructura y la susceptibilidad de ocurrencia; probabilidad condicionada por el estado tensional, geología estructural, historial sísmico local y prácticas operativas. Estos dos parámetros, ampliamente utilizados en la evaluación del riesgo en ingeniería de rocas (Delonca et al., 2016), permiten priorizar y dimensionar medidas de control, siguiendo la lógica de que un mismo fenómeno con distinta probabilidad o consecuencia exige respuestas distintas.

i. Matriz de Intensidad

La intensidad del Estallido de Rocas cuantifica la severidad del evento en función de la energía liberada, la profundidad de daño y el volumen potencialmente eyectado.

Este indicador permite dimensionar la demanda dinámica sobre el soporte (capacidad de absorción de energía, ductilidad y cobertura) y priorizar refuerzos en los tramos más críticos.



- Energía cinética liberada en el límite de la excavación:

Con base en estudios previos, la demanda energética asociada al sostenimiento, interpretada como una medida de la magnitud del evento, se evalúa a partir de la energía cinética liberada en los modelos numéricos.

De acuerdo con la primera ley de la termodinámica, el balance de energía de un sistema cerrado entre dos estados de equilibrio puede expresarse mediante la siguiente relación:

$$U_{c_i} + E_{gp_i} = U_{c_f} + E_{gp_f} - W_{ext}$$

Ec. (14)

Donde:

- U_{c_i} y U_{c_f} : Energía interna del sistema en el estado inicial y final, respectivamente.
- E_{gp_i} y E_{gp_f} : Energía potencial gravitatoria del sistema en el estado inicial y final, respectivamente.
- W_{ext} : Trabajo externo neto realizado sobre el sistema entre ambos estados.

Al reordenar y agrupar los términos energéticos asociados a la variación entre el estado inicial y el estado final, se obtiene la siguiente expresión:

$$W_{ext} = \Delta U_c + \Delta E_{gp}$$

Ec. (15)

Donde:

- $\Delta U_c = U_{c_f} - U_{c_i}$: Variación de energía interna entre los estados final e inicial.
- $\Delta E_{gp} = E_{gp_f} - E_{gp_i}$: Variación de energía potencial gravitatoria entre los estados final e inicial.



A través de diversos ejemplos analíticos, se cumple la siguiente desigualdad: $W_{ext} > \Delta U_c + \Delta E_{gp}$. Según la interpretación de la Ecuación (15), esto implica que una fracción de la energía necesariamente debe disiparse dentro del sistema para que este pueda retornar a una condición de equilibrio en un tiempo posterior a la excavación. (Salamon, 1984)

Esta energía disipada puede descomponerse en dos contribuciones principales. En primer lugar, la energía asociada a la roca que falla y experimenta energía disipada por deformación plástica, representada por $W_{plástico}$. En segundo lugar, un término correspondiente a energía cinética W_k , que se manifiesta como la propagación de ondas sísmicas a través del macizo rocoso y que, en ciertos casos, puede derivar en la eyección de fragmentos de roca a alta velocidad. En consecuencia, la energía liberada durante un evento de estallido de rocas puede formularse, según Hauquin et al., (2018), de la siguiente forma:

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

Ec. (16)

Donde:

- W_k : Energía cinética liberada en el sistema.
- W_{plas} : Energía disipada por deformación plástica y/o procesos irreversibles de falla.
- W_{ext} : Trabajo externo neto aplicado al sistema.
- ΔU_c y ΔE_{gp} : Variaciones de energía interna y potencial gravitatoria, respectivamente.

Bajo el supuesto de un medio elástico ideal, en el cual no existe disipación de energía por fracturamiento ni por deformación plástica, la energía liberada se expresa únicamente en términos de energía cinética, como se aprecia a continuación:

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

Ec. (17)



Donde:

- W_k : Energía cinética liberada.
- W_{ext} : Trabajo externo neto aplicado al sistema.
- ΔU_c y ΔE_{gp} : Variación de energía interna y la variación de energía potencial gravitatoria, respectivamente.

Para la evaluación numérica, se considera un volumen V discretizado en elementos volumétricos i , limitado por una superficie S discretizada en mallas superficiales con nodos. Bajo esta discretización, los términos W_{ext} y E_{gp} pueden estimarse de forma discreta mediante las siguientes expresiones, respectivamente:

$$W_{ext_j} = |\vec{F}_j \cdot \vec{u}_j|$$

Ec. (18)

$$\Delta E_{gp_i} = m_i \cdot \vec{g} \cdot \vec{v}_i$$

Ec. (19)

Donde:

- \vec{F}_j : Fuerzas externas aplicadas en el nodo j .
- \vec{u}_j : Vector desplazamiento en el nodo j
- m_i : Masa del elemento i .
- \vec{g} : Vector de aceleración gravitacional.
- ΔZ_i : Variación de la elevación del centro de gravedad del elemento i respecto de un sistema de referencia arbitrario.

Finalmente, los valores totales de W_{ext} y E_{gp} dos estados de equilibrio estático se determinan integrando (o sumando) las contribuciones discretas, según:



$$W_{ext} = \sum_j W_{ext_j}$$

Ec. (20)

$$E_{gp} = \sum_i E_{gp_i}$$

Ec. (21)

Finalmente, se proponen cinco niveles de demanda energética de sostenimiento, considerando los niveles definidos por Ernesto Villaescusa et al., (2014). Estos se presentan en la Tabla 5.2.

Tabla 5.2: Clasificación intensidad del estallido de roca según la Máxima W_k (KJ/m²).

Categoría	Really low	Low	Medium	High	Really High
Máxima Energía Cinética W_k [kJ/m ²]	<5	5-15	15-25	25-35	> 35

- Radio de la zona plastificada / Radio de la Excavación

Se utiliza el Radio de plasticidad como métrica para cuantificar la extensión espacial del daño inelástico inducido por la excavación, representado por la zona del macizo que alcanza condición de fluencia y acumula deformación plástica. Para efectos de comparación entre escenarios, el indicador se expresa en forma adimensional como el cociente R_p/R_e , donde R_p corresponde al radio equivalente de la zona plastificada y R_e al radio de la excavación.

Con el fin de clasificar la intensidad del evento en función de la magnitud del daño, se propone la Tabla 5.3. Estos umbrales se sustentan en la literatura y se contrastan con valores reportados para profundidad de falla y evidencia estadística asociada a estallidos de deformación en macizos graníticos (Diederichs, 2018; Perras & Diederichs, 2016).



Tabla 5.3: Clasificación de la intensidad del evento de estallido de rocas en función del radio de plasticidad.

Categoría	Really low	Low	Medium	High	Really High
$\frac{\text{Radio de plasticidad}}{\text{Radio de la excavación}} [-]$	1.00 - 1.20	1.20 - 1.35	1.35 - 1.50	1.50 - 1.65	> 1.65

Finalmente, se presenta la Tabla 5.4, la cual representa la matriz de intensidad creada a partir de la combinación entre el radio de roca inestable y la energía cinética liberada.

Tabla 5.4: Matriz de intensidad.

		Radio de Plasticidad / Radio de Excavación $R_p/R_c [-]$					
		1.00 - 1.20	1.20 - 1.35	1.35 - 1.50	1.50 - 1.65	> 1.65	
		Really low 1	Low 2	Medium 3	High 4	Really high 5	
Máxima Energía Cinética W_k [kJ/m ²]	> 35	Really High 5	Medium 5	Medium 10	High 15	Really High 20	Really High 25
	25 - 35	High 4	Low 4	Medium 8	High 12	High 16	Really High 20
	15 - 25	Medium 3	Low 3	Medium 6	Medium 9	High 12	High 15
	5 - 15	Low 2	Really Low 2	Low 4	Medium 6	Medium 8	Medium 10
	< 5	Really Low 1	Really Low 1	Really Low 2	Low 3	Low 4	Medium 5



ii. Matriz de Ocurrencia

La susceptibilidad de ocurrencia expresa la probabilidad de que se produzca el evento y, por lo tanto, permite discriminar las zonas más propensas al Estallido de Rocas.

Desde los años 60 se han desarrollado métodos basados en el balance energético alrededor de excavaciones para estimar el potencial de *strainburst* (H.S. Mitri et al., 1999). Entre ellos, la Energy Release Rate (ERR), que depende de las propiedades geomecánicas, las tensiones in situ y la geometría minera, ha sido ampliamente aplicada en el diseño de cámaras profundas. Sin embargo, múltiples estudios muestran que la inestabilidad en minas profundas suele detonar por liberaciones súbitas y localizadas de energía elástica. Los índices globales de liberación energética pueden reflejar cambios en el macizo circundante, pero no siempre capturan esa abrupta localización (Fu et al., 2017). Por ello se introduce el índice energético Localized Energy Release Rate (LERR), que caracteriza el cambio de energía de deformación en un punto del contorno antes y después de la falla, definida como la diferencia de densidad de energía elástica local:

$$LERR_i = U_{i_{max}} - U_{i_{min}}$$

Ec. (22)

Donde:

- $LERR_i$: Tasa local de liberación de energía del elemento (i),
- $U_{i_{max}}$: Energía elástica de deformación del mismo elemento antes de su falla frágil.
- $U_{i_{min}}$: Energía elástica de deformación del mismo elemento después de su falla frágil.

Los valores de energía de deformación considerados previos y posteriores a la falla frágil de la roca se definen mediante las siguientes expresiones:



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

Ec. (23)

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

Ec. (24)

Donde:

- v_i : Volumen del elemento (i).
- $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$: Esfuerzos principales de la energía de deformación máxima del elemento (i).
- $\sigma'_1, \sigma'_2, \sigma'_3$: Esfuerzos principales de la energía de deformación residual del elemento (i).

Finalmente, el valor promedio del LEER se calcula mediante la siguiente expresión:

$$\overline{LEER} = \frac{\sum_i^n LEER_i}{\sum_i^n V_i}$$

Ec. (25)

Donde:

- \overline{LEER} Valor promedio del LEER de todos los elementos i.
- $\sum_i^n LEER_i$ Sumatoria de la tasa de liberación de energía local del elemento i.
- $\sum_i^n V_i$ Sumatoria del volumen de cada elemento i.

El promedio de LERR, caracteriza de forma integral la complejidad de la evolución energética del macizo rocoso bajo distintas condiciones de esfuerzo, abarcando las fases de liberación, transferencia y disipación de energía. Este indicador ha demostrado ser un



predictor robusto de estallidos de roca. Con base en Fan et al., (2021) y Jiang et al., (2010) se presentan cinco rangos de clasificación de (LERR) (David Ortega et al., 2024).

Tabla 5.5: Matriz de Ocurrencia.

Categoría	Really low	Low	Medium	High	Really High
\overline{LERR} [kJ/m ³]	0 – 50	50 – 180	180 – 320	320 – 470	> 470

iii. Matriz de Peligro

Para estimar el peligro de Estallido de Rocas se adoptará la siguiente relación:

$$Peligro = Intensidad \cdot Ocurrencia$$

Ec. (26)

La matriz de ocurrencia expresa la probabilidad de que el evento se produzca y, por tanto, permite discriminar las zonas más propensas al fenómeno. Esta probabilidad se evaluará mediante el índice LERR, que integra la evolución energética del macizo y su tendencia a liberar energía bajo las condiciones de esfuerzo vigentes.

La matriz de intensidad cuantifica la severidad potencial del evento combinando dos métricas complementarias:

- W_k [kJ/m²], como medida de la energía disponible/liberada por unidad de área en el contorno de la excavación.
- Cociente Radio de Plasticidad / Radio de Excavación (R_p/R_e), que representa la extensión relativa de la zona plastificada respecto al tamaño de la labor.

A continuación, se presenta la Matriz de Peligro para Estallido de Rocas, construida como Peligro = Intensidad × Ocurrencia.



Tabla 5.6: Matriz de Peligro.

		Intensidad [kJ/m^2]					
		1-2	3-4	5-10	11-19	20-25	
		Really low 1	Low 2	Medium 3	High 4	Really high 5	
Ocurrencia de Susceptibilidad [kJ/m^3]	> 470	Really High 5	Medium 5	Medium 10	High 15	High 20	Really High 25
	320-470	High 4	Low 4	Medium 8	Medium 12	High 16	High 20
	180-320	Medium 3	Low 3	Medium 6	Medium 9	Medium 12	High 15
	50-180	Low 2	No strain burst 2	Low 4	Medium 6	Medium 8	Medium 10
	0-50	Really Low 1	No strain burst 1	No strain burst 2	Low 3	Low 4	Medium 5



5.1.5 Calibración Modelo Numérico 2D

Para validar la metodología propuesta, se reprodujeron los casos de referencia reportados en la literatura para distintos tipos de roca, utilizando los datos geomecánicos compilados por diversos autores He et al., (2015); Hosseini et al., (2010); Lee et al., (2004); Martin et al., (1999); Russenes, (1974); Zhen-Yu, (1988) detallados en el artículo de Cortés et al., (2024) y aplicando las matrices de evaluación de estallido desarrolladas en este estudio. Para cada litología se ingresaron los parámetros originales y se determinó el nivel de peligrosidad de strainburst, comparándolo con las clasificaciones publicadas en las bases de datos de ensayos de rockburst y en casos de túneles profundos.

5.1.6 Calibración Modelo Numérico 3D

Se realizó una calibración del número de etapas de excavación con el fin de asegurar que la respuesta en los puntos de control del modelo no estuviera afectada por las condiciones de borde. Para ello se simuló el avance del túnel en varias etapas y se registraron los desplazamientos en puntos ubicados sobre el contorno (arriba, abajo y en ambos lados), observando la evolución de dichas historias con el número de pasos de cálculo.

Al incrementar progresivamente el número de etapas, las curvas de desplazamiento tienden a estabilizarse en un tramo central, donde los incrementos adicionales de longitud excavada ya no producen variaciones significativas en la respuesta. A partir de este comportamiento se seleccionó una longitud efectiva de túnel y un número de etapas tal que los puntos de control queden ubicados dentro de esta zona, garantizando que los resultados analizados correspondan al comportamiento representativo del túnel y no a efectos artificiales asociados a la proximidad de los límites del modelo numérico.



5.2 FASE 2: CON ESTRUCTURA GEOLÓGICA

En la Fase 2 (con estructura geológica) se incorpora explícitamente la discontinuidad al modelo base previamente validado. En esta etapa se definen los parámetros geomecánicos de la estructura y su configuración respecto del contorno de la excavación, se desarrolla un análisis de sensibilidad que evalúa, de manera controlada, tanto la variación de parámetros geométricos de la estructura geológica como la sensibilidad frente a parámetros geomecánicos representativos del macizo y del estado tensional. Complementariamente, se implementa un análisis dimensional para organizar las variables relevantes en términos de números adimensionales.

Finalmente, se presenta la metodología de análisis de resultados mediante análisis dimensional y *machine learning*, orientada a expresar las variables en forma adimensional para facilitar la comparación entre escenarios y a modelar relaciones no lineales entre entradas y métricas de respuesta, bajo un esquema de evaluación y validación consistente.

5.2.1 Incorporación Estructura Geológica

La geometría del modelo se construyó de forma paramétrica para representar la interacción túnel–estructura geológica en un dominio tridimensional.

Se definieron como variables de control el radio del túnel, la semilongitud de la traza de la estructura geológica, el ángulo de buzamiento la estructura y la separación entre el centro del túnel y el eje de la estructura geológica. Con estos parámetros se determinó la orientación unitaria del plano de estructura geológica y su posición central; a partir de ella se obtuvieron los extremos de la traza 2D mediante desplazamientos en la dirección normal local.

Para la incorporación de la estructura geológica se generó una representación explícita de esta, su arista espacial se construyó a partir de los extremos calculados y se extruyó para conformar un plano geométrico que particiona el continuo en dos subconjuntos alineados con la traza de la estructura geológica. A continuación, se observa la Figura 5.4 la cual ejemplifica la incorporación de la estructura geológica.

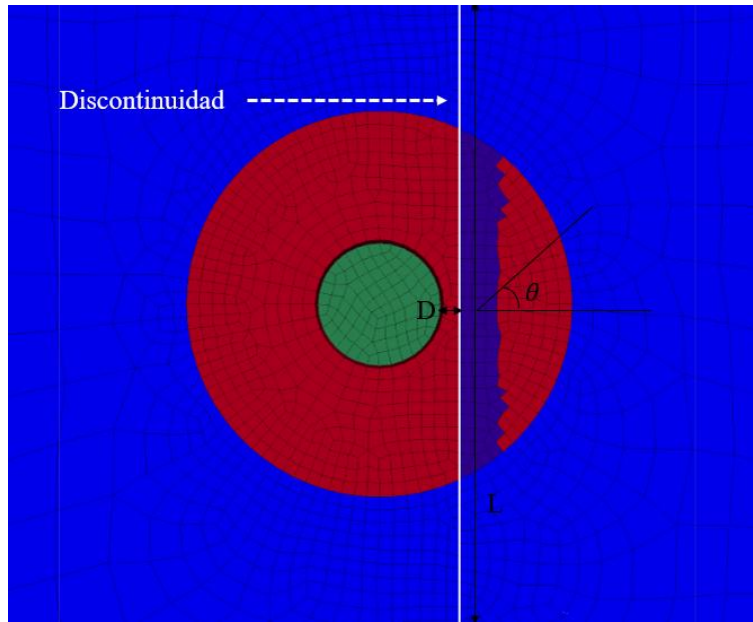


Figura 5.4: Representación estructura geológica.

En este análisis, se incorporarán variaciones clave en la estructura geológica, como la orientación, el ángulo y la longitud de estas. La orientación determinará la alineación de las fracturas con respecto a las tensiones aplicadas, lo que influye en la propagación de las fracturas. El ángulo de la estructura geológica es crucial, ya que afecta la capacidad de la roca para resistir deslizamientos o fracturaciones. La longitud de la estructura geológica incide en la extensión de la zona debilitada. Finalmente, la distancia de la estructura geológica respecto al túnel controla el grado de interacción entre ambos. Estas variaciones son esenciales para una evaluación precisa de la estabilidad y los riesgos de la excavación.

i. Parámetros Geomecánicos Estructura geológica

Para la representación mecánica de la estructura geológica se definió una interfaz con rigideces normal y tangencial de modo de asegurar una respuesta relativamente rígida en comparación con la deformación del macizo y evitar penetraciones numéricas entre bloques.

La resistencia al corte se modeló mediante una ley tipo Mohr–Coulomb con valores representativos de un plano de estructura geológica con relleno debilitado, pero aún



competente. Estos parámetros permiten que la estructura geológica tenga una resistencia inferior a la de la matriz rocosa, facilitando la movilización de deslizamiento a lo largo de la estructura geológica bajo incrementos de tensión.

Tabla 5.7: Parámetros de rigidez y de resistencia al corte de la Estructura Geológica.

Parámetro	Notación	Valor	Unidad
Rigidez normal	k_n	1e9	[N/m ³]
Rigidez tangencial	k_s	1e8	[N/m ³]
Cohesión	c	100	[Kpa]
Ángulo de fricción	φ	30	[°]

5.2.2 Análisis de Sensibilidad

i. Sensibilidad Parámetros Estructura Geológica

Los casos por estudiar en la presente investigación consideran un análisis paramétrico de la influencia de una estructura geológica en el entorno de un túnel, abarcando distintas configuraciones geométricas relevantes. En particular, se evaluarán dos orientaciones de la estructura geológica (normal y tangencial respecto a la superficie del túnel), dos longitudes características (una longitud media y una condición idealizada de longitud infinita), tres ángulos de inclinación respecto a la horizontal y un conjunto de distancias de separación entre la estructura geológica y el túnel. Esta última variable se incluye hasta valores suficientemente grandes como para representar una condición en la cual la estructura geológica se encuentra lo bastante alejada como para no generar interferencia apreciable en la respuesta del túnel.

Tabla 5.8: Sensibilidad parámetros geométricos estructura geológica.

Parámetro Geométrico	Cantidad	Valor
Orientación	2	Tangencial - Normal
Largo	2	2r, 6r



Parámetro Geométrico	Cantidad	Valor
Ángulo	3	0°, 45°, 90°
Distancia	5	r, 2r, 4r, 8r, 16r

ii. Sensibilidad Parámetros Geomecánicos

La sensibilización de parámetros geomecánicos es esencial para cuantificar la incertidumbre inherente a macizos rocosos heterogéneos, jerarquizar los controladores de respuesta y asegurar la robustez del diseño frente a variaciones plausibles de las condiciones in situ. En este estudio se realiza un barrido sistemático sobre dos parámetros clave: el Geological Strength Index (GSI), que gobierna la degradación estructural del macizo y la movilización de resistencia a través de esquemas constitutivos dependientes de la calidad de roca; y la relación de esfuerzos k , la cual representa el cociente entre la tensión horizontal y la tensión vertical efectiva, que condiciona la distribución de esfuerzos en el macizo rocoso.

Tabla 5.9: Análisis de sensibilidad geomecánica.

Parámetro	Notación	Valor	Unidad
Geological Strength Index	GSI	50 – 65 - 80	[-]
Estado de esfuerzos in situ	k	0.8 - 1.4	[-]

5.2.3 Análisis Dimensional

Se propone implementar un script en Python para automatizar la obtención de parámetros adimensionales a partir del conjunto de variables definidas en la investigación. El procedimiento se basa en el teorema II de Vaschy–Buckingham, el cual permite reformular una relación física entre variables dimensionales en términos de un número reducido de combinaciones sin unidades. Para ello, el algoritmo utiliza como insumo el listado de variables del estudio junto con su expresión en dimensiones fundamentales, construye la representación dimensional del problema y determina las combinaciones de variables que, al



multiplicarse y elevarse a exponentes adecuados, cancelan sus dimensiones y forman grupos adimensionales independientes.

5.2.4 Machine Learning

En esta investigación se aplican técnicas de aprendizaje automático para aproximar relaciones no lineales multivariadas entre los números adimensionales de entrada (Π) y las variables objetivo. El desempeño predictivo se evalúa mediante gráficos de predicción vs realidad, utilizando la recta $y = x$ como referencia ideal, y se incorpora una banda de tolerancia ($y = x + \Delta$), donde (Δ) se define como el RMSE del conjunto de prueba ($\text{RMSE}_{\text{test}}$). La calidad del ajuste se cuantifica mediante el coeficiente de determinación (R^2) y el RMSE, empleándose ($\text{RMSE}_{\text{test}}$) como indicador del error típico de generalización dentro del dominio analizado.

En particular, el algoritmo Random Forest se utiliza como aproximador no lineal multivariado de referencia, debido a su alta capacidad predictiva, mientras que la regresión simbólica se aplica con el objetivo de obtener expresiones matemáticas explícitas e interpretables. En esta etapa se generan tres ecuaciones (una por cada variable de respuesta del estudio), y para cada una se reportan versiones correspondientes a la orientación normal y tangencial de la estructura geológica, mediante la actualización de los términos constantes asociados a cada orientación, manteniendo una forma funcional comparable para el análisis y la discusión de resultados.



6 DESARROLLO

A continuación, se presenta el desarrollo de la investigación, el cual contempla la calibración del modelo numérico en 2D y 3D, la definición de modelos base de referencia y la formulación del análisis dimensional. Estos pasos se aplican para asegurar que la respuesta simulada sea consistente, controlada y comparable entre escenarios, estableciendo una base robusta para la evaluación posterior de la influencia de la estructura geológica y el estado tensional. En conjunto, permiten garantizar trazabilidad física y confiabilidad en la interpretación de resultados.

6.1 CALIBRACIÓN MODELO NUMÉRICO 2D

En términos generales, se obtuvo una buena correspondencia entre las categorías de peligro calculadas y las reportadas por los autores, lo que indica que el método reproduce adecuadamente estos casos de referencia y constituye una herramienta consistente para su aplicación en otros contextos geomecánicos.

Tabla 6.1: Validación del método de análisis respecto a diversos autores.

Rock type	I _{RB} (He, 2015)	Zhen-Yu et al. (1988)	Martín et al. (1999)	Hosseini et al. (2010)	Lee et al. (2004)	Russenes, (1974)	Delonca et al. (2026)	A.cerón (2026)
Rockburst laboratory tests database (He et al., 2015)								
Basalt	Low	High	Very High	No Rockburst	Very High	Medium	No Rockburst	No Rockburst
Coal	High	High	Very High	High	No Rockburst	No Rockburst	High	Medium
Limestone	Very High	High	Very High	High	No Rockburst	No Rockburst	High	High
Marble	Low	High	Very High	No Rockburst	No Rockburst	Medium	No Rockburst	No Rockburst
Mudstone	Very High	High	Very High	Medium	No Rockburst	No Rockburst	High	High
Peridotite	Medium	High	Very High	Medium	Very High	High	Medium	Low
Sandstone	Medium	High	Very High	No Rockburst	Low	Medium	Medium	Low
Granite	Low	Medium	Low	No Rockburst	Medium	Low	No Rockburst	No Rockburst



Rock type	I _{RB} (He, 2015)	Zhen-Yu et al. (1988)	Martín et al. (1999)	Hosseini et al. (2010)	Lee et al. (2004)	Russenés, (1974)	Delonca et al. (2026)	A.cerón (2026)
Marble T2B	Low	High	High	No Rockburst	No Rockburst	High	High	High
New Mine Level Project at El Teniente Mine (Cortés et al., 2024; Hormazabal et al., 2014)								
CMET	Low	High	Very High	Low	Medium	Medium	Low	Low

La Tabla 6.1 permite observar que los rangos de peligro de rockburst reportados en ensayos de laboratorio por He (2015) constituyen la referencia base frente a la cual los distintos autores calibran o contrastan sus propuestas de predicción. En este sentido, la clasificación I_{RB} puede considerarse como el patrón experimental de comparación, mientras que los restantes enfoques corresponden a aproximaciones derivadas de modelaciones, criterios empíricos o ajustes numéricos orientados a reproducir, con distinta precisión, dicha tendencia de laboratorio.

A partir de la comparación global de las 10 litologías incluidas en la base de datos, se aprecia que los resultados obtenidos en esta investigación presentan una muy buena concordancia cualitativa con la referencia experimental, particularmente al analizar la posición relativa de cada roca dentro de una escala ordinal de peligro. En términos comparativos, junto con la propuesta de Delonca et al. (2026), los resultados de esta tesis corresponden a los que muestran el comportamiento más consistente respecto de los rangos de laboratorio.

Esto resulta especialmente valioso, ya que sugiere que el modelo desarrollado no solo reproduce adecuadamente la tendencia experimental observada en laboratorio, sino que además lo hace con una respuesta estable y coherente entre distintos tipos de roca. Por ello, puede afirmarse que los resultados obtenidos en esta investigación se ubican entre los enfoques que mejor representan los rangos de peligro experimentales, destacando especialmente junto con Delonca et al. (2026) como las propuestas de mejor aproximación global dentro de los autores comparados.



6.2 CALIBRACIÓN MODELO NUMÉRICO 3D

A continuación, en la Figura 6.1 se logra observar que a partir de aproximadamente 4×10^4 steps de cálculo, las historias de desplazamiento en los puntos de control tienden a estabilizarse y no presentan variaciones significativas al continuar la excavación. Esto indica que, más allá de ese desarrollo, el comportamiento del túnel se encuentra prácticamente constante. En base a ello, se definió realizar las simulaciones con 20 etapas de excavación, de modo de trabajar dentro de esta zona de respuesta estabilizada sin incrementar innecesariamente el costo computacional.

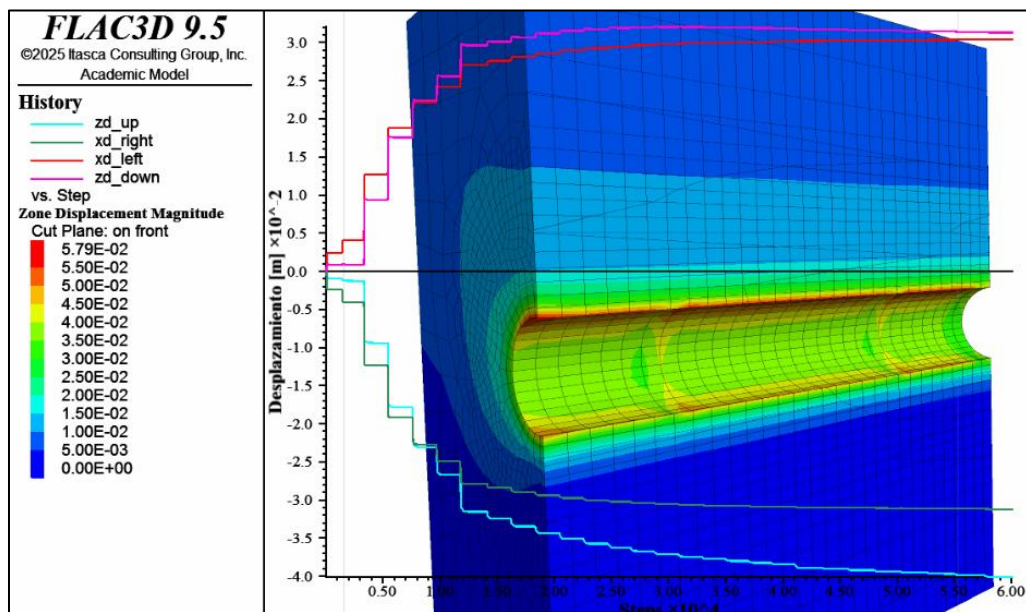


Figura 6.1: Calibración en profundidad mediante Desplazamiento vs Steps.



6.3 MODELOS BASE

Con el fin de establecer una línea base de comparación y aislar el efecto de la estructura geológica en la respuesta del sistema, se desarrollaron seis modelos de referencia sin incorporar dicha estructura geológica. Estos modelos base consideran la combinación factorial de dos niveles de la relación de esfuerzos in situ (k) de 0.8 y 1.4, y tres niveles de calidad del macizo rocoso representados mediante (GSI) 50, 65 y 80, resultando en un total de seis escenarios. La construcción de esta base de casos permite cuantificar la influencia de (k) y (GSI) en ausencia de estructura geológica y, posteriormente, comparar de manera consistente cada configuración “sin estructura geológica” con su caso equivalente “con estructura geológica” en todas las variaciones analizadas, identificando así el aporte específico de la estructura geológica sobre los indicadores de respuesta del modelo.

A continuación, se adjuntan los modelos anteriormente mencionados en base a su nivel de deformación y plasticidad.

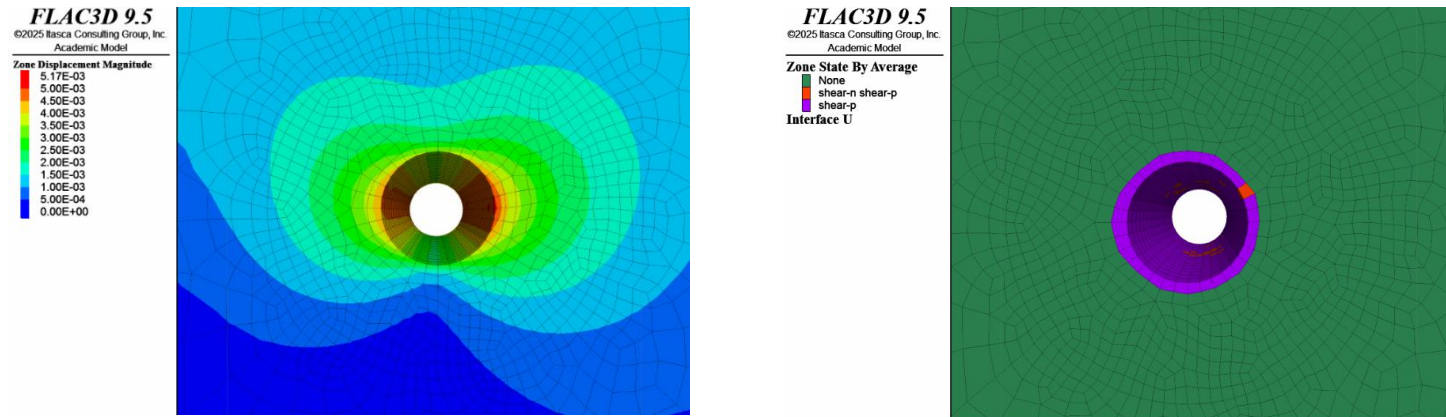


Figura 6.2: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=0.8$ y $GSI=50$ (Modelo 1).

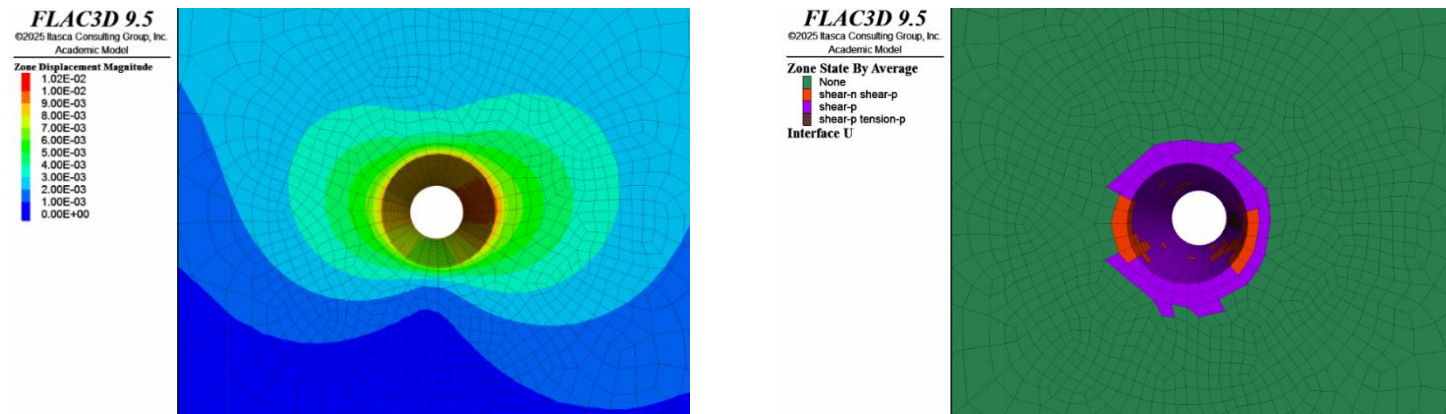


Figura 6.3: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=0.8$ y $GSI=65$ (Modelo 2).

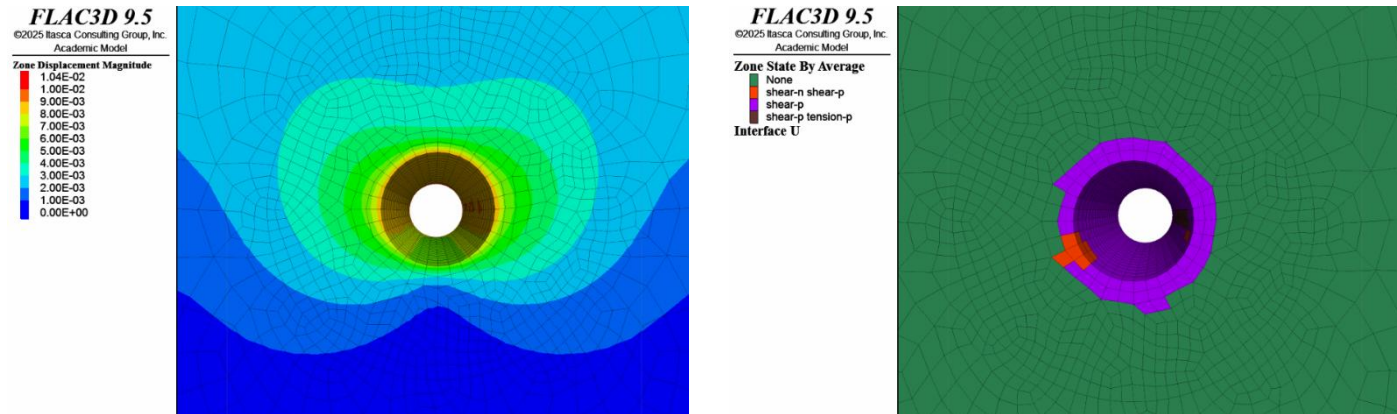


Figura 6.4: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=0.8$ y $GSI=80$ (Modelo 3).

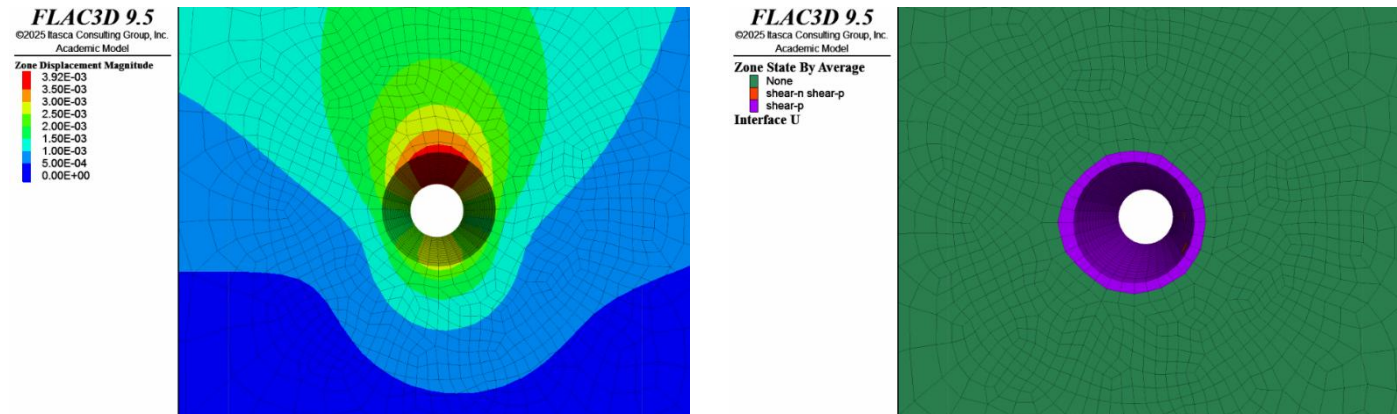


Figura 6.5: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=1.4$ y $GSI=50$ (Modelo 4)

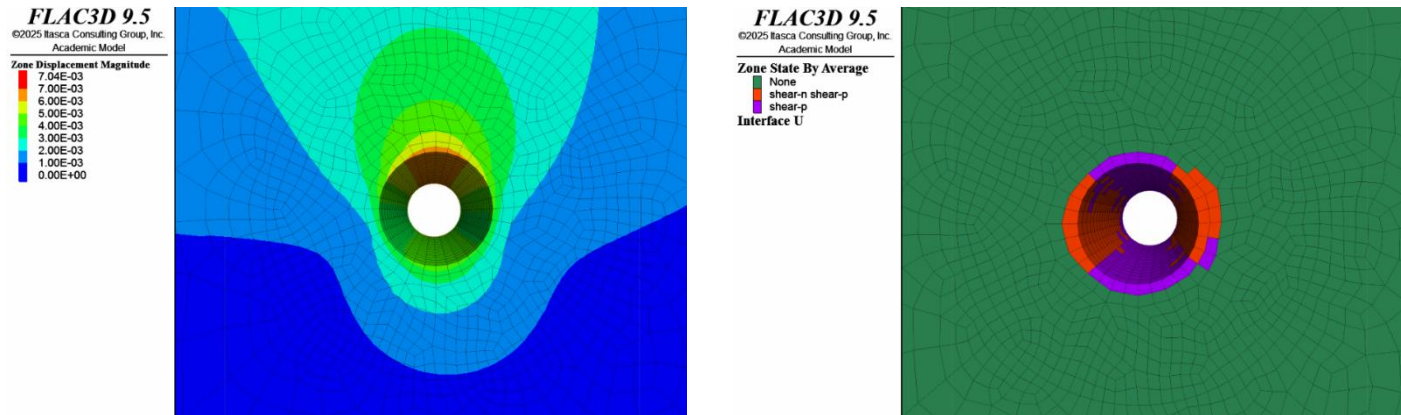


Figura 6.6: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=1.4$ y $GSI=65$ (Modelo 5).

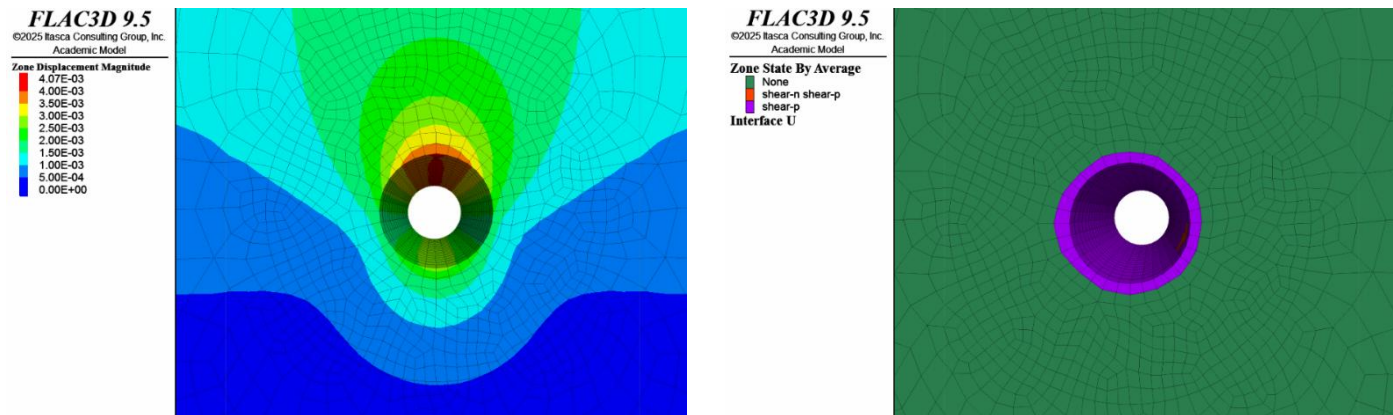


Figura 6.7: Deformación y Plasticidad para el modelo $K=1.4$ y $GSI=80$ (Modelo 6)



A continuación, se presenta la Tabla 6.2, la cual resume los resultados obtenidos para los seis modelos base sin incorporación de estructura geológica, definidos anteriormente. Estos valores constituyen la referencia para comparar, en etapas posteriores, el efecto de la estructura geológica en todas sus variaciones.

Tabla 6.2: Resultados LERR, W_K y R_p/R_e de los 6 modelos base para el presente estudio.

Modelo	k (-)	GSI (-)	LERR (kJ/m ³)	W_K (kJ/m ²)	R_p/R_e (-)
Modelo 1	0.8	50	106.48	16.63	1.99
Modelo 2	0.8	65	40.99	8.13	1.58
Modelo 3	0.8	80	30.84	6.02	1.41
Modelo 4	1.4	50	239.28	27.95	2.32
Modelo 5	1.4	65	95.21	14.89	1.77
Modelo 6	1.4	80	69.52	11.17	1.41



6.4 ANÁLISIS DIMENSIONAL

A continuación, se presentan aquellos parámetros que son intrínsecamente adimensionales, es decir, cuya definición corresponde directamente a cocientes, índices o razones que no dependen del sistema de unidades. En consecuencia, estas variables no requieren un proceso adicional de normalización dimensional para su incorporación en el análisis, y se consideran números adimensionales de entrada en su forma original dentro del marco metodológico adoptado.

Tabla 6.3: Parámetros intrínsecamente adimensionales.

Parámetro	Notación	Unidad
Coefficiente de Poisson	ν	[-]
Módulo de Young	E	[-]
mi (Hoek&Brown)	mi	[-]
Geological Strength Index	GSI	[-]
Estado de esfuerzos in situ	k	[-]
Ángulo de Buzamiento	β	[°]

En concordancia con la metodología descrita anteriormente, se obtuvo un conjunto amplio de parámetros adimensionales posibles. Sin embargo, con el fin de mantener el enfoque en aquellos que resultan directamente relevantes para la etapa de modelación, a continuación, se presentan únicamente los parámetros adimensionales que fueron finalmente seleccionados y utilizados como variables de entrada en la regresión simbólica.

$$\Pi 1 = k$$

$$\Pi 2 = \nu$$

$$\Pi 3 = mi$$

$$\Pi 4 = GSI$$

$$\Pi 5 = \phi$$

$$\Pi 6 = \frac{UCS}{\sigma_v}$$

$$\Pi 7 = \frac{D_f}{r}$$

$$\Pi 8 = \frac{L_f}{D_f}$$



De manera análoga, a continuación, se presentan las variables objetivo consideradas en la presente investigación, correspondientes a las métricas de respuesta utilizadas para cuantificar el comportamiento del sistema. En particular, se emplean la tasa de liberación de energía localizada (LERR), la energía cinética máxima en el contorno del túnel (W_k) y el radio de plasticidad normalizado (R_p/R_e), las cuales se adoptan como salidas del modelo y como objetivos para el ajuste y evaluación de las metodologías de aprendizaje automático implementadas.

$$\Pi_9 = \frac{LERR}{E}$$

$$\Pi_{10} = \frac{W_k}{E \cdot r}$$

$$\Pi_{11} = \frac{R_p}{R_e}$$



7 RESULTADOS

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos en el desarrollo de la investigación, organizándolos en dos enfoques complementarios. En primer lugar, se exponen resultados orientados a describir la influencia de los parámetros sensibilizados sobre la clasificación de severidad de la respuesta del modelo, con tal de identificar tendencias y comportamientos del sistema a partir de la estructura geológica y de los parámetros geomecánicos. En segundo lugar, se presenta el análisis de resultados mediante técnicas de *machine learning*, utilizado para modelar la relación no lineal entre los parámetros adimensionales de entrada y las variables objetivo, así como para obtener formulaciones predictivas e interpretables dentro del dominio de estudio.

7.1 ANÁLISIS ESTADÍSTICO

El análisis de matriz de peligrosidad se orienta a describir la influencia de los parámetros sensibilizados sobre la clasificación de severidad de la respuesta del modelo, permitiendo comparar cómo cambia la distribución de resultados al variar las condiciones de entrada. Para ello, se adjuntan la Figura 7.1, Figura 7.2, Figura 7.3, Figura 7.4, Figura 7.5 y la Figura 7.6, las cuales presentan gráficos de columnas apiladas en porcentaje para cada escenario evaluado.

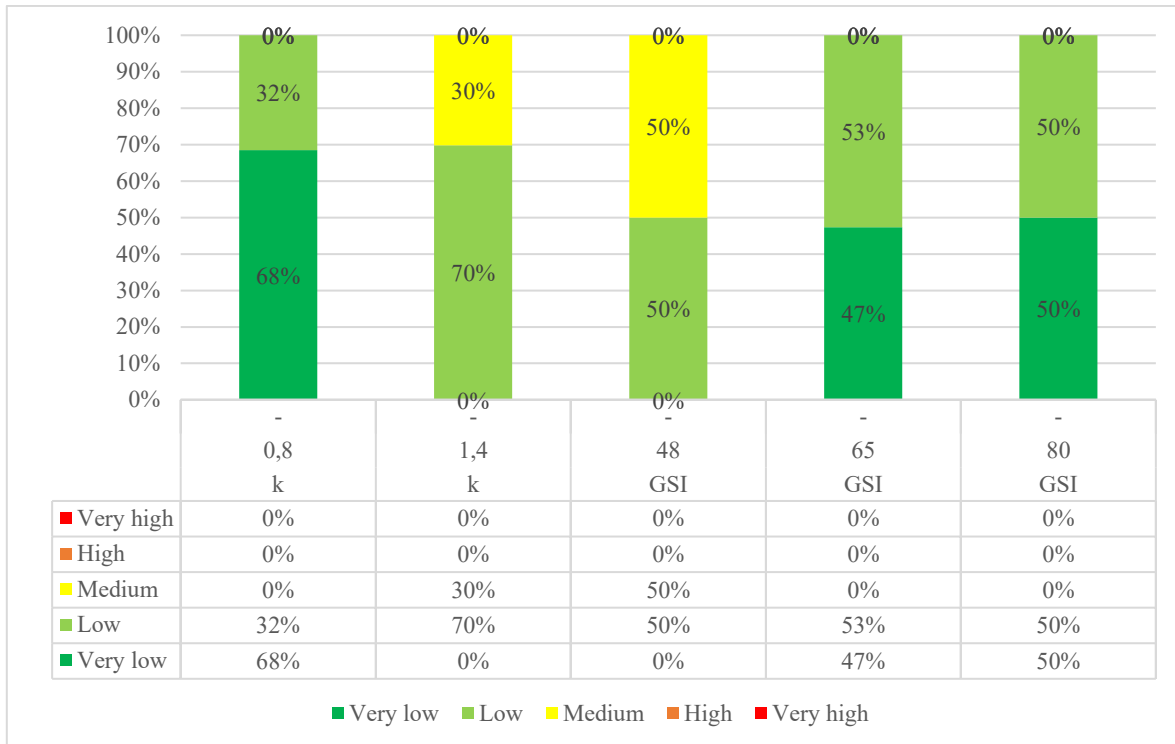


Figura 7.1: Distribución porcentual de la Susceptibilidad de Ocurrencia (Variables Geomecánicas).

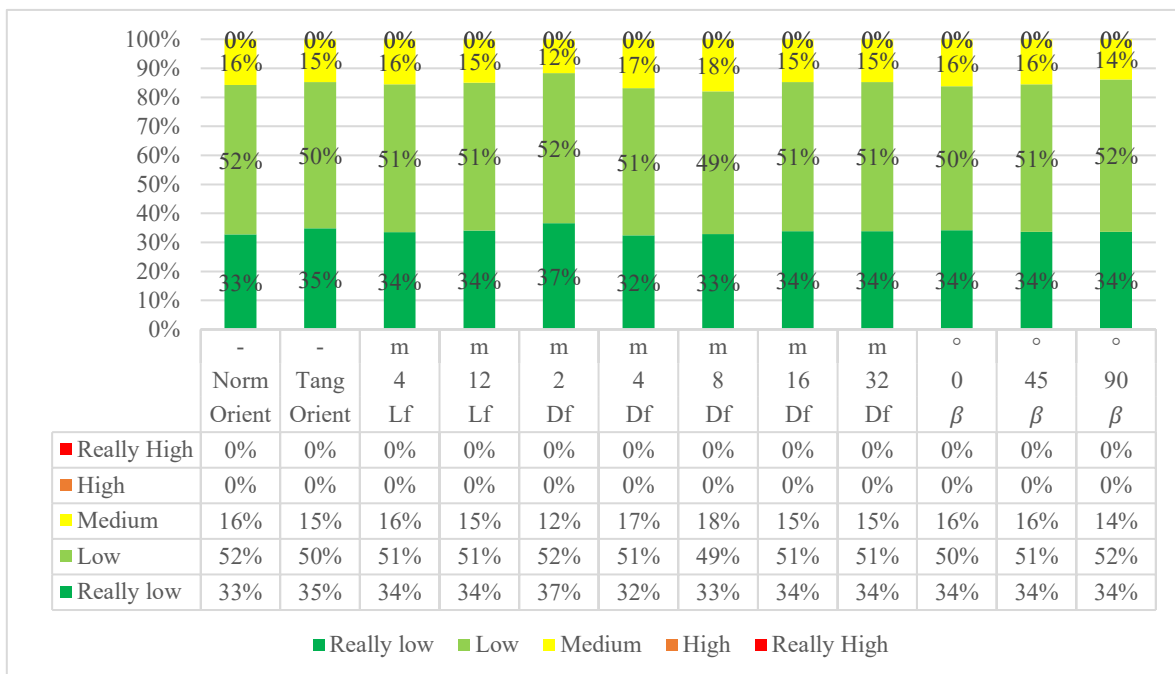


Figura 7.2: Distribución porcentual de la Susceptibilidad de Ocurrencia (Variables Geométricas).

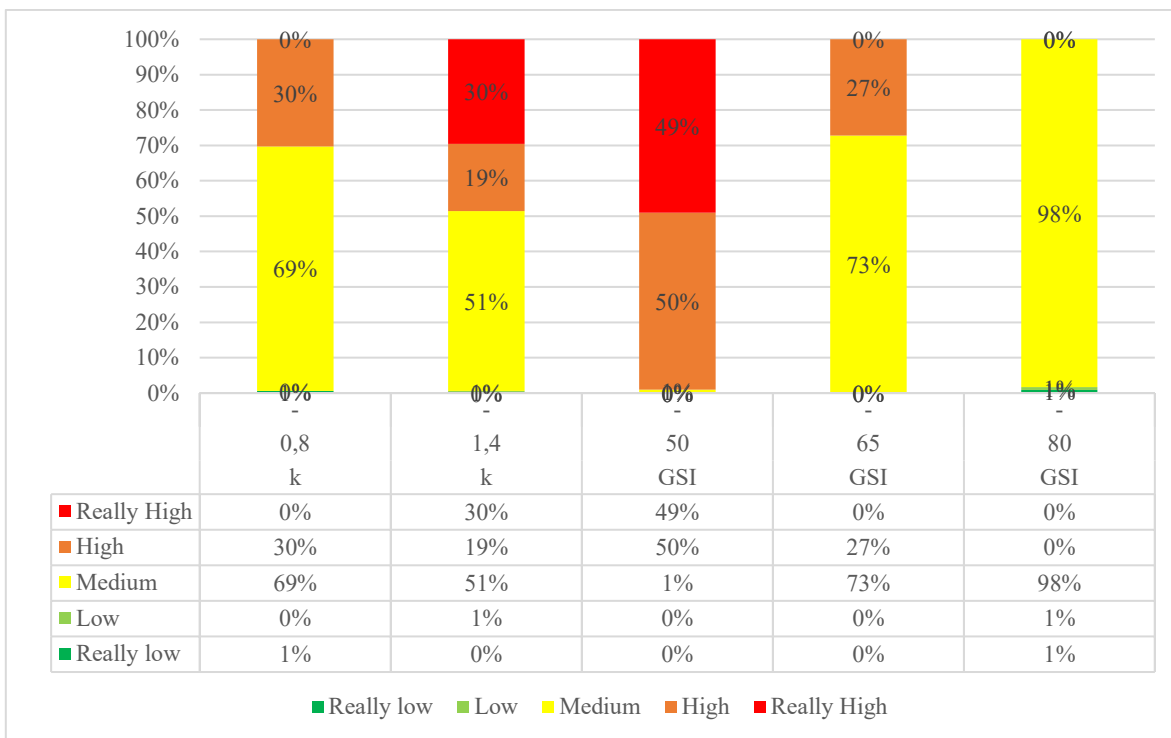


Figura 7.3: Distribución porcentual de la Intensidad del evento (Variables Geomecánicas).

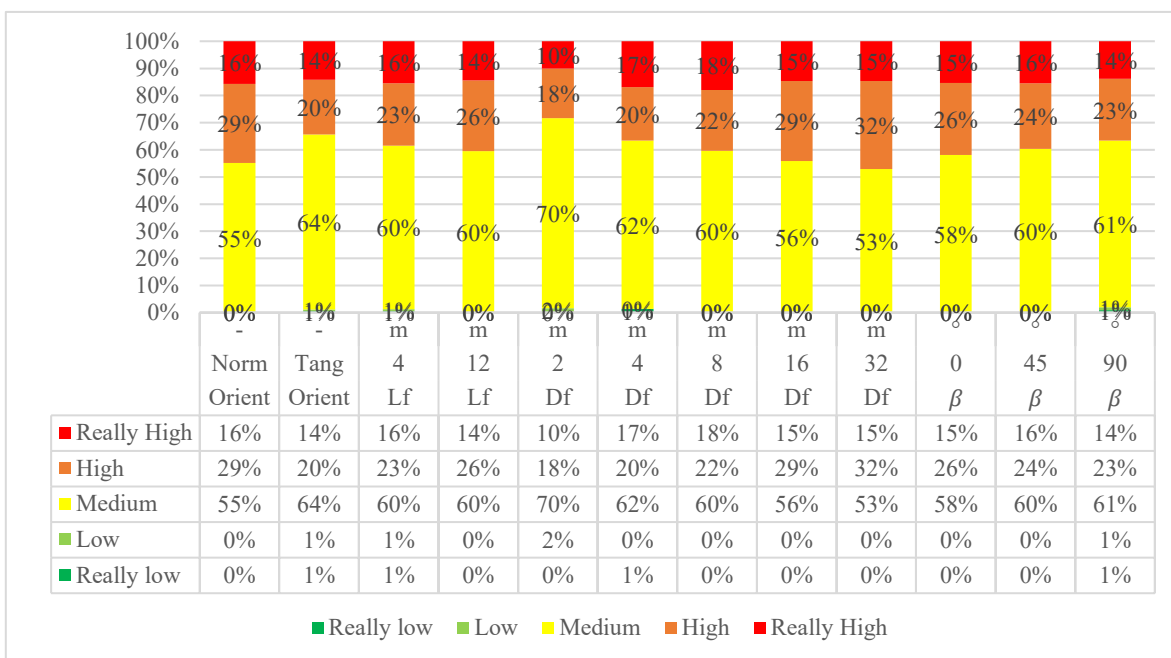


Figura 7.4: Distribución porcentual de la Intensidad del evento (Variables Geométricas).

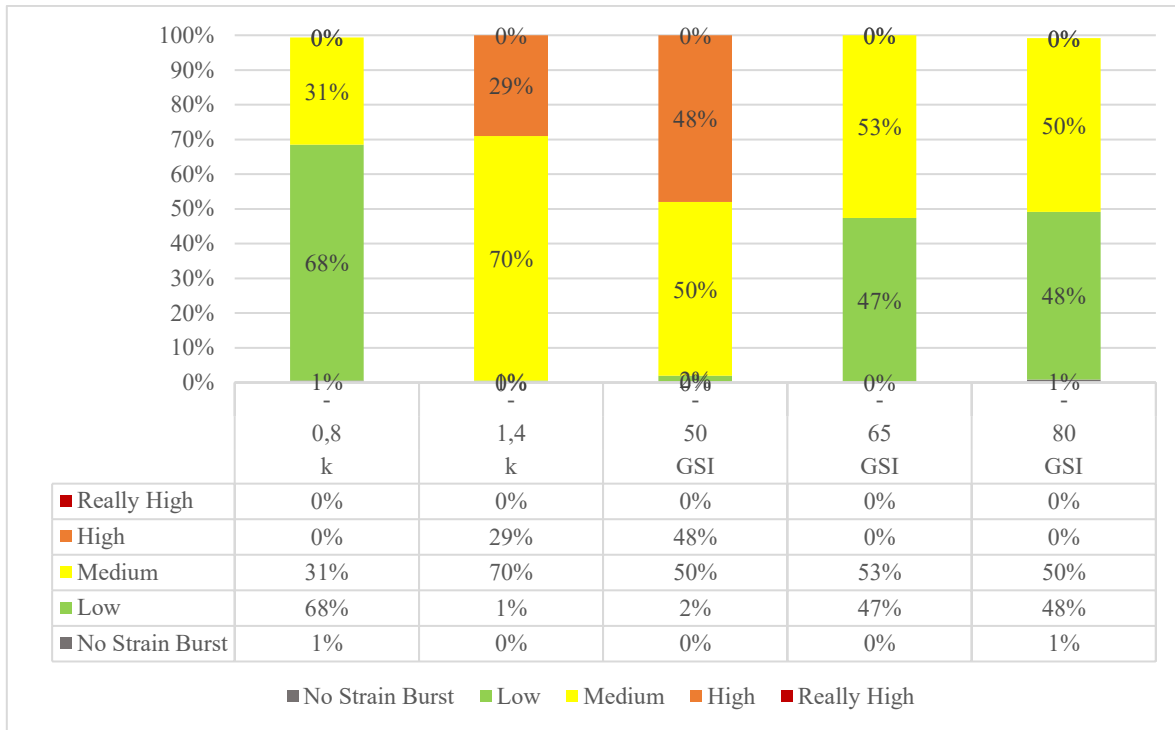


Figura 7.5: Distribución porcentual del Peligro (Variables Geomecánicas).

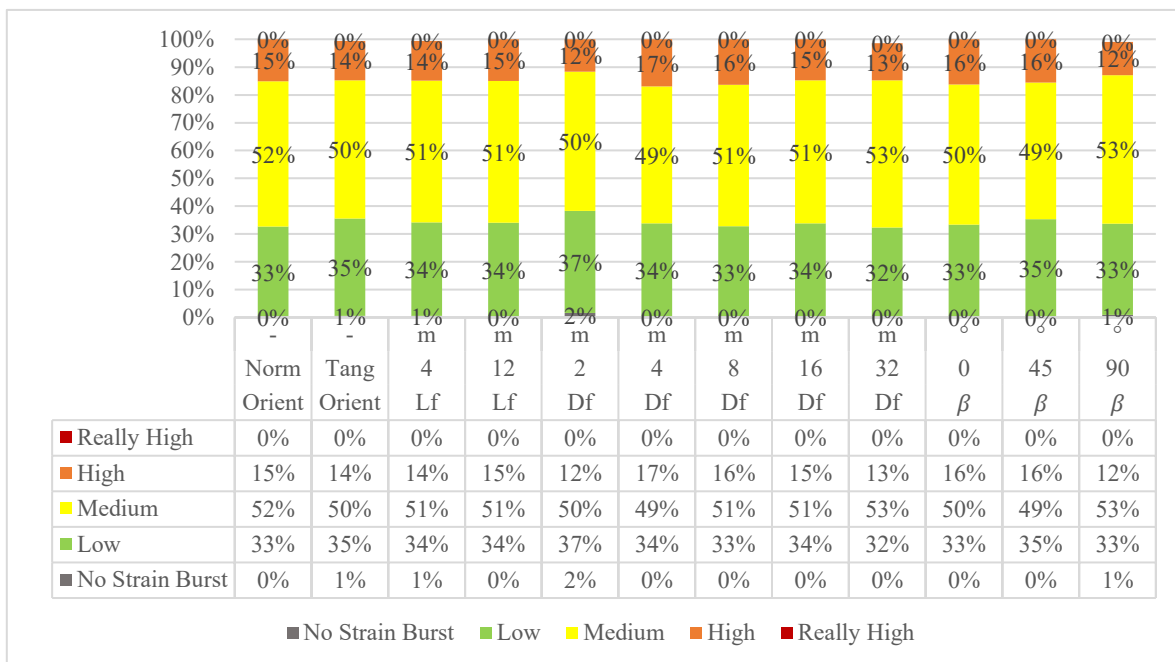


Figura 7.6: Distribución porcentual del Peligro (Variables Geométricas).



7.1.1 Sensibilización Estructura Geológica

i. Largo Estructura geológica

Al evaluar la influencia del largo de la estructura geológica en la respuesta energética asociada a la generación de estallidos de roca, se consideraron dos configuraciones geométricas: una estructura geológica de longitud $2r$ y una de $6r$, esta última utilizada como aproximación práctica a una estructura geológica “infinita” en el contexto del dominio analizado. Los resultados mostraron que, al pasar desde $2r$ a $6r$, las categorías de intensidad del evento, la susceptibilidad de ocurrencia y el peligro (ver Figura 7.2, Figura 7.4 y Figura 7.6) la aumentaron solo de manera marginal, con diferencias pequeñas y, en términos prácticos, casi despreciables. Este comportamiento sugiere una saturación del efecto del largo: una vez que la estructura geológica excede el tamaño de la zona donde el túnel perturba significativamente el campo de esfuerzos/deformaciones, agregar más longitud a la estructura geológica no modifica sustancialmente el nivel de concentración y liberación de energía en el contorno del túnel.

A continuación, se adjunta Figura 7.7, que muestra un ejemplo representativo en términos de desplazamientos, evidenciando las diferencias en la respuesta del modelo numérico asociadas al largo de la estructura geológica.

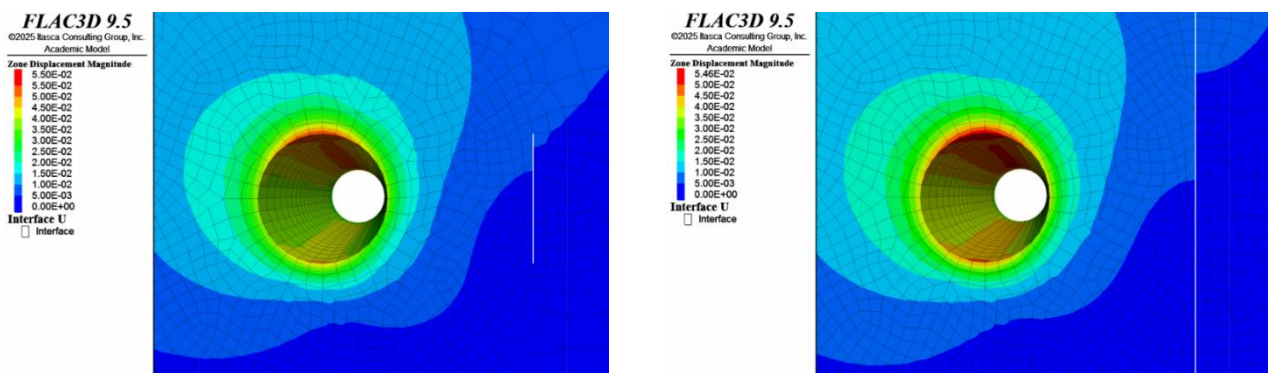


Figura 7.7: Ejemplo de la respuesta del modelo numérico en términos de desplazamientos al variar el largo de la estructura geológica.

ii. Ángulo de Buzamiento Estructura geológica

Al analizar el ángulo de buzamiento de la estructura geológica (0° , 45° y 90°), se observa una respuesta diferenciada en la distribución porcentual del peligro, evidenciando que la orientación controla el grado de acoplamiento mecánico entre el plano discontinuo y el contorno excavado. En particular, el caso 0° y 45° concentra la condición más desfavorable, desplazando la distribución hacia categorías de mayor severidad e incluso registrando una fracción en “High” ($\approx 16\%$). Esta tendencia puede interpretarse porque entre 0° y 45° la estructura presenta una geometría “oblicua” que favorece la intersección efectiva con el campo de esfuerzos inducido por la excavación, promoviendo un mayor desarrollo de esfuerzos cortantes a lo largo del plano y una interacción más eficiente entre deslizamiento/daño y liberación de energía. En contraste, para 90° el acoplamiento resulta más “geométricamente estable” o menos eficiente para movilizar mecanismos de corte dominantes cerca del contorno, por lo que el peligro se mantiene mayoritariamente en categorías bajas. ampliar la respuesta energética del contorno y aumentar la severidad del fenómeno.

A continuación, se adjunta la Figura 7.8, que muestra un ejemplo representativo en términos de desplazamientos, evidenciando las diferencias en la respuesta del modelo numérico asociadas al ángulo de buzamiento de la estructura geológica.

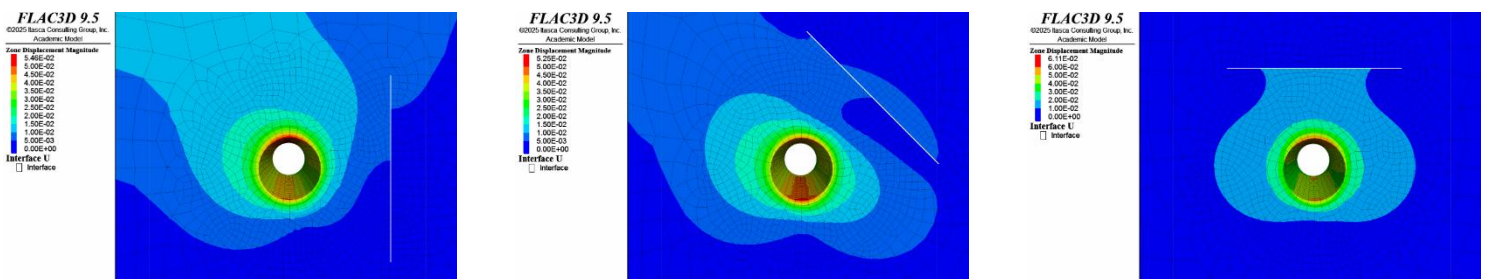


Figura 7.8: Ejemplo de la respuesta del modelo numérico en términos de desplazamientos al variar el ángulo de buzamiento de la estructura geológica.



iii. Distancia Estructura geológica

Al analizar la distancia entre la estructura geológica y el contorno del túnel, se observa un comportamiento no lineal. Cuando la estructura geológica se ubica muy cercana al borde (del orden de r), la excavación y la estructura geológica interactúan fuertemente y el sistema tiende a redistribuir/compartir la energía entre el contorno del túnel y el plano discontinuo, actuando este acoplamiento como un “amortiguador” local que evita que la respuesta energética se concentre únicamente en un solo elemento.

Al aumentar la distancia y superar ese umbral de interacción directa, (ver Figura 7.2, Figura 7.4 y Figura 7.6) la intensidad del evento, la susceptibilidad de ocurrencia y el peligro crecen hasta alcanzar un máximo (punto peak), interpretado como la condición donde la estructura geológica aún influye en la redistribución de esfuerzos, pero ya no está lo suficientemente cerca como para “absorber” parte de la respuesta del túnel; en esa zona se favorece una mayor acumulación/liberación de energía en el contorno.

Finalmente, al alejarse aún más, la influencia de la estructura geológica se atenúa progresivamente y el macizo comienza a comportarse como un caso sin estructura geológica, es decir, a distancias suficientemente grandes la presencia de la estructura geológica resulta prácticamente indiferente.

A continuación, se adjunta la Figura 7.9, que muestra un ejemplo representativo en términos de desplazamientos, evidenciando de manera cualitativa las diferencias en la respuesta del modelo numérico asociadas a la distancia de la estructura geológica respecto al borde del túnel.

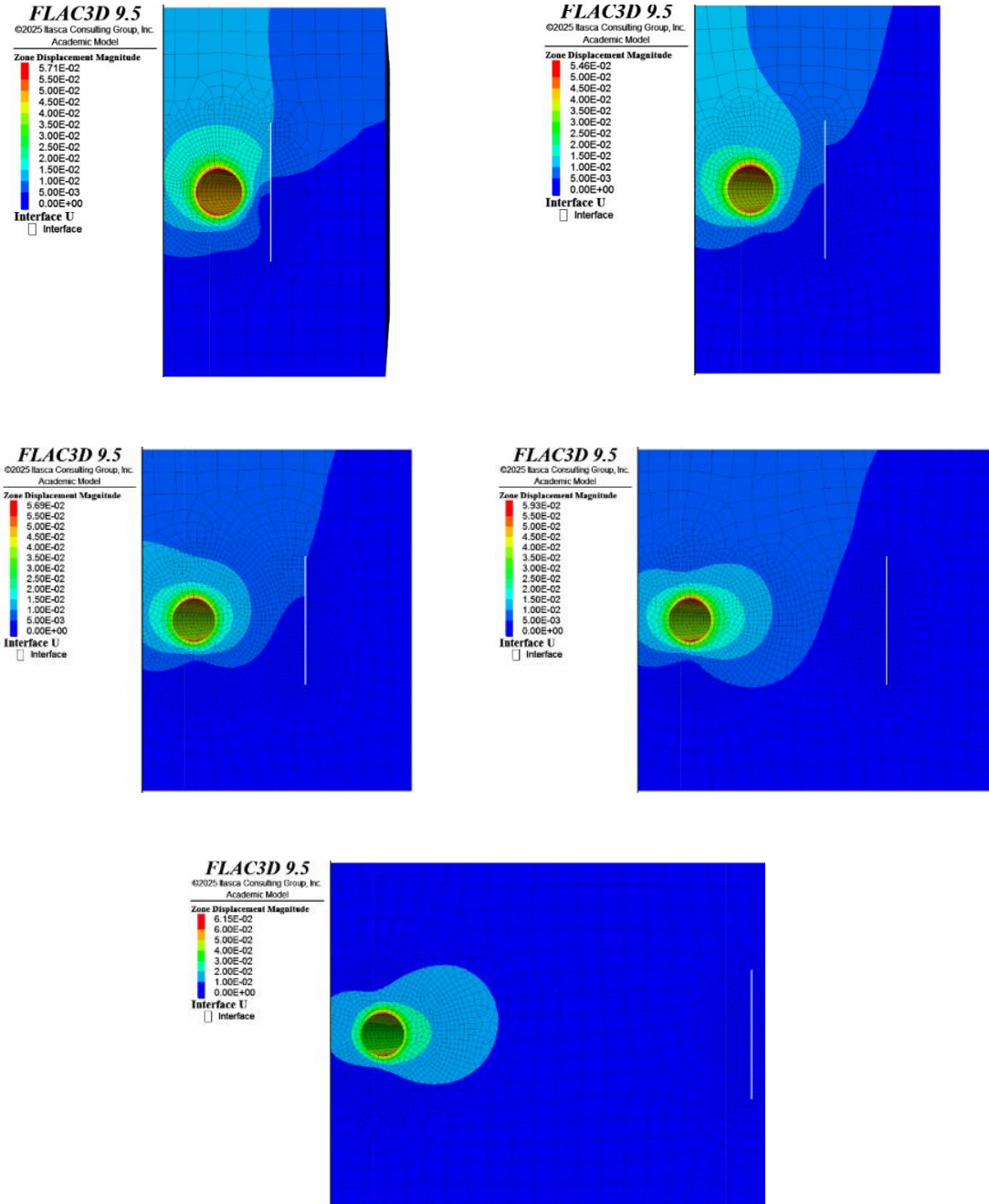


Figura 7.9: Ejemplo de la respuesta del modelo numérico en términos de desplazamientos al variar la distancia de la estructura geológica con respecto al borde del túnel.



iv. Orientación Estructura geológica

Se realizaron simulaciones considerando estructuras geológicas normales y tangenciales respecto al contorno del túnel. En términos generales, bajo condiciones equivalentes, la estructura geológica normal presenta valores superiores de Intensidad del evento y susceptibilidad de ocurrencia en comparación con las configuraciones tangenciales. Este comportamiento es consistente con que una estructura geológica normal intercepta directamente la zona de mayor redistribución de esfuerzos inducida por la excavación, favoreciendo la localización de deformaciones y una mayor liberación de energía en el contorno.

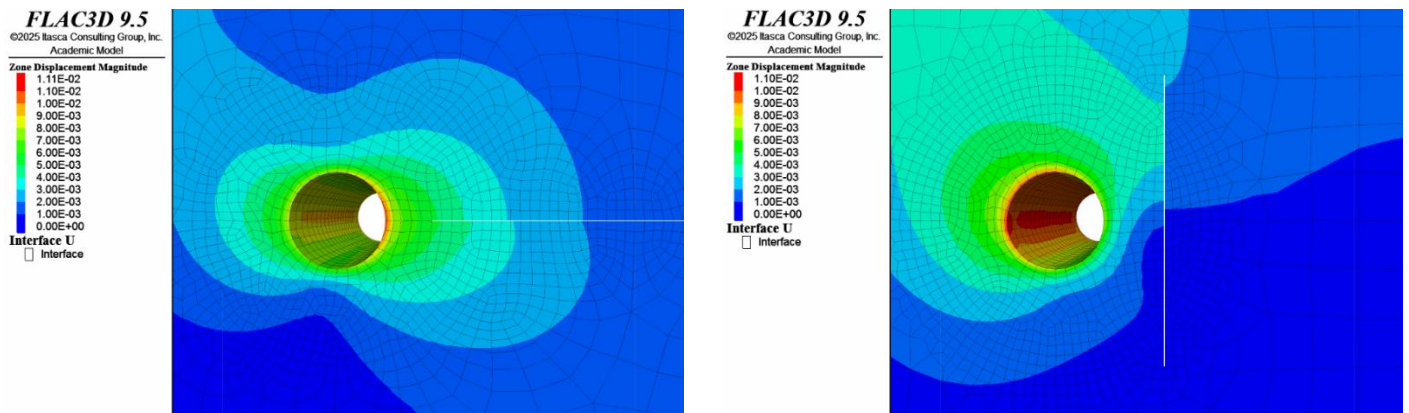


Figura 7.10: Ejemplo diferencia de Orientación Normal y Tangencial en simulación numérica.

7.1.2 Sensibilización Parámetros Geomecánicos

i. Estados de esfuerzo in situ K

Se realizaron simulaciones para dos estados de esfuerzos in situ, definidos por el cociente $k=1.4$ y $k=0.8$. Manteniendo constantes las condiciones geomecánicas del macizo y la geometría de la estructura geológica, se observó sistemáticamente que los casos con $k=1.4$ presentan categorías mayores para la ocurrencia de susceptibilidad, intensidad y peligro respecto de $k=0.8$ (ver Figura 7.1, Figura 7.3 y Figura 7.5). Este resultado es consistente con



que un mayor esfuerzo horizontal relativo incrementa la magnitud de los esfuerzos desviadores y la concentración de esfuerzos inducida por la excavación en el contorno del túnel, elevando la energía elástica almacenada en la zona cercana a la excavación. En consecuencia, al activarse mecanismos de daño/plasticidad o interacción con la estructura geológica, existe un mayor potencial de liberación de energía, lo que se refleja en mayores valores de LERR y en una respuesta dinámica más intensa capturada por W_k .

ii. Geological Strength Index GSI

Se realizaron simulaciones para valores de GSI = 50, 65 y 80, manteniendo constantes las demás condiciones geomecánicas y geométricas. Los resultados muestran que, al aumentar el GSI, se presentan categorías menores para la ocurrencia de susceptibilidad, intensidad y peligro respecto de $k=0.8$ (ver Figura 7.1, Figura 7.3 y Figura 7.5), lo que puede parecer contrario a la idea general de que los estallidos de roca se asocian a macizos más competentes. Sin embargo, esta tendencia es coherente desde el punto de vista numérico: al incrementarse el GSI, la roca se vuelve más rígida y frágil, reduciendo su capacidad de deformación antes del colapso y, por tanto, liberando la energía de forma más localizada y menos acumulada en el volumen modelado.

En cambio, los macizos con GSI medio o bajo presentan un mayor desarrollo plástico previo a la falla, lo que permite acumular más energía elástica total en el sistema antes de su liberación, elevando los valores de LERR y W_k obtenidos en la simulación. En términos prácticos, esto indica que un alto GSI favorece la posibilidad de un estallido violento (por la naturaleza frágil del colapso), pero en el modelo energético empleado, la energía liberable cuantificada tiende a reducirse porque el macizo más competente disipa menos energía plástica antes de la rotura.



7.2 ANÁLISIS MACHINE LEARNING

7.2.1 Parámetros Adimensionales

En el marco del desarrollo de modelos físicos a escala, se definieron y evaluaron numerosos números adimensionales a partir de las variables geométricas, tensionales y resistentes que controlan el problema túnel–estructura geológica y su respuesta energética. En consecuencia, la definición de estos parámetros constituye la base para diseñar ensayos físicos que sean representativos, interpretables y extrapolables al caso real con criterios de escala bien definidos.

En el capítulo siguiente se presentan los modelos obtenidos mediante regresión simbólica, técnica que permite identificar y ajustar expresiones analíticas que describen de forma compacta la relación entre la variable objetivo y el conjunto de números adimensionales definidos en este estudio. En particular, se muestran las combinaciones de estos parámetros que entregan el mejor desempeño de ajuste dentro del espacio de búsqueda, así como las ecuaciones resultantes y su capacidad para reproducir las tendencias observadas en los datos. De este modo, el capítulo permite visualizar qué grupos adimensionales concentran mayor poder explicativo y cómo se organizan en modelos interpretables, facilitando el análisis de sensibilidad y la comprensión física de las relaciones dominantes del problema.

7.2.2 Resultados Orientación Normal

i. Tasa de Liberación de Energía Localizada LERR [Kj/m^3]

La Figura 7.11 presenta la comparación entre el LERR real y el LERR predicho por el Algoritmo Random Forest, en formato “predicción vs realidad”. La línea discontinua representa el comportamiento ideal $y=x$, es decir, una predicción perfecta. Se observa que los puntos se distribuyen muy cercanos a dicha línea, evidenciando que el modelo reproduce con alta fidelidad la respuesta del sistema en el rango evaluado, sin sesgos notorios por sobre- o subestimación.

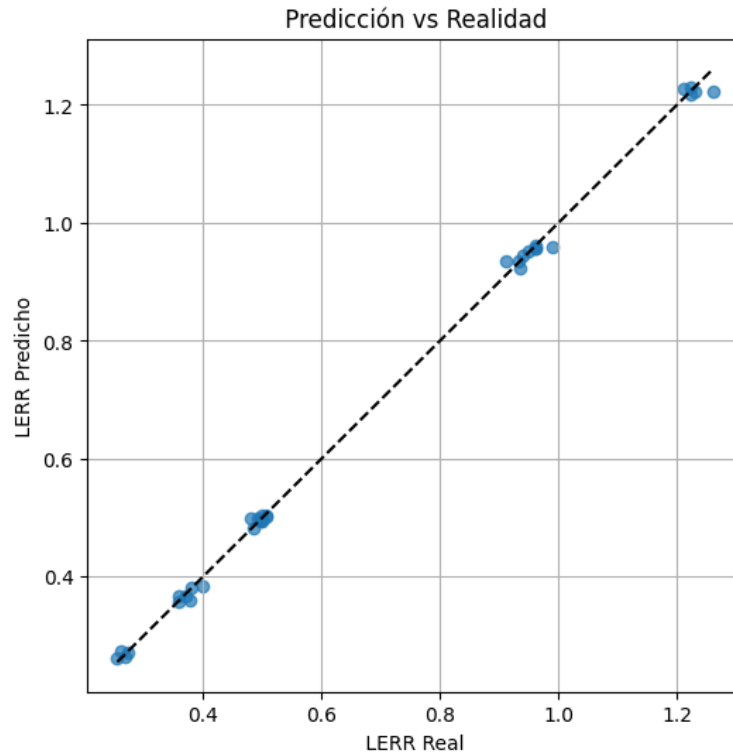


Figura 7.11: Gráfico Predicción vs Realidad basado en el algoritmo Random Forest para el parámetro LERR con la estructura geológica en orientación normal.

En términos cuantitativos, el desempeño obtenido es consistente con esta observación: el coeficiente de correlación $R^2=0,9986$ indica una asociación prácticamente lineal entre valores reales y predichos, mientras que el error cuadrático medio ($RMSE = 0,0124$) refleja una dispersión muy baja de las predicciones respecto de los valores reales. Dado que la variable fue trabajada en forma normalizada, este RMSE corresponde a un error típico reducido en unidades adimensionales, lo que respalda el uso del modelo como aproximador no lineal multivariado para la estimación de LERR a partir de las variables de entrada del problema.

Por otro lado, la regresión simbólica se aplicó con el objetivo de obtener una representación explícita y analítica de la relación no lineal entre los números adimensionales de entrada y la variable objetivo (LERR normalizado). A diferencia de modelos tipo “caja negra”, este



enfoque entrega directamente una expresión cerrada que permite interpretar dependencias y realizar evaluaciones paramétricas sin necesidad de reentrenar el modelo.

La mejor expresión obtenida por PySR para aproximar el LERR normalizado fue:

$$\hat{y} = (\Pi1 * \Pi6) \sqrt{\left(\Pi1 + \frac{\sqrt{\Pi7}}{\Pi4}\right) \cdot \left(\frac{0.327 \cdot \Pi3}{\Pi4 - 44.357} - 0.020\right)}$$

Ec. (27)

Donde:

- \hat{y} : valor predicho de LERR normalizado $LERR/E$
- $\Pi1$: Estados de esfuerzo in situ K
- $\Pi3$: m_i (Hoek & Brown)
- $\Pi4$: Geological Strength Index GSI
- $\Pi6$: UCS/σ_v
- $\Pi7$: D_f/R

La Figura 7.12 muestra la comparación entre valores reales y predichos. Se aprecia un alineamiento estrecho de los puntos respecto de la tendencia $y = \hat{y}$, indicando un ajuste de alta calidad y sin desviaciones sistemáticas evidentes en el rango evaluado.

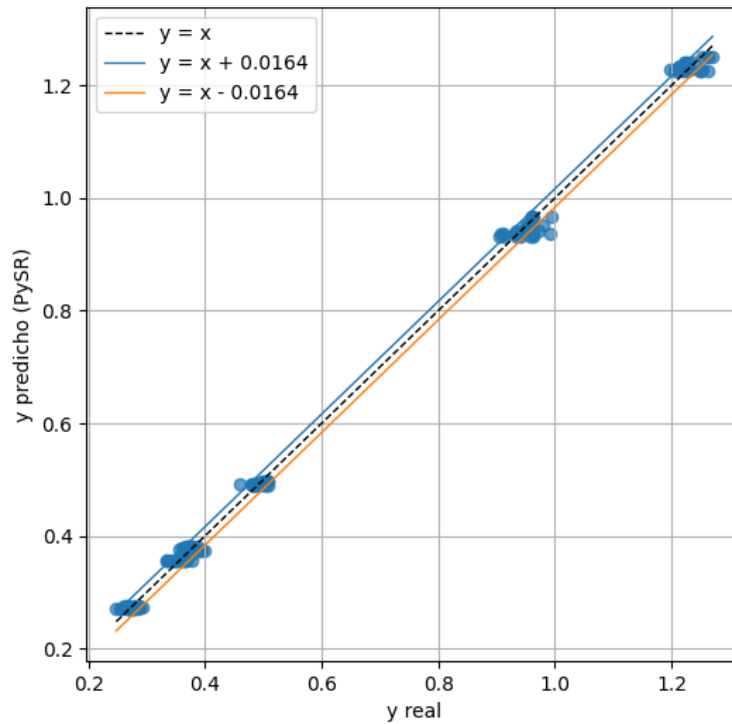


Figura 7.12: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional LERR.

Adicionalmente, se incorpora una banda de tolerancia $\pm RMSE_{test}(0.0164)$, la cual representa el error cuadrático medio en el conjunto de prueba y se utiliza como referencia para visualizar el margen típico de error esperado de las predicciones del modelo. Finalmente, el coeficiente de determinación obtenido para la ecuación final entregada por la regresión simbólica (PySR), evaluada sobre todo el conjunto de datos, es $R^2 = 0,9985$, lo que confirma el alto poder explicativo de la fórmula propuesta.

ii. Máxima Energía Cinética W_k [Kj/m²]

La Figura 7.13 presenta la comparación entre el W_k real y el W_k predicho por el algoritmo Random Forest, en formato “predicción vs realidad”. La línea discontinua representa el comportamiento ideal $y=x$, es decir, una predicción perfecta. Se observa que la mayor parte de los puntos se distribuye cercana a dicha línea, lo que indica que el modelo reproduce de manera adecuada la tendencia global del sistema y entrega estimaciones consistentes en el rango evaluado, aunque con una dispersión ligeramente mayor en los valores más altos.

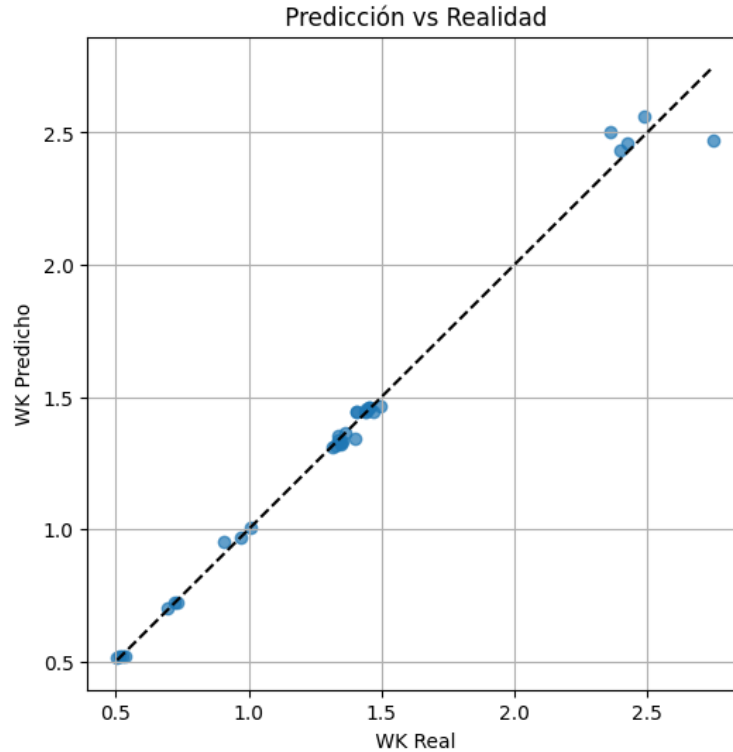


Figura 7.13: Gráfico Predicción vs Realidad basado en el algoritmo Random Forest para el parámetro W_k con la estructura geológica en orientación normal.

En términos cuantitativos, el desempeño obtenido es coherente con esta observación: el coeficiente de correlación $R=0,989$ evidencia una asociación alta entre valores reales y predichos, indicando que el modelo explica aproximadamente el 99% de la variabilidad observada en los datos, mientras que el $RMSE = 0,059$ refleja una dispersión acotada de las predicciones respecto de los valores reales. Dado que la variable fue trabajada en forma normalizada, este RMSE corresponde a un error típico reducido en unidades adimensionales.

Finalmente, se presenta la mejor expresión obtenida por PySR para aproximar el W_k normalizado:

$$\hat{y} = \Pi 1 \cdot \exp\left(\left(115.095 - \frac{0.433}{\Pi 8 - 1.601}\right) \cdot \frac{1}{\Pi 4} - 1.829\right)$$

Ec. (28)



Donde:

- \hat{y} : Valor predicho de W_K normalizado $\frac{W_K}{E \cdot r}$
- Π_1 : Estados de esfuerzo in situ K
- Π_4 : Geological Strength Index GSI
- Π_8 : L_f / D_f

La Figura 7.14 muestra la comparación entre valores reales y predichos. Se aprecia un alineamiento estrecho de los puntos respecto de la tendencia $y = \hat{y}$, indicando un ajuste de alta calidad y sin desviaciones sistemáticas evidentes en el rango evaluado.

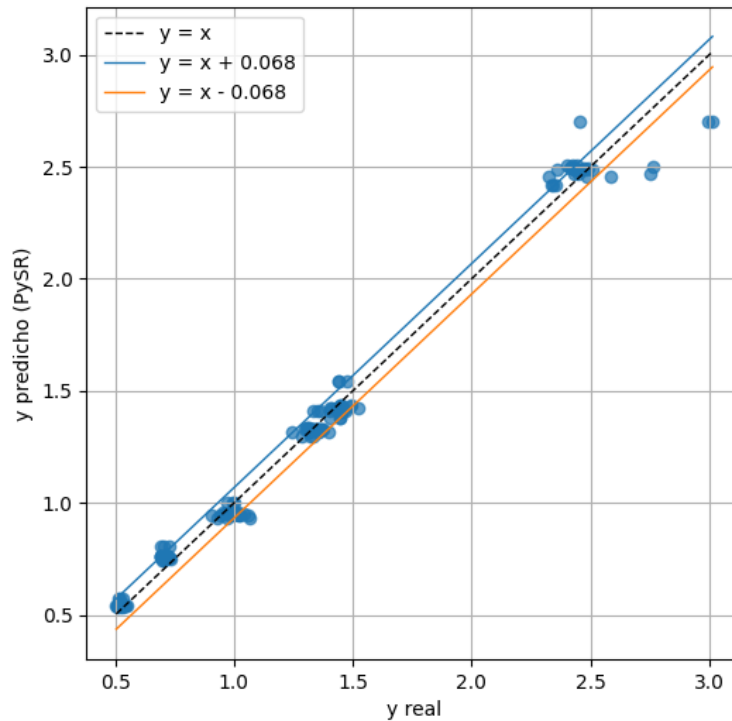


Figura 7.14: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional W_k .

Adicionalmente, se incorpora una banda de tolerancia $\pm RMSE_{test}(0.068)$, la cual representa el error cuadrático medio en el conjunto de prueba y se utiliza como referencia para visualizar el margen típico de error esperado de las predicciones del modelo. Finalmente, el coeficiente



de determinación obtenido para la ecuación final entregada por la regresión simbólica (PySR), evaluada sobre todo el conjunto de datos, es $R^2 = 0.9881$, lo que confirma el alto potencial explicativo de la fórmula propuesta.

iii. Radio Plástico R_p/R_e [-]

La Figura 7.15 presenta la comparación entre el R_p/R_e real y el R_p/R_e predicho por el algoritmo Random Forest, en formato “predicción vs realidad”. La línea discontinua representa el comportamiento ideal $y=x$, es decir, una predicción perfecta. Se observa que la mayor parte de los puntos se distribuye cercana a dicha línea, lo que indica que el modelo reproduce de manera adecuada la tendencia global del sistema y entrega estimaciones consistentes en el rango evaluado, aunque con una dispersión ligeramente mayor en los valores más altos.

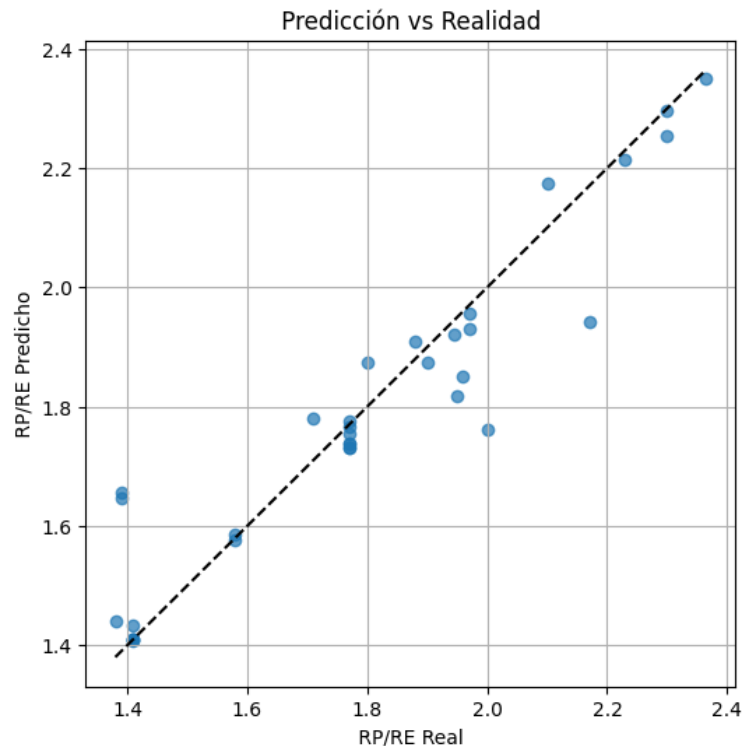


Figura 7.15: Gráfico Predicción vs Realidad basado en el algoritmo Random Forest para el parámetro R_p/R_e con la estructura geológica en orientación normal.



En términos cuantitativos, el desempeño obtenido es coherente con esta observación: el coeficiente de correlación $R=0,8900$ evidencia una asociación alta entre valores reales y predichos, indicando que el modelo explica aproximadamente el 89% de la variabilidad observada en los datos, mientras que el $RMSE = 0,0965$ refleja una dispersión acotada de las predicciones respecto de los valores reales. Dado que la variable fue trabajada en forma normalizada, este RMSE corresponde a un error típico reducido en unidades adimensionales.

Finalmente, se presenta la mejor expresión obtenida por PySR para aproximar el R_p/R_e normalizado:

$$\hat{y} = \Pi 1 \cdot \left(\frac{67.233}{\Pi 4} + \frac{\Pi 8}{7.556 \cdot (47.439 - \Pi 5)} + \Pi 2 \right) - \Pi 1 + 1.404$$

Ec. (29)

Donde:

- \hat{y} : Valor predicho de R_p/R_e normalizado
- $\Pi 1$: Estados de esfuerzo in situ K
- $\Pi 2$: Coeficiente de Poisson ν
- $\Pi 4$: Geological Strength Index GSI
- $\Pi 5$: β [°]
- $\Pi 8$: L_f / D_f

La Figura 7.16 muestra la comparación entre valores reales y predichos. Se aprecia un alineamiento estrecho de los puntos respecto de la tendencia $y = \hat{y}$, indicando un ajuste de alta calidad y sin desviaciones sistemáticas evidentes en el rango evaluado.

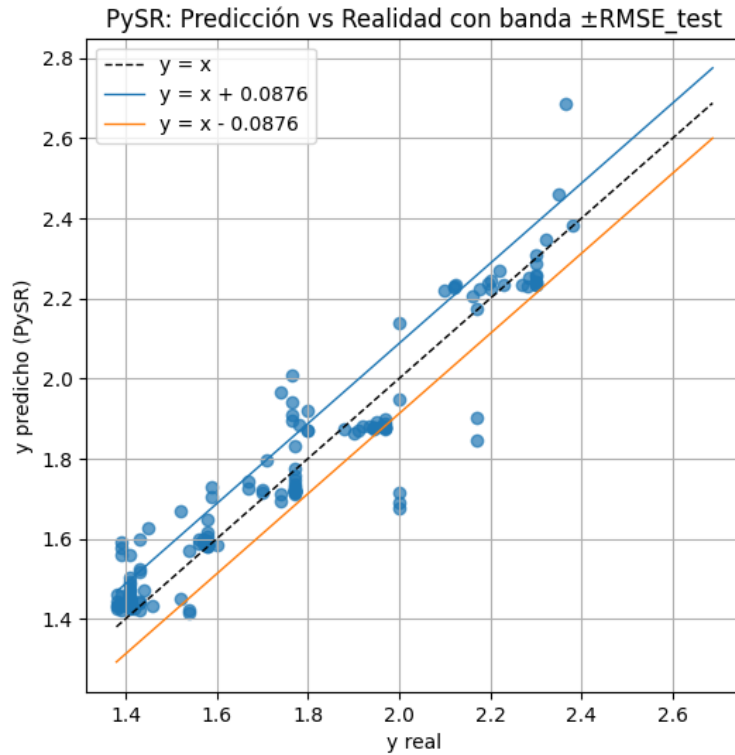


Figura 7.16: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional R_p/R_e .

Adicionalmente, se incorpora una banda de tolerancia $\pm RMSE_{test}(0.088)$, la cual representa el error cuadrático medio en el conjunto de prueba y se utiliza como referencia para visualizar el margen típico de error esperado de las predicciones del modelo. Finalmente, el coeficiente de determinación obtenido para la ecuación final entregada por la regresión simbólica (PySR), evaluada sobre todo el conjunto de datos, es $R^2 = 0.907$, lo que confirma el alto poder explicativo de la fórmula propuesta.

7.2.3 Resultados Orientación Tangencial

A raíz de la similitud observada en la tendencia del comportamiento de los resultados, se desarrollaron tres modelos predictivos independientes para las variables LERR, W_k y R_p/R_e , considerando ambas configuraciones de estructura geológica (estructura geológica normal y estructura geológica tangencial) y evaluando la variación de las constantes del ajuste. Con el fin de verificar el desempeño del modelo adaptado, se reporta el coeficiente de determinación



(R²) asociado a la ecuación final obtenida mediante regresión simbólica, y se actualiza en cada caso la banda de error en la fórmula, definida a partir del RMSE del conjunto de prueba, como referencia del error típico esperado en las predicciones.

i. Tasa de Liberación de Energía Localizada LERR [Kj/m³]

A continuación, se presenta la ecuación obtenida mediante regresión simbólica (PySR) para estimar el adimensional LERR. La expresión corresponde originalmente al caso de estructura geológica normal a la superficie del túnel; sin embargo, en esta instancia se reporta con sus constantes recalibradas para adaptarse a los valores simulados del escenario con estructura geológica de orientación tangencial, manteniendo la misma estructura funcional del modelo.

$$\hat{y} = (\Pi 1 * \Pi 6) \sqrt{\left(\Pi 1 + \frac{\sqrt{\Pi 7}}{\Pi 4}\right) \cdot \left(\frac{0.287 \cdot \Pi 3}{\Pi 4 - 44.641} - 0.012\right)}$$

Ec. (30)

Donde:

- \hat{y} : valor predicho de LERR normalizado $LERR/E$
- $\Pi 1$: Estados de esfuerzo in situ K
- $\Pi 3$: m_i (Hoek & Brown)
- $\Pi 4$: Geological Strength Index GSI
- $\Pi 6$: UCS/σ_v
- $\Pi 7$: D_f/R

En la Figura 7.17 se presenta la comparación entre los valores reales y predichos del adimensional LERR. Se observa una alta concordancia entre ambos, con los puntos distribuidos muy próximos a la recta de referencia ($y=x$), lo que evidencia un buen desempeño predictivo del modelo y ausencia de desviaciones sistemáticas relevantes en el rango evaluado.

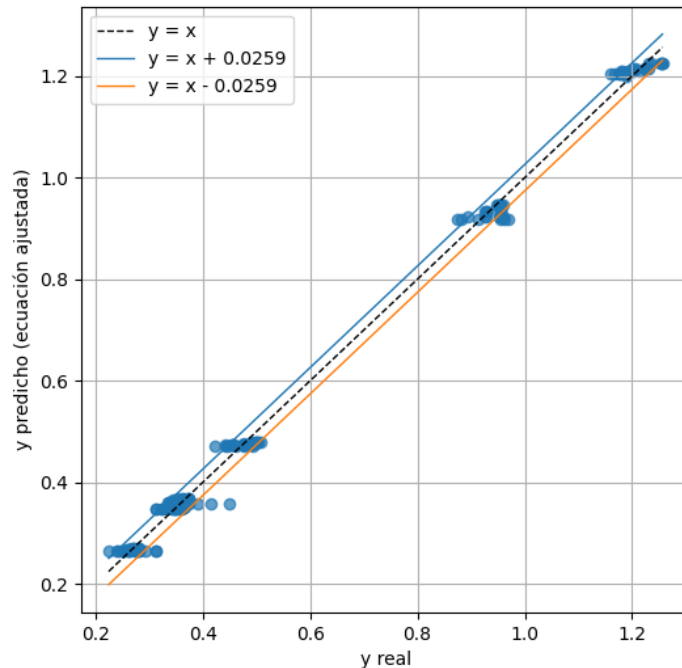


Figura 7.17: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional LERR con valores ajustados.

Adicionalmente, se incorpora una banda de tolerancia $\pm RMSE_{test}(0.0259)$, la cual representa el error cuadrático medio en el conjunto de prueba y se utiliza como referencia para visualizar el margen típico de error esperado de las predicciones del modelo. Finalmente, el coeficiente de determinación obtenido para la ecuación final entregada por la regresión simbólica (PySR), evaluada sobre todo el conjunto de datos, es $R^2 = 0,994$, lo que confirma el alto poder explicativo de la fórmula propuesta.

ii. Máxima Energía Cinética W_k [Kj/m²]

A continuación, se presenta la ecuación obtenida mediante regresión simbólica (PySR) para estimar el adimensional W_k . La expresión corresponde originalmente al caso de estructura geológica normal a la superficie del túnel; sin embargo, en esta instancia se reporta con sus constantes recalibradas para adaptarse a los valores simulados del escenario con estructura geológica de orientación tangencial, manteniendo la misma estructura funcional del modelo.



$$\hat{y} = \Pi 1 \cdot \exp\left(\left(116.334 - \frac{0.292}{\Pi 8 - 1.811}\right) \cdot \frac{1}{\Pi 4} - 1.878\right)$$

Ec. (31)

Donde:

- \hat{y} : Valor predicho de W_K normalizado $\frac{W_k}{E \cdot r}$
- $\Pi 1$: Estados de esfuerzo in situ K
- $\Pi 4$: Geological Strength Index GSI
- $\Pi 8$: L_f / D_f

En la Figura 7.18 se presenta la comparación entre los valores reales y predichos del adimensional W_K . Se observa una alta concordancia entre ambos, con los puntos distribuidos muy próximos a la recta de referencia ($y=x$), lo que evidencia un buen desempeño predictivo del modelo y ausencia de desviaciones sistemáticas relevantes en el rango evaluado.

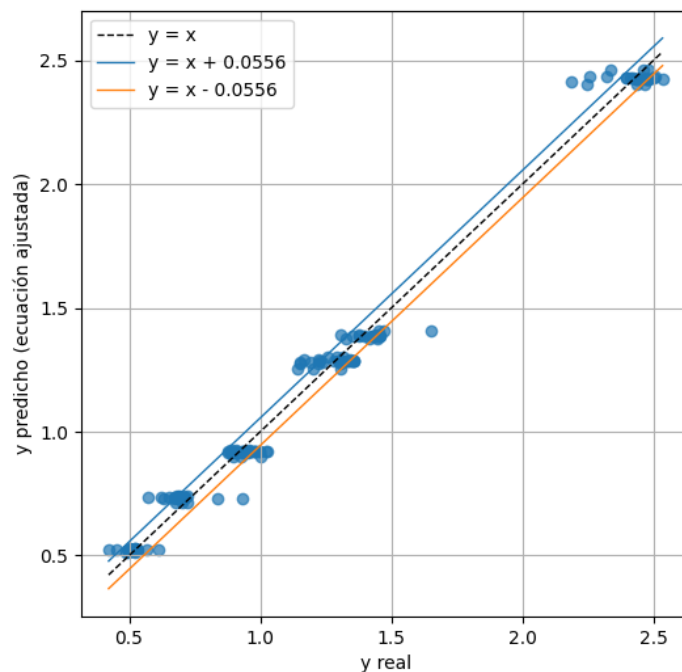


Figura 7.18: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional W_K con valores ajustados.



Adicionalmente, se incorpora una banda de tolerancia $\pm RMSE_{test}(0.056)$, la cual representa el error cuadrático medio en el conjunto de prueba y se utiliza como referencia para visualizar el margen típico de error esperado de las predicciones del modelo. Finalmente, el coeficiente de determinación obtenido para la ecuación final entregada por la regresión simbólica (PySR), evaluada sobre todo el conjunto de datos, es $R^2 = 0,992$, lo que confirma el alto poder explicativo de la fórmula propuesta.

iii. Radio Plástico R_p/R_e [-]

A continuación, se presenta la ecuación obtenida mediante regresión simbólica (PySR) para estimar el adimensional R_p/R_e . La expresión corresponde originalmente al caso de estructura geológica normal a la superficie del túnel; sin embargo, en esta instancia se reporta con sus constantes recalibradas para adaptarse a los valores simulados del escenario con estructura geológica de orientación tangencial, manteniendo la misma estructura funcional del modelo.

$$\hat{y} = \Pi 1 \cdot \left(\frac{78.540}{\Pi 4} + \frac{\Pi 8}{2036.726 \cdot (32.817 - \Pi 5)} + \Pi 2 \right) - \Pi 1 + 1.240$$

Ec. (32)

Donde:

- \hat{y} : Valor predicho de R_p/R_e normalizado
- $\Pi 1$: Estados de esfuerzo in situ K
- $\Pi 2$: Coeficiente de Poisson ν
- $\Pi 4$: Geological Strength Index GSI
- $\Pi 5$: β [°]
- $\Pi 8$: L_f / D_f

En la Figura 7.17 se presenta la comparación entre los valores reales y predichos del adimensional R_p/R_e . Se observa una alta concordancia entre ambos, con los puntos distribuidos muy próximos a la recta de referencia ($y=x$), lo que evidencia un buen



desempeño predictivo del modelo y ausencia de desviaciones sistemáticas relevantes en el rango evaluado.

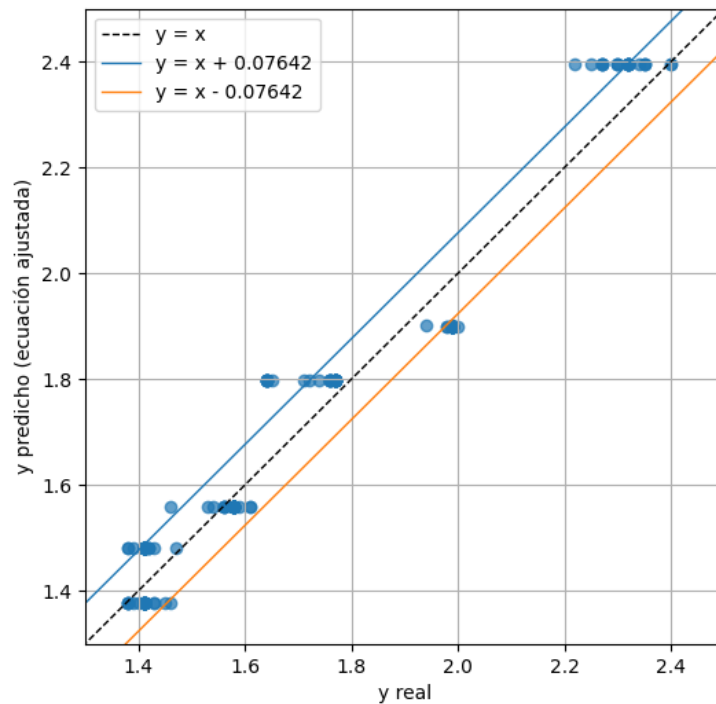


Figura 7.19: Comparación entre valores reales y predichos del adimensional R_p/R_c con valores ajustados.

Adicionalmente, se incorpora una banda de tolerancia $\pm RMSE_{test}(0.076)$, la cual representa el error cuadrático medio en el conjunto de prueba y se utiliza como referencia para visualizar el margen típico de error esperado de las predicciones del modelo. Finalmente, el coeficiente de determinación obtenido para la ecuación final entregada por la regresión simbólica (PySR), evaluada sobre todo el conjunto de datos, es $R^2 = 0.829$, lo que confirma el alto poder explicativo de la fórmula propuesta.



8 DISCUSIÓN

A partir del análisis estadístico, se observa que la geometría y la interacción túnel–estructura geológica controlan la respuesta de forma no lineal: (1) el largo muestra un efecto de “saturación” (pasar de 2R a 6R aporta cambios marginales); (2) el ángulo de buzamiento presenta mayores niveles entre 0° y 45°; (3) la distancia exhibe una respuesta tipo “peak” (cercano puede amortiguar por acoplamiento, luego aparece un máximo y finalmente la influencia se atenúa hasta parecer un caso sin estructura geológica); y (4) la orientación normal tiende a generar categorías de peligro superiores a la tangencial bajo condiciones equivalentes. En el plano geomecánico, un mayor k aumenta sistemáticamente la susceptibilidad de ocurrencia, la intensidad del evento y el peligro por mayor concentración de esfuerzos alrededor de la excavación, mientras que al aumentar GSI se observa una tendencia decreciente en el marco del modelo numérico empleado.

La robustez del enfoque se sustenta, además, en la etapa de calibración 2D previa. En la presente investigación, la validación del método 2D se construye reproduciendo casos de referencia reportados en la literatura para distintas litologías y comparando las categorías de peligro obtenidas con las reportadas por diversos autores, lo que entrega consistencia de base para extrapolar el análisis hacia configuraciones con estructura geológica explícita.

En las ecuaciones obtenidas mediante regresión simbólica, la respuesta del sistema queda expresada en función de un conjunto acotado de variables adimensionales que concentran la información geomecánica del macizo y la geometría relativa de la estructura geológica. En particular, se emplea Π_1 , asociado a la relación de esfuerzos (k), como descriptor del estado tensional in situ que gobierna la magnitud de concentración de esfuerzos alrededor de la excavación y, por extensión, la energía disponible para ser liberada. Complementariamente, Π_4 representa el GSI, incorporando el efecto de la calidad del macizo en términos de rigidez/resistencia equivalente del entorno del túnel y su capacidad de disipar o confinar deformaciones. Además, Π_3 incorpora el parámetro m_i de Hoek–Brown, reflejando la influencia del tipo de roca y su respuesta resistente no lineal; mientras que Π_6 , definido como (UCS/σ_v) , actúa como una medida relativa de resistencia frente al nivel de carga impuesto



por el estado tensional. Finalmente, Π_2 corresponde al coeficiente de Poisson (ν), representando el acoplamiento deformacional lateral del macizo y su efecto en la redistribución de deformaciones en torno a la excavación. En conjunto, estos términos constituyen el núcleo geomecánico de las expresiones y explican gran parte de las variaciones sistemáticas observadas en LERR, W_k y R_p/R_e entre escenarios.

La influencia de la estructura geológica se incorpora a través de variables geométricas normalizadas por el radio del túnel, lo que permite comparar casos en forma consistente. En este sentido, $\Pi_7 = D_f/r$ incorpora la distancia relativa entre el túnel y la estructura geológica, parámetro que permite distinguir entre casos de fuerte acoplamiento (estructura geológica cercana) y casos donde la estructura geológica deja de condicionar la respuesta (distancias grandes). Adicionalmente, Π_5 corresponde al ángulo β° de la estructura geológica respecto de la horizontal, variable que controla la orientación del plano de debilidad y su alineamiento con las direcciones principales del campo tensional, influyendo en la facilidad de deslizamiento, apertura o concentración de deformaciones alrededor del contorno del túnel. Finalmente, $\Pi_8 = L_f/D_f$ resume el “alcance relativo” de la estructura geológica, combinando simultáneamente tamaño y proximidad; este cociente actúa como un indicador de interacción efectiva, ya que un mismo L_f puede tener impactos muy distintos dependiendo de su distancia al túnel.

Por otro lado, en la Ec. (34) se observa una indeterminación asociada al término (Π_4 -b) del denominador, dado que (Π_4) corresponde al GSI y el modelo fue evaluado únicamente para GSI = 50, 65 y 80. En particular, valores de GSI cercanos a las constantes ($b=44.357$) para orientación normal o ($b=44.641$) para orientación tangencial, harían que el denominador tienda a cero, generando respuestas numéricamente inestables y físicamente no representativas. Por lo anterior, la expresión debe emplearse solo dentro del dominio de validez del estudio, evitando su extrapolación hacia GSI cercanos a (b). Adicionalmente, desde un punto de vista geomecánico, el fenómeno de estallido de rocas se asocia típicamente a macizos competentes y de alta capacidad de almacenamiento de energía deformacional, condición más compatible con GSI altos; por ello, explorar o aplicar la formulación en rangos



bajos de GSI no solo incrementa el riesgo de singularidades matemáticas, sino que también reduce la relevancia del escenario respecto del mecanismo físico de interés.

En la Ec. (35) se observa una potencial indeterminación asociada al término $(\Pi 8-f)$ en el denominador del exponente. Sin embargo, dado que en esta investigación ($\Pi 8$) se construye a partir de longitudes discretas de discontinuidad $2R$ y $6R$ y distancias R , $2R$, $4R$, $8R$ y $16R$ con $R=2$ m, los valores de $\Pi 8$ no deben ser utilizados con los valores críticos ($f=1.601$) para la orientación normal y ($f=1.811$) para la orientación tangencial.

En la Ec. (36) se observa una potencial indeterminación asociada al término $(i-\Pi 5)$ en el denominador, el cual se encuentra multiplicado por la constante (h) dentro de la fracción principal. En este caso, dado que $(\Pi 5)$ corresponde al ángulo de fricción y en la presente investigación se trabaja con valores discretos de dicho parámetro, la fórmula no debe utilizarse para valores de $(\Pi 8)$ equivalentes a los valores críticos ($i=47.439$) para la orientación normal y ($i=32.817$) para la orientación tangencial, ya que ello haría tender el denominador a cero y produciría resultados numéricamente inestables y no representativos.

A modo de contrastar y respaldar los resultados de la presente investigación, se realizó una comparación con el estudio de referencia desarrollado por Manouchehrian y Cai (2018), quienes analizaron numéricamente la influencia de una estructura geológica débil cercana a una excavación subterránea sobre la ocurrencia y severidad de fenómenos de estallido de rocas. En dicho trabajo se implementaron simulaciones dinámicas en un modelo de túnel, desarrollando un análisis paramétrico en el que se evaluó el efecto de la distancia relativa, la longitud relativa y la orientación de la estructura geológica, utilizando como variables de respuesta la energía cinética liberada y la velocidad máxima de eyección. Sus resultados muestran que la geometría relativa entre túnel y falla ejerce un control determinante sobre la severidad del fenómeno, dando lugar a respuestas fuertemente no lineales y a configuraciones críticas bien definidas.

La principal coincidencia entre dicho estudio y la presente investigación se observa en la relación no lineal entre la distancia falla-túnel y la severidad de la respuesta. En ambos casos,



la estructura geológica no genera un efecto monotónico simple, sino que existen rangos de distancia en los cuales la interacción entre la excavación y la discontinuidad favorece una redistribución más crítica de esfuerzos y una mayor liberación de energía. Esta coincidencia es particularmente relevante, ya que valida una de las conclusiones centrales de esta tesis: la distancia relativa respecto del túnel no puede interpretarse como una variable de efecto lineal directo, sino que presenta umbrales y configuraciones geométricas que intensifican localmente la susceptibilidad al estallido.

Asimismo, ambos estudios coinciden en que, a mayor longitud o extensión efectiva de la estructura geológica, mayor es su influencia sobre la respuesta del macizo. Manouchehrian y Cai (2018) evidencian que estructuras más extensas producen efectos más severos en términos de energía cinética y eyección, lo cual es consistente con los resultados obtenidos en la presente investigación. No obstante, un aporte adicional de esta tesis es la identificación de un punto de saturación del efecto de la falla, a partir del cual el incremento de su longitud deja de traducirse en un aumento significativo de los indicadores analizados. Este resultado complementa y profundiza lo reportado en la literatura, ya que permite no solo confirmar la importancia de la longitud de la estructura, sino también acotar el rango a partir del cual su influencia tiende a estabilizarse.

En relación con la orientación de la estructura geológica, Manouchehrian y Cai (2018) identifican que la configuración más desfavorable corresponde a una inclinación cercana a 45° , lo que en términos generales resulta coherente con varias de las tendencias observadas en esta investigación. Sin embargo, esta comparación debe interpretarse con cautela. En el estudio de referencia, el análisis paramétrico se desarrolla modificando variables de manera más controlada e individual, manteniendo constantes otras condiciones del sistema. En cambio, en la presente investigación se evaluó un conjunto mucho más amplio de escenarios, considerando múltiples combinaciones entre orientación, distancia, longitud, relación de esfuerzos y calidad geomecánica del macizo rocoso. Por ello, aunque la inclinación de 45° efectivamente aparece como una configuración potencialmente crítica, los resultados de esta tesis muestran que su severidad no puede generalizarse de manera aislada, sino que depende también de las condiciones geomecánicas y tensionales del problema.



En este sentido, una diferencia sustancial entre ambos trabajos radica en el alcance del análisis paramétrico. Mientras Manouchehrian y Cai (2018) demuestran de forma clara que la geometría de la falla controla la respuesta dinámica del túnel, la presente investigación avanza un paso más al mostrar que dicho control geométrico está modulado por el estado de esfuerzos y por la calidad del macizo rocoso, lo que afecta de manera directa indicadores como LERR, energía cinética máxima en el contorno y radio de plasticidad normalizado. Así, la presente tesis no solo confirma tendencias previamente reportadas en la literatura, sino que además evidencia que la criticidad de una misma configuración geométrica puede variar sustancialmente al cambiar las condiciones geomecánicas del entorno.

En consecuencia, el estudio de Manouchehrian y Cai (2018) constituye un antecedente sólido que respalda conceptualmente los resultados obtenidos en esta investigación, especialmente en lo relativo al carácter no lineal del efecto de la distancia, a la mayor influencia de estructuras más extensas y a la existencia de orientaciones críticas. Sin embargo, los resultados de esta tesis amplían dicho marco interpretativo, al incorporar una exploración más integral de combinaciones geométricas y geomecánicas, permitiendo concluir que la respuesta frente al estallido de rocas en presencia de estructuras geológicas no depende únicamente de la geometría de la falla, sino de la interacción conjunta entre geometría, estado tensional y calidad del macizo rocoso.

Las principales limitaciones del modelo se asocian tanto a la idealización geométrica como a los supuestos inherentes al enfoque numérico–energético empleado. En primer lugar, la estructura geológica se representa mediante una geometría simplificada y un conjunto acotado de configuraciones (orientación, largo, ángulo de buzamiento y distancia), por lo que no se capturan completamente efectos de rugosidad, persistencia real, conectividad, variabilidad espacial de propiedades ni la posible interacción entre múltiples estructuras geológicas. Asimismo, la caracterización del macizo a través de parámetros globales como GSI y la relación de esfuerzos k constituye una aproximación equivalente que puede no reproducir la heterogeneidad local ni condiciones de anisotropía estructural. Finalmente, las ecuaciones derivadas mediante regresión simbólica son válidas dentro del dominio de entrenamiento de la base de simulaciones; su extrapolación a rangos de parámetros fuera de



los evaluados o a condiciones geológicas significativamente distintas debe realizarse con cautela, utilizándolas como aproximaciones de ingeniería y no como sustituto de una simulación explícita cuando el caso lo requiera.



9 CONCLUSIONES

En esta investigación se evaluó, a nivel conceptual y numérico, el efecto de una estructura geológica sobre la respuesta del sistema excavación–macizo, considerando su interacción con el campo de esfuerzos in situ y su influencia en la redistribución de tensiones, el desarrollo de daño y la liberación energética. Este enfoque permitió enmarcar el problema desde la geomecánica aplicada a minería subterránea, orientando el análisis hacia métricas de respuesta coherentes con fenómenos dinámicos.

Para la calibración y verificación del modelo numérico, se reprodujeron criterios y clasificaciones de peligro de estallido de rocas reportadas en la literatura, de modo de asegurar que los niveles de respuesta simulados fueran consistentes con rangos y tendencias reconocidas.

Posteriormente, se realizó un análisis paramétrico destinado a cuantificar la sensibilidad del sistema frente a variaciones controladas de (i) Parámetros geométricos de la estructura geológica y (ii) parámetros geomecánicos representativos del macizo y del estado tensional. Esta estrategia permitió identificar configuraciones críticas, tendencias no lineales y condiciones bajo las cuales la influencia estructural resulta dominante. En paralelo, se implementó un análisis dimensional para reorganizar estas variables en términos de números adimensionales, reduciendo la dependencia de unidades y facilitando la comparación entre escenarios. En conjunto, ambas etapas permitieron identificar configuraciones críticas y tendencias no lineales, además de estructurar de forma consistente el set de variables de entrada y salida utilizado en las fases posteriores de interpretación y modelación, delimitando explícitamente el dominio de validez de los resultados.

A continuación, se presentan los resultados obtenidos a partir de las simulaciones numéricas del sistema túnel–estructura geológica, considerando las dos orientaciones evaluadas (estructura geológica normal y tangencial a la superficie del túnel) y el conjunto de variaciones geométricas y geomecánicas definidas para el estudio. El foco del análisis es describir cómo dichas variaciones afectan las métricas de respuesta LERR, W_k y R_p/R_e , y



entregar expresiones explícitas mediante regresión simbólica, de modo de representar el comportamiento observado en las simulaciones y facilitar su uso posterior en evaluaciones paramétricas.

Con el fin de disponer de expresiones cerradas e interpretables, se presentan a continuación tres ecuaciones representativas (una por variable objetivo). Para facilitar la lectura, todas las constantes numéricas se reemplazan por letras, y luego se listan en una tabla.

A continuación, se observa la fórmula general para la estimación del LERR junto a la Tabla 9.1, la cual contiene el valor de las constantes para la orientación de la estructura geológica normal y tangencial respecto al borde del túnel.

$$\hat{y} = (\Pi 1 * \Pi 6) \left(\sqrt{\left(\Pi 1 + \frac{\sqrt{\Pi 7}}{\Pi 4} \right) \cdot \left(\frac{a \cdot \Pi 3}{\Pi 4 - b} - c \right)} \right)$$

Ec. (33)

Tabla 9.1: Valores constantes en fórmula general para el LERR.

Constante	Estructura geológica	
	Normal	Tangencial
a	0.327	0.287
b	44.357	44.641
c	0.020	0.012

Donde:

- \hat{y} : valor predicho de LERR normalizado $LERR/E$
- $\Pi 1$: Estados de esfuerzo in situ K
- $\Pi 3$: mi (Hoek & Brown)
- $\Pi 4$: Geological Strength Index GSI
- $\Pi 6$: UCS/σ_v



- $\Pi 7: D_f/R$

A continuación, se observa la fórmula general para la estimación del W_K junto a la Tabla 9.2, la cual contiene el valor de las constantes para la orientación de la estructura geológica normal y tangencial respecto al borde del túnel.

$$\hat{y} = \Pi 1 \cdot \exp\left(\left(d - \frac{e}{\Pi 8 - f}\right) \cdot \frac{1}{\Pi 4} - g\right)$$

Ec. (34)

Tabla 9.2: Valores constantes en fórmula general para el W_K .

Constante	Estructura geológica	
	Normal	Tangencial
d	115.095	116.334
e	0.433	0.292
f	1.601	1.811
g	1.829	1.878

Donde:

- \hat{y} : Valor predicho de W_K normalizado $\frac{W_K}{E \cdot r}$
- $\Pi 1$: Estados de esfuerzo in situ K
- $\Pi 4$: Geological Strength Index GSI
- $\Pi 8: L_f/D_f$

A continuación, se observa la fórmula general para la estimación del W_K junto a la Tabla 9.3, la cual contiene el valor de las constantes para la orientación de la estructura geológica normal y tangencial respecto al borde del túnel.



$$\hat{y} = \Pi 1 \cdot \left(\frac{\Pi 8}{h \cdot (i - \Pi 5)} + \Pi 2 + \frac{j}{\Pi 4} \right) - \Pi 1 + k$$

Ec. (35)

Tabla 9.3: Valores constantes en fórmula general para el R_p/R_e .

Constante	Estructura geológica	
	Normal	Tangencial
h	7.556	-2036.726
i	47.439	32.817
j	67.233	78.540
k	1.404	1.240

Donde:

- \hat{y} : Valor predicho de R_p/R_e normalizado
- $\Pi 1$: Estados de esfuerzo in situ K
- $\Pi 2$: Coeficiente de Poisson ν
- $\Pi 4$: Geological Strength Index GSI
- $\Pi 5$: β [°]
- $\Pi 8$: L_f / D_f

En esta investigación se logró el objetivo principal de evaluar la influencia de una estructura geológica en la respuesta del sistema túnel–macizo, bajo un enfoque energético, mediante simulaciones numéricas y el análisis de los indicadores LERR, W_k y R_p/R_e . Los resultados permitieron caracterizar de manera consistente cómo la presencia, orientación y geometría relativa de la estructura geológica modifican la liberación energética y el desarrollo de plasticidad alrededor del contorno del túnel, identificando además rangos y configuraciones donde la interacción es más relevante.



Asimismo, se cumplieron los objetivos específicos. En primer lugar, se cuantificó el efecto de las dos configuraciones analizadas (estructura geológica normal y tangencial a la superficie del túnel), mostrando que la orientación normal tiende a generar respuestas energéticas más exigentes (mayores LERR y W_k) bajo condiciones equivalentes. En segundo lugar, se desarrolló un análisis de sensibilidad que evidenció el rol dominante de los parámetros geomecánicos del macizo y del campo tensional, destacando que el aumento de k incrementa sistemáticamente los indicadores energéticos, mientras que GSI modula la respuesta dentro del marco del modelo numérico empleado. En tercer lugar, se incorporaron las características geométricas de la estructura geológica mediante razones adimensionales, mostrando comportamientos no lineales (saturación con el largo y respuesta tipo “peak” con la distancia) y proporcionando una base generalizable para comparar escenarios. Finalmente, se obtuvieron expresiones explícitas mediante regresión simbólica, verificadas mediante métricas de ajuste; R^2 y bandas \pm definidas a partir del RMSE, consolidando la metodología para estimar LERR, W_k y R_p/R_e dentro del dominio de parámetros estudiado.

En cuanto a la hipótesis inicial, los resultados la respaldan; la estructura geológica no solo influye en la respuesta, sino que puede incrementar el potencial de liberación energética y el daño en el contorno del túnel en función de su orientación, distancia, longitud y el largo. No obstante, dicha influencia no es lineal, sino que presenta umbrales y configuraciones críticas; es decir, la estructura geológica puede amplificar o atenuar la respuesta dependiendo de la combinación geométrica y geomecánica, lo cual refina la hipótesis original al precisar las condiciones bajo las cuales el efecto se vuelve más significativo.



10 REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Adrian M. Crawford, & David A. Wylie. (1987). A Modified Multiple Failure State Triaxial Testing Method. *Symposium on Rock Mechanics (USRMS), Tucson, Arizona.*

B.H.G Brady, & E.T. Brown. (1984). *Rock Mechanics.*

Breiman, L. (2001). *Random Forests* (Vol. 45).

Cai, M. (2013). *Critical review of design principles for rock support in burst-prone ground – time to rethink!* 3–37. https://doi.org/10.36487/acg_rep/1304_01_kaiser

Colson, C. M. (1950). *Rockbursts.*
https://scholarsmine.mst.edu/masters_theses/4947

Cortés, N., Hekmatnejad, A., Pan, P., Mohtarami, E., Pena, A., Taheri, A., & González, C. (2024). Empirical approaches for rock burst prediction: A comprehensive review and application to the new level of El Teniente Mine, Chile. *Heliyon*, 10(5), e26515. <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2024.e26515>

Cranmer, M., Sanchez-Gonzalez, A., Battaglia, P., Xu, R., Cranmer, K., Spergel, D., & Ho, S. (2020). *Discovering Symbolic Models from Deep Learning with Inductive Biases.*
https://github.com/MilesCranmer/symbolic_

David Ortega, Adeline Delonca, & Sergio Palma. (2024). *Método gráfico para estimar el peligro de estallido de roca en minería subterránea.*

Delonca, A., Verdel, T., & Gunzburger, Y. (2016). Influence of expertise on rockfall hazard assessment using empirical methods. *Natural Hazards and Earth System Sciences*, 16(7), 1657–1672. <https://doi.org/10.5194/nhess-16-1657-2016>



- Diederichs, M. S. (2018). Early assessment of dynamic rupture hazard for rockburst risk management in deep tunnel projects. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 118(3), 193–204. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n3a1>
- Ernesto Villaescusa, John Roger Player, & A G Thompson. (2014). A Reinforcement Design Methodology for Highly Stressed Rock Masses. *8th Asian Rock Mechanics Symposium*.
- Estallido de Rocas en Minería Subterránea y túneles civiles*. (2018).
- Fan, Y., Cui, X., Leng, Z., Zheng, J., Wang, F., & Xu, X. (2021). Rockburst Prediction From the Perspective of Energy Release: A Case Study of a Diversion Tunnel at Jinping II Hydropower Station. *Frontiers in Earth Science*, 9. <https://doi.org/10.3389/feart.2021.711706>
- Feng, X. T., Chen, B. R., Feng, G., Zhao, Z., Zheng, H., & Al Heib, M. (2018). Description and Engineering Phenomenon of Rockbursts. En *Rockburst: Mechanisms, Monitoring, Warning, and Mitigation* (pp. 3–26). Elsevier Inc. <https://doi.org/10.1016/B978-0-12-805054-5.00001-9>
- Fu, J., Song, W., & Tan, Y. (2017). Criterion of local energy release rate of gob instability in deep mines considering unloading stress path. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(6), 1011–1017. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2017.06.008>
- Hauquin, T., Gunzburger, Y., & Deck, O. (2018). Predicting pillar burst by an explicit modelling of kinetic energy. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 107, 159–171. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.05.004>
- He, M., e Sousa, L. R., Miranda, T., & Zhu, G. (2015). Rockburst laboratory tests database — Application of data mining techniques. *Engineering Geology*, 185, 116–130. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2014.12.008>



- He, M., Xia, H., Jia, X., Gong, W., Zhao, F., & Liang, K. (2012). Studies on classification, criteria and control of rockbursts. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 4(2), 97–114. <https://doi.org/10.3724/SP.J.1235.2012.00097>
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). Empirical Strength Criterion for Rock Masses. *Journal of the Geotechnical Engineering Division*, 106(9), 1013–1035. <https://doi.org/10.1061/AJGEB6.0001029>
- Hormazabal, E., Pereira, J., Barindelli, G., & Alvarez, R. (2014). *Geomechanical Evaluation of Large Excavations at The New Level Mine - El Teniente*, .
- Hosseini, Z., Beruar, O., Sampson-Forsythe, A., & Yao, M. (2010). Mining Strategies of Multi-Sill Pillars In Burst Prone Ground Conditions At Vale Inco's Coleman Mine. *Presented at the the 44th U.S. Rock Mechanics Symposium and 5th U.S.-Canada Rock Mechanics Symposium, Salt Lake City, Utah*.
- H.S. Mitri, B. Tang, & R. Simon. (1999). *FE modelling of mining-induced energy release and storage rates Energy release rate (ERR)-advantages and limitations*.
- Huamán Aparicio, A., & Mendieta Espinoza Félix Arías Arce Wilder Salas Marroquin Eliana Nikaido Hokama Natalia Curi Ayala, H. (2017). *GUÍA DE CRITERIOS GEOMECÁNICOS PARA DISEÑO, CONSTRUCCIÓN, SUPERVISIÓN Y CIERRE DE LABORES SUBTERRÁNEAS Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas Gerencia de Supervisión Minera*.
- Jiang, Q., Feng, X.-T., Xiang, T.-B., & Su, G.-S. (2010). Rockburst characteristics and numerical simulation based on a new energy index: a case study of a tunnel at 2,500 m depth. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 69(3), 381–388. <https://doi.org/10.1007/s10064-010-0275-1>
- Jing, L. (2003). A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering. *International Journal of Rock*
- Andrea Alejandra Cerón Palma – Magister en Ciencias de la Ingeniería Metalúrgica y de Minas 131



Mechanics and Mining Sciences, 40(3), 283–353. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00013-3](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00013-3)

Jing, L., & Hudson, J. A. (2002). Numerical methods in rock mechanics. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 39(4), 409–427. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(02\)00065-5](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(02)00065-5)

Kabwe, E., & Wang, Y. (2015). Review on Rockburst Theory and Types of Rock Support in Rockburst Prone Mines. *Open Journal of Safety Science and Technology*, 05(04), 104–121. <https://doi.org/10.4236/ojsst.2015.54013>

Kaiser, P., & Cai, M. (2013). Critical review of design principles for rock support in burst-prone ground – time to rethink! *Proceedings of the Seventh International Symposium on Ground Support in Mining and Underground Construction*, 3–37. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1304_01_Kaiser

Kaiser, P. K., & Cai, M. (2012). Design of rock support system under rockburst condition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 4(3), 215–227. <https://doi.org/10.3724/sp.j.1235.2012.00215>

Kaiser, P. K., McCreath, D. R., Tannant, D. D., Brummer, R. K., Maloney, S., Vasak, P., & Xiaoping, Y. (1990). *CANADIAN ROCKBURST SUPPORT HANDBOOK with contributions from*.

Kaiser, P. K., Tannant, D. D., & McCreath, D. R. (1996). Canadian rockburst support handbook. *Geomechanics Research Centre, Laurentian University, Sudbury, Ontario, Canada*.

Lee, S. M., Park, B. S., & Lee, S. W. (2004). Analysis of rockbursts that have occurred in a waterway tunnel in Korea. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 41, 911–916. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2004.03.157>



- Manouchehrian, A., & Cai, M. (2018). Numerical modeling of rockburst near fault zones in deep tunnels. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 80, 164–180. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.06.015>
- Martin, C. D., Kaiser, P. K., & McCreath, D. R. (1999). Hoek-Brown parameters for predicting the depth of brittle failure around tunnels. *Canadian Geotechnical Journal* 36, 136–151.
- Medina, L. Q. (s. f.). *El Teorema Pi y la modelación*.
- M.I. Jorge Antonio López Moliina. (2024). *Fenómeno de Estallido de Rocas en Túneles Profundos*.
- Miguel A. Berrocal. (2020, junio). *Mitigación del estallido de roca en excavaciones subterráneas*.
- Mogi, K. (1967). Effect of the intermediate principal stress on rock failure. *Journal of Geophysical Research*, 72(20), 5117–5131. <https://doi.org/10.1029/JZ072i020p05117>
- Ortlepp, W. D., & Stacey, T. R. (1994). Rockburst mechanisms in tunnels and shafts. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 9(1), 59–65. [https://doi.org/10.1016/0886-7798\(94\)90010-8](https://doi.org/10.1016/0886-7798(94)90010-8)
- Perras, M. A., & Diederichs, M. S. (2016). Predicting excavation damage zone depths in brittle rocks. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(1), 60–74. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.004>
- Ramírez, P., Leandro, O., & Monge, A. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*.
- Russenens, B. F. (1974). Analysis of Rock Spalling for Tunnels in Steep Valley Sides (in Norwegian). *Norwegian Institute of Technology, Department of Geology, Norway*.



Salamon, M. D. G. (1984). Energy considerations in rock mechanics: fundamental results. En *J. S. At., Inst. Min. Metal* (Vol. 84, Número 8).

Sien Ti, K., Huat, B. B., Noorzaei, J., Jaafar, S., See Sew CEO, G., & Geotechnics Sdn Bhd Bandar Tasik Selatan, P. (2009). *A Review of Basic Soil Constitutive Models for Geotechnical Application*.

Tang, Baoyao. (2002). *Rockburst control using distress blasting*. National Library of Canada = Bibliothèque nationale du Canada.

Wang, J., Apel, D. B., Pu, Y., Hall, R., Wei, C., & Sepehri, M. (2021). Numerical modeling for rockbursts: A state-of-the-art review. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 13(2), 457–478. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.09.011>

Windsor, C. R., Cavieres, P., Villaescusa, E., & Pereira, J. (2006). Rock stress tensor measurements at El Teniente Mine, Chile. *Proceedings of the International Symposium on In-situ Rock Stress - In-situ Rock Stress Measurement, Interpretation and Application*, 67–72. <https://doi.org/10.1201/9781439833650.ch9>

Zhang, C., Feng, X.-T., Zhou, H., Qiu, S., & Wu, W. (2013). Rockmass damage development following two extremely intense rockbursts in deep tunnels at Jinping II hydropower station, southwestern China. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 72(2), 237–247. <https://doi.org/10.1007/s10064-013-0470-y>

Zhen-Yu, T. (1988). Support Design of Tunnels Subjected to Rockbursting. *Presented at the ISRM International Symposium, Madrid, Spain*.