



**UNIVERSIDAD DE TALCA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA**  
**ESCUELA DE INGENIERÍA CIVIL DE MINAS**

**EVALUACIÓN PROBABILÍSTICA DE LA ESTABILIDAD  
FÍSICA EN TALUD DE RAJO MINERO CONSIDERANDO  
PROYECCIÓN DEL DAÑO OCASIONADO POR  
TRONADURAS MODELADAS A TRAVÉS DE FUNCIONES  
DE CARGA**

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

**MANUEL NICOLÁS VALDÉS MUÑOZ**

PROFESOR GUÍA

MSc. Mauricio Jara Ortiz

COMISIÓN EVALUADORA

MSc., PhD (c) Carlos Moraga Cruz

MSc. Francisco Rivas Saldaña

**CURICÓ - CHILE**

2022

## CONSTANCIA

La Dirección del Sistema de Bibliotecas a través de su encargado Biblioteca Campus Curicó certifica que el autor del siguiente trabajo de titulación ha firmado su autorización para la reproducción en forma total o parcial e ilimitada del mismo.



Two circular official stamps and handwritten signatures in blue ink. The left stamp is from the 'DIRECCIÓN SISTEMA DE BIBLIOTECAS' of the 'UNIVERSIDAD DE TALCA'. The right stamp is from the 'SISTEMA DE BIBLIOTECAS CAMPUS CURICO' of the 'UNIVERSIDAD DE TALCA'.

Curicó, 2023

## AGRADECIMIENTOS

Fue un camino extremadamente largo y extenuante en el que tantos se cruzaron y me acompañaron desde el inicio. Me disculpo pues no podría nombrarlos a todos, pero si estás leyendo tengo que agradecerte porque aprendí algo de ti.

En principio, debo agradecer a la UTFSM que formó mi sólida base como ingeniero y a la Universidad de Talca por recibirme y permitirme seguir mi camino para formarme como profesional. Encontré un sitio donde pude desarrollar mi máximo potencial, no pude haber continuado en un mejor lugar. Debo destacar al profesor Leo Albornoz y su secretaria (perdón por no recordar su nombre) quienes fueron los primeros en ayudarme en todo el proceso de ingreso de forma cordial y amena.

Siguiendo, quiero mencionar a todos mis profesores y funcionarios universitarios, cada uno diverso y con un mundo de conocimientos del cual estoy agradecido por haber compartido. Mención especial a mi profesor de investigación Mauricio por su apoyo, guía, paciencia y comprensión constante pese a mis fallas. A Kenji Naito por recibirme en la UTAL siempre con una sonrisa y buena disposición, cuando venía de malos momentos. Al profesor Carlos por formar parte de la comisión en última instancia; es un aporte fundamental y necesario para toda la carrera. Y finalmente, al profesor Francisco Rivas, por siempre estar, escucharme y ayudarme cuando necesité algo; gracias por liderar de forma excelente a la nueva generación de Ingenieros Civiles de Minas de nuestra universidad, no tengo dudas que el futuro de esta carrera está en las mejores manos.

No puedo no mencionar a las instituciones que me acogieron en mis prácticas: Cerro Alto y Fourthane, gracias por darme la oportunidad de comenzar y mostrar lo que valgo en el mundo minero. Agradezco a todos con los que compartí, que me recibieron de forma excelente, por nombrar algunos: Don Carlos Aguirre, Rodrigo Ramos, Felipe Toledo, Luchito, Francisco Norambuena, Mayckol, Carlos González, Rodrigo Vera, Piñeiro, Ángela y tantos otros...

Notable mención además a las empresas que hicieron posible esta investigación brindándome las licencias para los *softwares* que utilicé: *Microsoft*, *Autodesk* y, principalmente, *Rocscience Inc.*

Gracias a mis amigos chilotes, curicanos, santiaguinos y de todo Chile. En especial a mi grupo más cercano (ya sabidos), familia y mascotas, los cuales siempre estuvieron cuando los necesité, en mis fracasos y éxitos.

Si leen esto, ¡un saludo a mis ayudados, que me hicieron reforzar el gusto por la docencia y, más que todo, por compartir el conocimiento!

Por último, debo agradecer a la estrella fugaz con la que me topé en este universo, el amor de mi vida, Camila, esta memoria es por ti y para ti (PD: También a tu familia por aguantarme en tu casa, un saludo para ellos... Ah, y a Lucy). Gracias por apoyarme y estar conmigo en cada momento de mi día a día.

*Nam qui amisit lucem*

## RESUMEN

Las tronaduras mineras de operación son detonaciones realizadas en los bancos de un rajo y que tienen por objetivo el fraccionamiento y la remoción de la roca para su posterior transporte. Durante y después del fenómeno dinámico que desarrollan, producen inevitablemente cambios en la condición de esfuerzos o deterioro de las propiedades del macizo rocoso circundante; en una primera instancia, la onda de presión expansiva daña las caras del cuerpo rocoso remanente y posterior al retiro de la zona tronada se produce un reacomodo de los esfuerzos debido al desconfinamiento. Se realizó un análisis dinámico representando la onda de choque mediante funciones de carga distribuidas en un talud de prueba basado en la geometría y materiales del rajo peruano Cerro Corona, con el fin de delimitar la zona y magnitud del daño producido por una tronadura de operación y en base a los resultados obtenidos, se propuso una zonificación de reducción de los parámetros *factor D* y *GSI* que representó el daño y zona de afección de forma simplificada.

Posteriormente, se realizó un análisis de estabilidad probabilístico comparando, en un escenario, la zonificación propuesta por el autor, respecto a otro escenario que presentó una zona T según la sugerencia de Hoek y Karzulovic (2000) y ampliamente usada actualmente pese a su antigüedad y cuestionamiento. La comparativa permitió evidenciar que el método clásico sobredimensiona la extensión del daño y subestima la magnitud de este, debido a que deteriora los índices de estabilidad resultantes de todos los métodos de análisis estudiados. Basado en la revisión bibliográfica y metodologías desarrolladas, se hizo notar la necesidad de guías actualizadas que se ajusten a los métodos de análisis modernos y permitan evaluar la estabilidad de forma más precisa y menos ambigua. El análisis probabilístico desarrollado generó índices probabilísticos, los cuales consideran la incerteza contenida en algunos de los parámetros del macizo rocoso y, por lo tanto, podrían considerarse más confiables respecto a los determinísticos. Se sugirió en este tipo de análisis en taludes reales, realizar un mayor número de iteraciones e introducir una mayor cantidad de variables al modelo probabilístico, lo cual no fue realizado en este estudio con el fin de acortar los extensos tiempos de carga del método de elementos finitos.

Palabras clave: *cielo abierto, estabilidad de taludes, tronadura minera, factor D, elementos finitos, análisis dinámico, probabilidad de falla, muestreo de hipercubo latino*

## ABSTRACT

Production mine blasting are detonations carried out on benches from an open pit, their objective is the reduction and removal of the rock for its later hauling. During and after the dynamic phenomenon developed by them, they inevitably produce changes on the strain condition or affection on the properties of the surrounding rock mass; at a first stage, the pressure shockwave damages the faces of the remaining rock body and after the removal of the blasted portion, a rearrangement of the stress condition due to relief is produced. A dynamic analysis was developed representing the shockwave as distributed force functions inside a test slope based on the geometry and materials from the Peruvian pit Cerro Corona to delimitate the area and intensity of the damage caused by a production blasting and based on the previous results, a reduction zoning of *blast damage factor D* and *GSI* parameters is proposed, which represented a simplified version of damage and affection zone.

Afterwards, a probabilistic slope stability analysis were performed comparing on one hand a stage which contains the zoning design proposed by the author, and on the other hand other stage which utilises a T zone suggested by Hoek and Karzulovic (2000), which is broadly used nowadays despite its remote origin and current questioning. This contrast allowed to show that the classic method overestimates the extension of the damage and underestimates its intensity, for it deteriorates the resulting stability index of every studied stability method. Based on the literature revision and methodology carried out, it shines a light the necessity of updated guides that properly adjust to the modern method of analysis and allows to evaluate stability on a more precise manner. The probabilistic analysis run generated probabilistic index as outcome which consider uncertainty contained in some of the rock mass parameters and, therefore, they could be considered more reliable compared to the deterministic ones. For this type of slope stability analysis, it was suggested to run a bigger number of iterations and to introduce a bigger quantity of variable parameters to the model. This could not be applied be possible on this study for the sake of shorten loading times.

*Keywords: open pit, slope stability, mine blasting, blast damage factor, finite element, dynamic analysis, probability of failure, latin hypercube sampling*

# ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN .....	1
1.1 Lugar de aplicación .....	1
1.2 El problema .....	1
1.3 Áreas de Investigación .....	4
1.4 Área de estudio e instituciones interesadas .....	5
1.5 Objetivo general .....	5
1.6 Objetivos específicos .....	5
2. MARCO TEÓRICO .....	6
2.1 Aspectos geológicos y geotécnicos de los materiales .....	6
2.1.1 Roca madre .....	6
2.1.2 Discontinuidad .....	6
2.1.3 Resistencia y deformabilidad del macizo rocoso .....	6
2.1.4 Suelo .....	12
2.1.5 Talud .....	12
2.2 Estabilidad de taludes .....	13
2.2.1 Factores que desencadenan fenómenos de inestabilidad ..	14
2.2.2 Mecanismos de rotura en taludes mineros de rajo .....	14
2.2.3 Factor de seguridad ( <i>FS</i> o <i>FoS</i> ) .....	16
2.2.4 Métodos de cálculo estabilidad de taludes .....	17
2.2.5 Criterios de aceptabilidad .....	22
2.3 Tronaduras mineras y daño al macizo rocoso .....	24
2.3.1 Tronaduras mineras .....	24
2.3.2 Afección de las tronaduras al macizo rocoso .....	25
2.4 Análisis de estabilidad de taludes bajo efecto de tronaduras .....	28
2.4.1 Variación del Factor <i>D</i> , <i>blast damage factor</i> .....	28
2.4.2 Análisis dinámico .....	29
3. METODOLOGÍA .....	31
3.1 Recopilación de antecedentes bibliográficos y marco teórico .....	31
3.2 Instalación e instrucción respecto al uso de <i>softwares</i> .....	31
3.3 Propuesta de análisis .....	31
3.4 Definición de parámetros de entrada .....	31
3.5 Simulación y generación de resultados .....	32
3.5.1 Procedimiento de análisis numérico general <i>RS2</i> .....	32

3.5.2 Procedimiento de análisis dinámico en <i>RS2</i> .....	32
3.5.3 Procedimiento de análisis probabilístico en <i>RS2</i> .....	33
3.6 Orden y generación de estadística de los resultados .....	33
3.7 Presentación de resultados, análisis y conclusiones .....	33
3.8 Redacción del documento de memoria de título .....	34
4. DESARROLLO .....	35
4.1 Parámetros de entrada .....	35
4.1.1 Diseño del talud simplificado .....	35
4.1.2 Materiales.....	36
4.1.3 Modelo del rajo en <i>RS2</i> .....	37
4.1.4 Definición de la función de carga dinámica .....	38
4.1.5 Definición de etapas o fases .....	39
4.1.6 Parámetros análisis dinámico.....	40
4.1.7 Parámetros análisis probabilístico .....	40
4.2 Resultados y análisis .....	41
4.2.1 Validación modelo estático base .....	41
4.2.2 Validación magnitud onda de presión modelo dinámico .....	42
4.2.3 Análisis dinámico tronadura de operación en banco .....	43
4.2.4 Zonificación factor D por daño de tronadura .....	44
4.2.5 Análisis probabilístico de un talud minero post tronadura ...	46
4.3 Discusión .....	48
5. CONCLUSIÓN .....	50
6. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	52
7. ANEXOS .....	57
8. APÉNDICES.....	60



# ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Colapso o falla de un talud en rajo minero en Bingham Canyon Mine, Utah. ....	2
Figura 1.2: Representación esquemática de la transición entre la masa de roca in situ y la roca tronada que es apta para manipulación. ....	3
Figura 2.1: Envoltente lineal de Mohr-Coulomb.....	11
Figura 2.2: Izquierda, talud natural en Big Bend National Park, USA. Derecha, talud artificial en Valencia, España. ....	12
Figura 2.3: Esquema de taludes mineros con sus principales componentes .....	13
Figura 2.4: Ilustración simplificada de los mecanismos de falla más comunes. ....	15
Figura 2.5: Factor de seguridad y probabilidad de falla de un talud. ....	20
Figura 2.6: Probabilidad de falla versus número de simulaciones de Montecarlo. ....	21
Figura 2.7.1: Muestreo de una distribución Normal por método Monte Carlo .....	22
Figura 2.7.2: Muestreo de una distribución Normal por método LHS.....	22
Figura 2.8: Izquierda, resultado de voladura sin control de daño. Derecha, resultado de voladura con tronadura de contorno.....	24
Figura 2.9: Detonación y su efecto sobre el macizo.....	26
Figura 2.10: Detonación y su efecto sobre el macizo explicado mediante estados tensionales. ....	27
Figura 2.11: Extensión radial de las fracturas hacia la cara libre y desplazamiento del macizo rocoso fracturado. ....	27
Figura 4.1 Diseño de talud de rajo en software <i>AutoCAD 2023</i> , escala métrica. ....	35
Figura 4.2: Modelo de rajo discretizado y restringido en <i>RS2 v11</i> . ....	37
Figura 4.3: Evolución temporal de la presión en las parades de un barreno. Fuente:38	
Figura 4.4: Disposición de cargas distribuidas en modelo numérico.....	38
Figura 4.5: Ciclo de detonación por grupos de pozos, representado por presiones en la dirección del eje X. ....	39
Figura 4.6: Resultado de análisis de Frecuencias Naturales.....	40

Figura 4.7: Resultado de desplazamientos totales en modelo numérico estático, reproducción perfil S-9 Cerro Corona. SRF crítico modelo original: 1.46. ....	41
Figura 4.8: Aceleración x producto de la secuencia de tronadura en punto de control cercano al banco de estudio.....	42
Figura 4.9: Deformación cortante máxima (sólido) etapas finales del análisis dinámico. ....	43
Figura 4.10: <i>Sigma 1</i> (kPa) en zona de falla de la resultante del análisis dinámico (izquierda) versus la replicada por la zonificación propuesta de daño (derecha). ....	44
Figura 4.11: Diseño de zonificación propuesta (color verde) para la variación del <i>factor D/GSI</i> en un banco minero (color amarillo). ....	45
Figura 4.12: Resultados análisis de estabilidad LEM en talud de prueba basado en rajo Cerro Corona. Izquierda: .....	47
Figura 7.1: Perfil S-9 rajo Cerro Corona.....	58
Figura 7.2: Registro de aceleración de una detonación de tronadura minera de mediana envergadura .....	59
Figura 8.1: Esfuerzos principales de las zonas Silicificada y Silicificada D. ....	61
Figura 8.2: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Silicificada y Silicificada D.....	62
Figura 8.3: Esfuerzos principales de las zonas Potásica C y Potásica C D .....	63
Figura 8.4: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Potásica C y Potásica C D. ....	64
Figura 8.5: Esfuerzos principales de las zonas Potásica NC y Potásica NC D .....	65
Figura 8.6: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Potásica NC y Potásica NC D.....	66
Figura 8.7: Esfuerzos principales de las zonas Caliza C y Caliza C D.....	67
Figura 8.8: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Caliza C y Caliza C D.....	68
Figura 8.9: Esfuerzos principales de las zonas Caliza NC y Caliza NC D.....	69
Figura 8.10: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de las zonas Caliza C y Caliza C D. ....	70
Figura 8.11: Esfuerzos principales de la zona Argílica 2 NC.....	71

Figura 8.12: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Argílica 2 NC.....	72
Figura 8.13: Resultado <i>máxima deformación de corte (sólido)</i> de análisis dinámico por etapas. ....	74
Figura 8.14: Resultado <i>máxima aceleración x (dinámica)</i> de análisis dinámico por etapas. Secuencia de tronadura en el banco de estudio.....	75
Figura 8.15: Medición de la <i>máxima deformación cortante</i> en un punto medio de la cara lateral afectada por la tronadura de prueba.....	76
Figura 8.16: Medición de la <i>máxima deformación cortante</i> en un punto medio de la base o piso remanente afectado por la tronadura de prueba.....	76
Figura 8.17: Zonificación continua del <i>factor D</i> en basada en resultados de análisis dinámico. Reducción de parámetros <i>factor D</i> y <i>GSI</i> según Tabla 8.3.....	77
Figura 8.18: Comparativa <i>máxima deformación cortante</i> momento post tronadura (resultado análisis dinámico) versus replicación en base a zonificación de <i>factor D/GSI</i> (resultado análisis estático).....	78
Figura 8.19: Comparativa <i>Sigma 1</i> (kPa) momento post tronadura (resultado análisis dinámico) versus replicación en base a zonificación de <i>factor D/GSI</i> (resultado análisis estático).....	78
Figura 8.20: Comparativa <i>desplazamientos horizontales (m)</i> momento post tronadura (resultado análisis dinámico) versus replicación en base a zonificación de <i>factor D/GSI</i> (resultado análisis estático).....	79
Figura 8.21: Comparativa <i>desplazamientos totales (m)</i> momento post tronadura (resultado análisis dinámico) versus replicación en base a zonificación de <i>factor D/GSI</i> (resultado análisis estático).....	79
Figura 8.22: Resultados análisis de estabilidad probabilístico (izquierda) y determinístico (derecha) en <i>Slide v9.023</i> por método de Spencer.....	80
Figura 8.23: Distribución FoS análisis probabilístico zonificación T de Hoek.....	81
Figura 8.24: Distribución FoS análisis probabilístico zonificación propuesta por el autor. ....	81

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Cuadro básico del GSI .....	8
Tabla 2.2: Criterio de aceptación para factores de seguridad en rajos mineros.....	23
Tabla 2.3: Criterio de aceptación para probabilidad de falla en rajos mineros. ....	23
Tabla 4.1: Listado de materiales empleados en la modelación numérica del talud...	36
Tabla 4.2: Preferencias de diseño para el modelo numérico en <i>RS2 v11.015</i> .....	37
Tabla 4.3: Etapas o fases de análisis dinámico de tronadura propuesta. ....	40
Tabla 4.4: Valores <i>factor D</i> y <i>GSI</i> para cada zona ordenados desde el exterior hacia el interior del macizo rocoso.....	46
Tabla 4.5: Resumen comparativo resultados análisis determinístico versus probabilístico. ....	48
Tabla 7.1: Guía para estimar el factor de alteración <i>D</i> . ....	57
Tabla 8.1: Listado de materiales y sus propiedades estándar o medias. ....	60
Tabla 8.2: Parámetros variables análisis probabilístico.....	73
Tabla 8.3: Disminución de las propiedades de la Caliza C para la zonificación propuesta. ....	77

# 1. INTRODUCCIÓN

## 1.1 Lugar de aplicación

Este estudio utiliza como parámetros de entrada la geometría y datos geotécnicos del rajo peruano Cerro Corona, levantados y registrados en el documento: *Geotechnical evaluation of the east wall of the Cerro Corona Pit* (Dueñas et al., 2020). En dicho trabajo se realizó un análisis de estabilidad de taludes 2D en el muro este del yacimiento, tanto por método de equilibrio límite como por método de elementos finitos, lo cual permitió estudiar la condición de estabilidad estática y pseudo estática actual del talud, considerando data actualizada incluida en un modelo de geotécnico de bloques 3D. Los autores además propusieron un nuevo talud final en la zona de estudio, que permitiría mejorar las reservas de oro en aproximadamente 49 (koz) de oro y 66,5 (kt) de cobre, lo cual sería logrado con una condición de estabilidad matemáticamente superior a la planificada.

El presente trabajo ha sido desarrollado empleando *softwares* provistos por las empresas *Rocscience*, *Autodesk* y *Microsoft* en convenio con la Universidad de Talca al investigador.

## 1.2 El problema

La geotecnia es una rama la ingeniería civil que estudia el comportamiento de suelos, rocas y aguas subterráneas. Para mantener los más altos estándares de seguridad en su diseño y faenas, la minería ha debido incorporar cada vez más esta área de estudio en sus procesos, haciéndose presente en mayor o menor medida en prácticamente cada una de sus etapas, pues se involucra tanto en los proyectos constructivos como en la extracción del mineral. En minería a cielo abierto su aplicación es bien plasmada en el estudio del rajo, que se compone de planos inclinados y planicies, los cuales deben pasar por un análisis geotécnico, involucrando ensayos de terreno, laboratorio, simulaciones computacionales y monitoreos en tiempo real.

Cuando existen terrenos con pendientes, se inclinan las direcciones principales de esfuerzo, dando origen a la aparición de tensiones de corte de diferente magnitud en el terreno que conforma el plano inclinado. Estas tensiones de corte pueden o no superar la resistencia al corte del terreno ocasionando desplazamiento de distintos tipos. A las superficies anteriormente descritas se les denomina “talud” y corresponden a un elemento básico de diseño en la mayoría de las faenas mineras de cielo abierto, pues junto a los bancos dictan el orden y la secuencia de explotación para la extracción del material de interés. Dicho esto, velar por su estabilidad física es de suma importancia para las operaciones y vida de los trabajadores de un proyecto minero.

En la Figura 1.1 se puede observar la falla doble de un talud ocurrida en la mina Bingham Canyon en Estados Unidos, sucedido el 10 de abril de 2013. El primer evento ocurrió a las 9:31 pm a media altura del talud, mientras que el segundo, de diferentes características, aconteció a las 11:06 pm desde la cima del talud. Afortunadamente, no hubo víctimas fatales, sin embargo, se comprometió una cantidad considerable de

equipos de transporte e infraestructura de mina. El total de masa desplazada se estima del orden de 165 (Mt), distribuida en ambos deslizamientos en cantidades similares. El monitoreo geotécnico registró que la masa que falló inicialmente se desplazó a 5 (mm/día), alcanzado una velocidad máxima de aproximadamente 100 (m/s) durante los eventos de deslizamiento (Septian et al., 2017).



Figura 1.1: Colapso o falla de un talud en rajo minero en Bingham Canyon Mine, Utah. Fuente: Revista Seguridad Minera.

Esta investigación se centra en las tronaduras mineras y cómo estas afectan el macizo rocoso remanente. Una tronadura o voladura consiste en una serie de detonaciones dentro de pozos perforados y rellenos de explosivo, principalmente en los bancos de la mina y estas tienen por objetivo el arranque del mineral del macizo rocoso para su posterior transporte. En mayor o menor medida, traen como consecuencia de forma inevitable un cambio el estado de esfuerzos de los taludes y esto puede afectar en su estabilidad. Existen varios estudios, como el de Bravo (2018) que intentan estudiar el daño y la extensión de este, pero la predicción de los modelos aún tiene un margen de inexactitud considerable. Dentro del cambio producido en los esfuerzos, se deben establecer dos escenarios clave: el primero, relativo al momento inmediato post-tronadura, en el cual, la masa de roca que, para efectos de este estudio, es considerada intacta reduce sus parámetros de resistencia de manera drástica y se convierte en una masa de suelo con muy baja rigidez, considerándose ahora como una carga de material granular sobre el nivel de corte. El segundo escenario es relativo al retiro de la masa de roca tronada por parte de los equipos de acarreo y desconfinamiento del banco sin tronar y talud cercano (Moscoso, 2021).

Dentro de los métodos que sirven para estudiar el daño generado por la detonación de explosivos al material adyacente y que no será tronado, está la propuesta del criterio de Hoek y Brown (2019), que considera un factor “D” de tronadura (*blast damage factor*), pero este es de carácter cualitativo. No existe en la actualidad un método formal para estudiar la extensión de los efectos dinámicos de las explosiones en el talud minero. Hoek y Karzulovic (2000) sugieren generar una zona de efecto en función de la altura del talud, dentro de la cual se asigna un valor constante de D, tal y como lo muestra la Figura 1.2 Esta metodología propuesta, sin embargo, es inexacta pues los

efectos de las vibraciones varían en función de la geología y estructuras presentes en el rajo. Moscoso (2021) ha estudiado la variabilidad del factor D utilizando diferentes modelos de distribución en diferentes zonas, obteniendo factores de seguridad mucho más bajos que si los estudios se realizaran por la metodología clásica de Hoek y Brown. Este estudio, sin embargo, solo consideró métodos determinísticos de análisis de estabilidad, y no probabilísticos. Styles (2015) realizó un análisis de lo anteriormente mencionado, con lo cual concluye, como recomendación, entre otras cosas, realizar estudios más explícitos sobre el daño por tronaduras, realizando un análisis de fuerzas dinámicas a través de la aceleración espectral máxima (PDA).

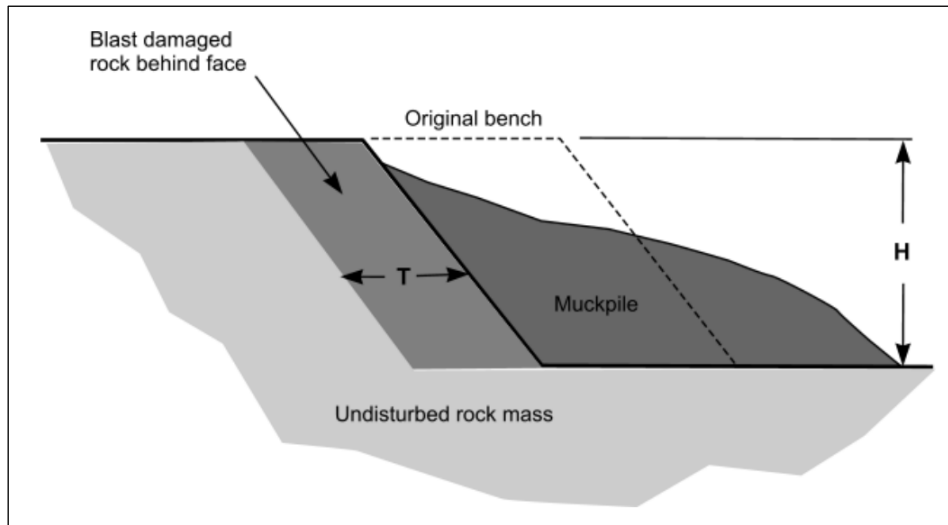


Figura 1.2: Representación esquemática de la transición entre la masa de roca in situ y la roca tronada que es apta para manipulación. Extraído de Hoek (2012).

Planteado el escenario anterior, esta investigación pretende estudiar el efecto de la afección de una tronadura de operación a la cara de un banco (en principio), generando una zona de afección T (Figura 1.2) variable, como ya ha sido propuesto, pero basada en resultados de un análisis dinámico de una secuencia de detonación a escala realizada para el recorte del banco en estudio y representada por distribuciones de fuerzas o presiones. Posteriormente, mediante un análisis numérico, se buscará establecer una comparativa de la estabilidad del talud resultante modelado con la zona de afección clásica (Hoek & Karzulovic, 2000) y la zona propuesta por el investigador.

En adición a lo anterior, deben mencionarse las normativas y reglamentos relativos a la estabilidad de taludes, los cuales exigen y se enfocan en determinado factor de seguridad (FoS) como parámetro de aceptación, pero este por sí solo no es más que un índice supeditado a un método y confianza en él debe (Valenzuela, 2021). Una forma de hacer más robusto el FS, es añadiendo métodos probabilísticos que consideren el efecto de las tronaduras de forma puntual y numérica. Lo anterior es posible mediante el uso de la suite de *Rocscience v3.005*, la cual permite simular distintos escenarios de falla, utilizando como parámetros de entrada funciones de distribución en vez de variables únicas, configurando el denominado análisis probabilístico. Dicho esto, el análisis comparativo mencionado en el párrafo anterior involucrará un análisis probabilístico de estabilidad de taludes.

Establecido lo anterior, las temáticas y estudios abordados en esta investigación tienen como fin último realizar un aporte en términos de seguridad y confiabilidad minera, dado que, según Read y Stacey (2009), velar por un diseño y monitoreo de la estabilidad de un talud minero envuelve factores sociales (seguridad y vida de los trabajadores), económicos (maximizar el ángulo de un talud trae más beneficio) y regulatorios (exigencias legales de diseño), a los cuales este estudio podría ayudar a complementar.

### **1.3 Áreas de Investigación**

El área de investigación principal de la memoria corresponde en la geotecnia, la cual será definida a continuación.

#### **a) Geotecnia**

Es la aplicación de métodos científicos y principios de ingeniería para la adquisición, interpretación y uso del conocimiento de los materiales de la corteza terrestre y los materiales de la tierra para la solución de problemas de ingeniería y el diseño de obras de ingeniería (Crespo, 1979). Suele utilizarse como sinónimo de Mecánica de Suelos, aunque también se incluye la Mecánica de Rocas.

Por otro lado, se encuentran las áreas de investigación asociadas: geomecánica minera, tronadura minera y probabilidad matemática.

#### **b) Geomecánica minera**

Disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos (suelo, roca) que componen el macizo rocoso o rocas de formación aplicadas en la minería. Esta disciplina está basada en conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos, que relacionan el comportamiento de la formación bajo los cambios de esfuerzos, ya sea en minería de cielo abierto o subterránea.

#### **c) Tronadura minera**

Corresponde a una de las fases unitarias más relevantes de la extracción minera. Es básicamente la fragmentación instantánea de la roca por efecto de la detonación de explosivos depositados en su interior, lo cual se realiza con el fin de arrancar y hacer más accesible al procesamiento el mineral que está contenido dentro del macizo rocoso (SERNAGEOMIN & PUCV, 2018). Este concepto se aborda con mayor detalle la sección 2.3 de este documento.

#### **d) Probabilidad**

Es la rama de las matemáticas concerniente a la descripción numérica de qué tan posible es que un evento ocurra o qué tan posible es que una proposición sea cierta. La probabilidad de un evento es un número entre 0 y 1, donde, grosso modo, 0 indica la imposibilidad del evento y 1 indica la certeza. Mientras mayor sea la probabilidad, mayor es la posibilidad que ese evento ocurra (Stuart, 1994).



En este documento, la probabilidad es utilizada desde el punto de vista de la evaluación de falla de un talud minero, por lo cual el valor numérico que probabilidad va en directa relación con la posibilidad de falla de un talud minero dado determinado escenario de análisis. Este concepto se aborda con mayor detalle en la subsubsección 2.2.4.2.

## **1.4 Área de estudio e instituciones interesadas**

Dentro del contexto del ciclo de vida de una mina, este estudio forma parte de la etapa de generación de valor, específicamente, en su operación. La tronadura es una de las fases unitarias de las operaciones mineras y es de carácter recurrente o repetitivo. Tiene por finalidad el arranque del mineral desde el macizo rocoso, aprovechando de la mejor manera posible la energía liberada por el explosivo colocado en los tiros realizados en la etapa de perforación.

Este proyecto aplicable a cualquier faena minera de cielo abierto. Sin perjuicio de lo anterior, su aplicación cobra más relevancia en minas con taludes grandes, vale decir, en empresas que se encuentren explotando mediana y gran minería.

## **1.5 Objetivo general**

- Estudiar la estabilidad física en taludes de rajos mineros mediante metodologías probabilísticas, considerando el daño en campo cercano ocasionado por tronaduras modeladas a través de funciones de carga y aplicadas sobre un caso práctico conocido

## **1.6 Objetivos específicos**

- Construir un estado del arte relativo al análisis de estabilidad de taludes y a los efectos de las tronaduras en los taludes mineros.
- Simular por análisis dinámico el daño al campo cercano ocasionado por tronaduras en taludes de rajo.
- Realizar una comparativa entre la zona de afección establecida vía modelamiento numérico y la determinada a través de la propuesta de Hoek y Karzulovic.
- Discutir resultados y el uso del factor de seguridad en el análisis de estabilidad de un talud en el ámbito práctico y legal.

## **2. MARCO TEÓRICO**

### **2.1 Aspectos geológicos y geotécnicos de los materiales**

En esta sección se definen los aspectos geológicos y geotécnicos de los materiales, previo a la definición de las unidades básicas que componen el mundo de la geotecnia.

#### **2.1.1 Roca madre**

También llamada matriz rocosa, es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. Mecánicamente, queda caracterizada por su peso específico, resistencia y deformabilidad (González de Vallejo, 2002).

#### **2.1.2 Discontinuidad**

Corresponde a cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso. Generalmente la resistencia a la tracción de los planos de discontinuidad es muy baja o nula. Su comportamiento mecánico queda caracterizado por su resistencia al corte o en su caso, por la del material de relleno (González de Vallejo, 2002).

#### **2.1.3 Resistencia y deformabilidad del macizo rocoso**

El macizo rocoso se compone de la suma de la roca madre y sus discontinuidades (González de Vallejo, 2002). En condiciones normales la roca se encuentra sometida a campos tensionales más fuertes en comparación al suelo, los cuales soportan debido a su elevado módulo de elasticidad y resistencia (Madariaga, 2015).

La resistencia del macizo rocoso será en función de la resistencia de la roca intacta, la resistencia o calidad de sus discontinuidades y de cómo estas se distribuyan en el macizo. Cuando la geometría de las discontinuidades controla la estabilidad del macizo, lo más correcto es considerar la resistencia de las estructuras. Cuando existe un control definido de la geometría de las discontinuidades, se aplican criterios de falla como los definidos en la subsubsección 2.1.3.3 (Ramírez y Alejano, 2004).

##### *2.1.3.1 Propiedades mecánicas*

Corresponden a parámetros numéricos que permiten definir cuantitativamente la resistencia (resistencia a la compresión uniaxial y resistencia a la tracción) y comportamiento frente a la deformación (módulo de Young y coeficiente de Poisson) del macizo rocoso.

Las propiedades relevantes para fines de esta investigación se detallan a continuación:

(a) Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)

También llamada resistencia a la compresión sin confinamiento es el valor del esfuerzo (usualmente en MPa) en el momento en que ocurre la falla en la roca, es decir, el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial. La prueba más común para su determinación es el ensayo de compresión uniaxial, que consiste en someter un cilindro recto de muestra de roca (probeta) a carga hasta su falla, considerando presión de confinamiento nula (Ochoa et al., 2011).

(b) Resistencia a la tracción ( $R_m$ )

Es el máximo esfuerzo (MPa) que soporta el material rocoso ante la rotura por tensión. Se mide indirectamente a través de la prueba de resistencia a la tracción o *Brazilian test* y consistente en la compresión en el punto de soporte de una probeta de roca aplicando una carga lineal o compresional a través del diámetro de la muestra (Ochoa et al., 2011).

(c) Módulo de Young (E)

Parámetro que define la relación lineal elástica de un material según la dirección de la fuerza que se realice (Salinas, 2018). Se obtiene del ensayo de compresión simple. Se emplea la notación  $E_i$  para referirse al módulo de la roca intacta, mientras que para el módulo del macizo rocoso se utiliza la expresión  $E_{rm}$  (Hoek & Diederichs, 2006). Posee unidades de esfuerzo (MPa).

La expresión empírica presente en la Ecuación 2.1 desarrollada por Hoek y Diederichs (2006) se emplea para estimar el módulo de Young del macizo rocoso:

$$E_{rm}(MPa) = 100.000 \left( \frac{1-D/2}{1+e^{((75+25D-GSI)/11)}} \right) \quad (\text{Ecuación 2.1})$$

Donde:

*GSI*: Índice geológico de resistencia.

*D*: Factor D del criterio Hoek-Brown (2019).

(d) Coeficiente de Poisson ( $\nu$ )

Parámetro que define la relación entre la deformación transversal y axial de un material, en este caso rocoso. Se obtiene del ensayo de compresión simple. Parámetro de carácter adimensional (Salinas, 2018).

### 2.1.3.2 Caracterización global del macizo rocoso

Existen variados índices y métodos para caracterizar y clasificar el estado del macizo rocoso, considerando tamaño y forma de sus discontinuidades, fracturación, meteorización o comportamiento hidrogeológico. En esta subsubsección solo se revisará el índice *GSI* dado su carácter de parámetro de entrada en el criterio de falla de Hoek & Brown.

(a) Índice geológico de resistencia (GSI)

Fue introducido por Hoek como una herramienta para la recolección de información de campo para ser incorporada en el criterio de rotura de Hoek & Brown. Se usa para estimar las constantes  $m_b$ ,  $s$  y  $a$  en el modelo. El GSI fue diseñado para considerar dos principales factores que influyen en las propiedades mecánicas del macizo rocoso, tanto la condición de sus discontinuidades como su frecuencia de bloques. La versión básica de este índice se presenta en la Tabla 2.1.

Tabla 2.1: Cuadro básico del GSI (Marinos & Hoek, 2000).

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000) From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
		DECREASING SURFACE QUALITY →				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10
		↑ DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓				

### 2.1.3.3 Criterios de rotura para macizos rocosos isótopos

Los dos criterios de rotura más utilizados son el de Hoek & Brown y el de Mohr-Coulomb, ambos han sido complementados y mejorados a través de los años.

#### (a) Criterio de Hoek & Brown

Es un criterio de rotura con base empírica para macizos rocosos isótopos. Tiene en cuenta los factores que determinan la rotura de un medio rocoso a gran escala, como son la no linealidad con el nivel de tensiones, la influencia del tipo de roca y del estado del macizo, la resistencia a la compresión y a la tracción, la disminución del ángulo de rozamiento con el aumento de la tensión de confinamiento, entre otros (González de Vallejo, 2002).

El criterio generalizado define la resistencia del macizo rocoso mediante la siguiente Ecuación 2.2 (Hoek & Brown, 2019):

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left( m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (\text{Ecuación 2.2})$$

Siendo:

$\sigma_1, \sigma_3$  esfuerzos principales (MPa).

$\sigma_{ci}$  resistencia a la compresión uniaxial (MPa).

Donde, además, las constantes de material de roca se definen según la Ecuación 2.3, Ecuación 2.4 y Ecuación 2.5

$$m_b = m_i \exp \left[ \frac{GSI-100}{28-14D} \right] \quad (\text{Ecuación 2.3})$$

$$s = \exp \left[ \frac{GSI-100}{9-3D} \right] \quad (\text{Ecuación 2.4})$$

$$a = \frac{1}{2} + 1/6 \left( e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad (\text{Ecuación 2.5})$$

El valor de  $m_i$  depende del tipo de roca, composición mineral, tamaño de grano y cementación de la roca, puede ser estimado en base a análisis de regresión de ensayos triaxiales experimentales en roca intacta.

Sobre el factor D, *blast damage factor*: Cuando los túneles, taludes o fundaciones son excavados en el macizo rocoso, la remoción de roca resulta en una liberación de esfuerzos la cual permite que el macizo rocoso se relaje y dilate. El objetivo de cualquier buen diseño es controlar esta dilatación y los consecuentes desplazamientos con el fin de minimizar la falla de la roca. Esto puede ser logrado mediante una cuidadosa selección de la forma de la excavación, método de excavación y, si es necesario, instalación de refuerzo y fortificación (Hoek & Brown, 2019). El factor D nace dado el contexto anterior y contempla esencialmente: daño por tronaduras,

excavaciones y relajación de esfuerzos (Hoek, 2012). Por lo anterior, se le llama también factor de tronadura (*blast damage factor*) o factor de perturbación.

El factor D oscila en un rango entre 0 y 1, donde D = 0 es para la roca sin afectación o alteración por tronadura, mientras que D = 1 es para un macizo rocoso altamente afectado (Hoek & Brown, 2019). Inicialmente, la asignación de su valor se rige por la Tabla 8.1 presente en el *Anexo A*, pero la sugerencia respecto a su uso en tronaduras es limitada y su aplicación es poco precisa.

Los dos mayores problemas para aplicar el factor son: escoger el valor adecuado y definir la zona de extensión adecuada. Lo anterior, dado que un mismo factor D no debe ser aplicado para un macizo rocoso entero, lo recomendable es generar zonas con diferentes valores (Hoek & Brown, 2019). Este tema se detalla a profundidad en la subsección 2.4.1.

Este criterio de falla y su asociado GSI han ganado amplia aceptación como herramientas para estimar la resistencia y deformación de macizos rocosos altamente afectados por discontinuidades. Dada la falta de alternativas, el criterio fue adoptado por la comunidad de la mecánica de rocas y su uso está ampliamente expandido siendo utilizado más allá de las limitaciones fijadas por sus autores (Hoek & Brown, 2019). Las aplicaciones realizadas para hacer más adaptable este criterio se centran en establecer nuevos criterios y fronteras para su variable *D* (*Anexo A*).

#### (b) Criterio de Mohr-Coulomb

Este criterio es un set de ecuaciones lineales en el espacio de los esfuerzos principales que describen la condición por la cual un material isotrópico fallará, ignorando cualquier efecto del esfuerzo principal intermedio, comúnmente denotado como  $\sigma_2$ . El criterio puede ser escrito como una función de los esfuerzos principales mayor y menor, o bien como esfuerzo normal  $\sigma$  y esfuerzo de corte  $\tau$ , como describe la Ecuación 2.6 (Labuz & Zang, 2012).

$$\tau = \sigma \tan(\phi) + C \quad (\text{Ecuación 2.6})$$

En la Ecuación 2.6, C y  $\phi$  son la cohesión y el ángulo de rozamiento de la matriz rocosa, respectivamente.

De este modo, este criterio define una envolvente de falla tal y como se observa en la Figura 2.1, dentro de la cual se puede establecer que todo punto que exceda la recta o envolvente involucra la falla del material. Cuando todos los esfuerzos principales son razonables, los experimentos demuestran que el criterio aplica considerablemente bien en roca, donde la compresión uniaxial  $C_0$  es mucho más grande que la tensión uniaxial, e.g.  $C_0/T > 10$  (Labuz & Zang, 2012).

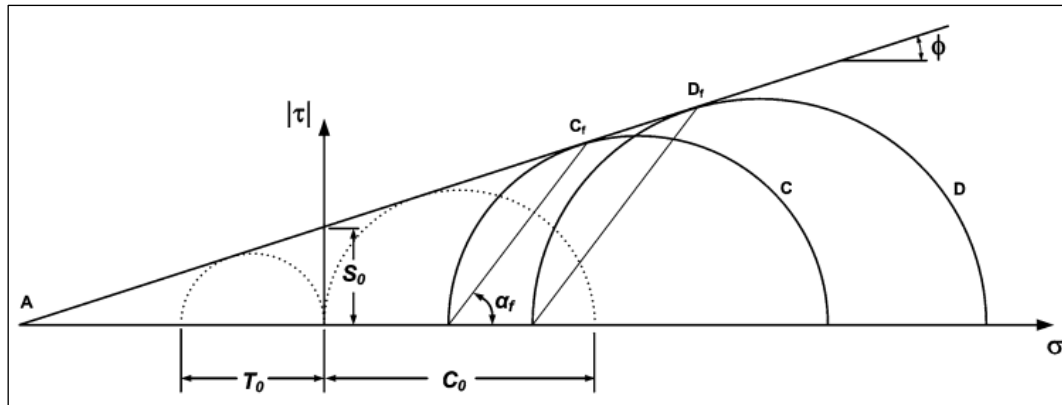


Figura 2.1: Envolvente lineal de Mohr-Coulomb. Extraído de Labuz & Zang, 2012.

El criterio de Mohr-Coulomb implica que tiene lugar una fractura por corte al alcanzarse la resistencia pico del material. La gran ventaja de este criterio es su sencillez (González de Vallejo, 2002). Sin embargo, presenta inconvenientes debido a que:

- Las envolventes de la resistencia en roca no son lineales; se ha comprobado experimentalmente que la resistencia de las rocas aumenta menos con el incremento de la presión normal de confinamiento que lo obtenido al considerar una ley lineal, lo que puede implicar errores al considerar los esfuerzos actuantes, sobre todo en zonas de bajos esfuerzos confinantes.
- La dirección del plano de la fractura según este criterio no siempre coincide con los resultados experimentales.
- El criterio sobrevalora la resistencia a la tracción (González de Vallejo, 2002).

No obstante, si se utiliza este criterio lineal de rotura para evaluar la resistencia de la matriz rocosa, se pueden adoptar las siguientes recomendaciones (González de Vallejo, 2002):

- Suponer que el valor de la cohesión es un valor próximo al 10% de la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.
- Adoptar un valor el ángulo de rozamiento interno según el nivel de tensiones con el que se trabaja, tomado de ensayos específicos o de tablas (González de Vallejo, 2002).

### 2.1.3.5 Variabilidad espacial

La presencia de discontinuidades sistemáticas con determinada orientación confiere un carácter anisotrópico al macizo rocoso, vale decir, las propiedades mecánicas cambian según la dirección considerada: por ejemplo, la resistencia de un macizo rocoso estratificado puede variar drásticamente para las direcciones paralela y perpendicular a la orientación de los planos de estratificación (González de Vallejo, 2002). En el análisis probabilístico de estabilidad de taludes está contenida una de las alternativas para representar la variabilidad espacial de las propiedades. Existen otras herramientas como el uso de la correlación de parámetros y la modificación de las propiedades por *datum* o profundidad, pero no serán aplicadas de este estudio.

### 2.1.4 Suelo

La definición convencional, indica que: “es un conjunto de partículas sólidas, sueltas o poco cementadas, más o menos consolidadas, de naturaleza mineral, fragmentos de roca o materia orgánica, con fluido intersticial rellenando huecos y que ha sufrido transporte o se ha desarrollado *in situ* (Posse, 1987)”. En condiciones normales, los suelos están sometidos a campos tensionales débiles (Madariaga, 2015).

### 2.1.5 Talud

Un talud corresponde a cualquier superficie inclinada respecto a la horizontal que las estructuras de la tierra adopten permanentemente, ya sea en forma natural o como consecuencia de la intervención humana (*Guía N° 4 de operación para la pequeña minería, SERNAGEOMIN, 2018*). El término proviene del vocablo francés *talus* y la definición formal corresponde a “inclinación del paramento de un muro o terreno” (DRAE, 2021). La Figura 2.2 ilustra la comparativa entre un talud de origen natural versus un talud de origen artificial.



Figura 2.2: Izquierda, talud natural en Big Bend National Park, USA. Derecha, talud artificial en Valencia, España.

#### 2.1.5.1 Talud en minería

En Minería a cielo abierto, el talud corresponde a una unidad estructural básica que compone diseño de explotación, ya sea en minería de rajo o de cantera. En minería de mediana a gran escala, es de los mayores desafíos en cada una de las etapas de planificación y operación. Este requiere conocimiento especializado de geología, geotecnia e hidrogeología (Read & Stacey, 2009).

En la etapa de diseño, los taludes son representados por un modelo de bloques del yacimiento y son la primera aproximación de la geometría que tendrá un rajo en el posterior periodo de explotación. La Figura 2.3 muestra los componentes más importantes en cuanto a los taludes mineros (Hernández, 2019).



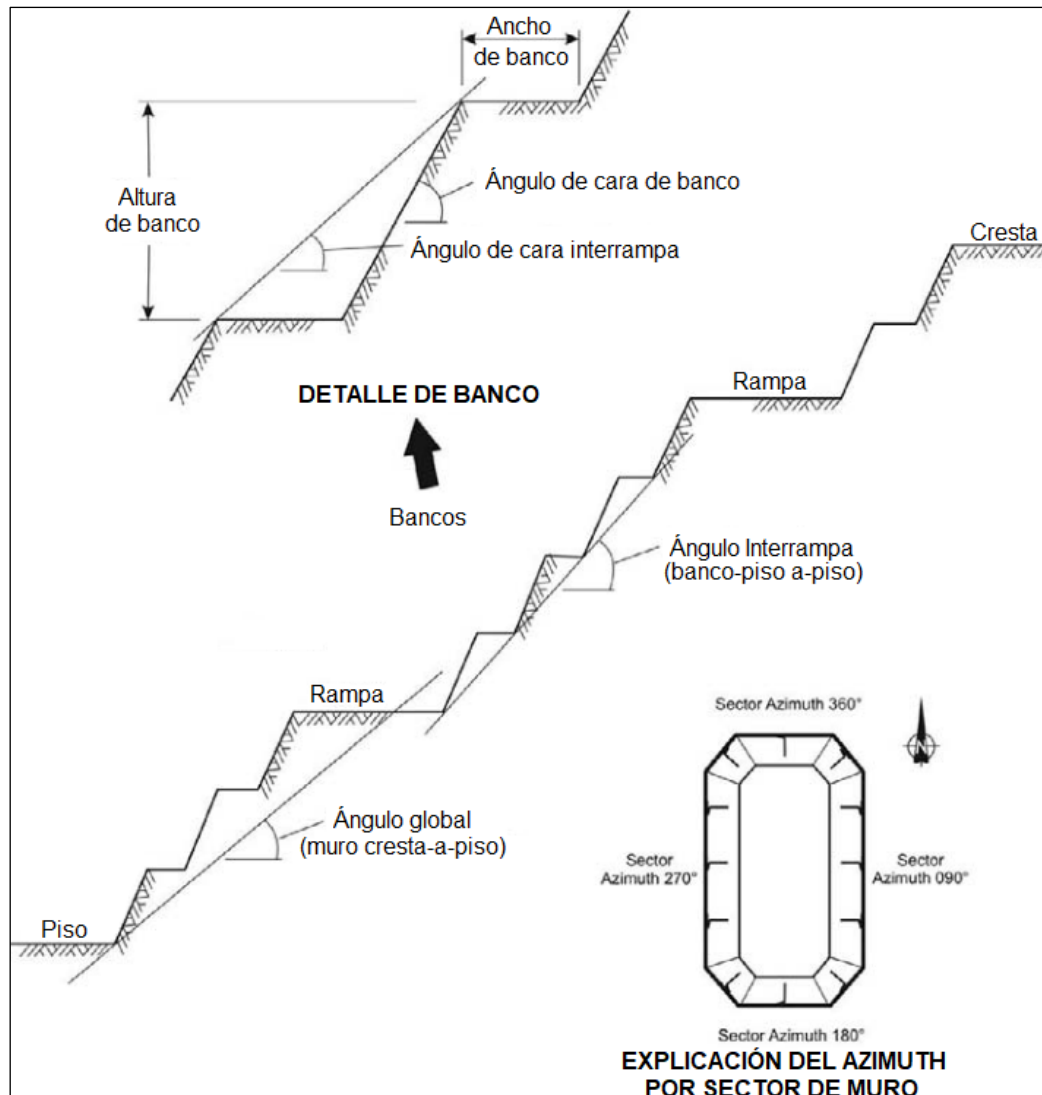


Figura 2.3: Esquema de taludes mineros con sus principales componentes. Adaptado de Read y Stacey (2009).

## 2.2 Estabilidad de taludes

El estudio de la estabilidad en taludes es una práctica que proviene de la ingeniería civil y geotécnica. Dado un talud de origen artificial, como lo son los mineros, se puede evaluar su diseño y estudiar su posible modificación con el paso del tiempo, según sea necesario. El cálculo del factor de seguridad y la locación de la superficie crítica de falla forman las bases de esta práctica, llevada a cabo utilizando un enfoque determinístico o probabilístico (Carranza-Torres & Hormazabal, 2018).

La mayoría de las veces, el estudio de la estabilidad de los taludes no puede realizarse a nivel general, sino talud por talud, ya que las inestabilidades suelen ir asociadas a la presencia de discontinuidades concretas con orientaciones determinadas, en suma, a otro tipo de condiciones afectantes al macizo rocoso que pueden variar espacial y temporalmente (Ramírez & Alejano, 2004).

### **2.2.1 Factores que desencadenan fenómenos de inestabilidad**

Los principales factores influyentes en la estabilidad de un talud en un rajo minero se comentan en esta subsección.

#### **(a) Características del macizo rocoso**

Tipo y distribución de las rocas, propiedades de la roca intacta, propiedades del macizo rocoso, orientación de la estructura y sus discontinuidades principales, espesor y competencias de sus recubrimientos (Madariaga, 2015).

#### **(b) Condiciones ambientales**

Presiones intersticiales, régimen hidrogeológico e hidrológico, temperatura y gases existentes en el macizo rocoso (Madariaga, 2015).

#### **(c) Geometría de la excavación**

Forma, tamaño, orientación, situación con respecto a excavaciones adyacentes, geometría de las intersecciones, esquema y secuencia de avance del minado (Madariaga, 2015).

En este apartado se debe recalcar que las minas antiguas han visto la necesidad de aumentar su ángulo de talud para poder seguir generando beneficio económico, lo cual hace necesarios estudios globales de estabilidad (SERNAGEOMIN, 2018).

#### **(d) Movimientos dinámicos**

Eventos producidos por sismos, tráfico de equipos, trabajo de maquinaria y detonaciones de tronadura (Madariaga, 2015). Este factor es el más relevante en el presente documento dado que se analizará el efecto de inestabilidad que generan las tronaduras mineras sobre un talud de roca.

#### **(e) Condiciones constructivas**

Métodos de excavación (escarpe, tronadura u otro), sistemas de sostenimiento y tiempo de exposición abierta de la excavación (Madariaga, 2015).

### **2.2.2 Mecanismos de rotura en taludes mineros de rajo.**

Los movimientos de masas formadas por diferentes tipos de materiales: rocas, suelos, rellenos artificiales o también combinaciones de estos, a través de una superficie particular, se denominan mecanismos de falla o rotura (Ramírez & Alejano, 2004).

Desde el punto de vista mecánico, los mecanismos de rotura más comunes en taludes de rajo son los de rotura plana y en cuña; en los cuales deslizan uno o más planos de discontinuidad, los de rotura circular; donde la superficie de rotura sigue una tendencia circular sin relación importante con los planos de junta, y los por vuelco; donde el deslizamiento se produce por una rotación hacia el exterior del talud gobernada por las estructuras del macizo (Hoek, 2018).

Estos procesos de falla pueden ocurrir tanto en un banco a escala individual como en el talud general del rajo minero y no es inusual encontrar varios de estos tipos de roturas o combinaciones de ellas en un talud de cielo abierto. Todos estos tipos de falla, con excepción de la falla por volcamiento, involucran simples deslizamientos conducidos por gravedad a través de los planos o zonas que son significativamente más débiles que el macizo rocoso remanente. En el caso de la falla por volcamiento, las discontinuidades en manto crean superficies de liberación que permiten a las columnas de roca caer hacia el exterior de la cara del talud (Hoek, 2018).

A continuación, se detallan los tipos de falla más comunes en taludes de roca (Figura 2.4), para lo cual se debe considerar la siguiente nomenclatura:

$\alpha$ : Buzamiento o rumbo discontinuidad o de la línea de intersección entre planos.

$\gamma$ : Buzamiento o rumbo talud.

$\beta$ : Ángulo de rozamiento interno.

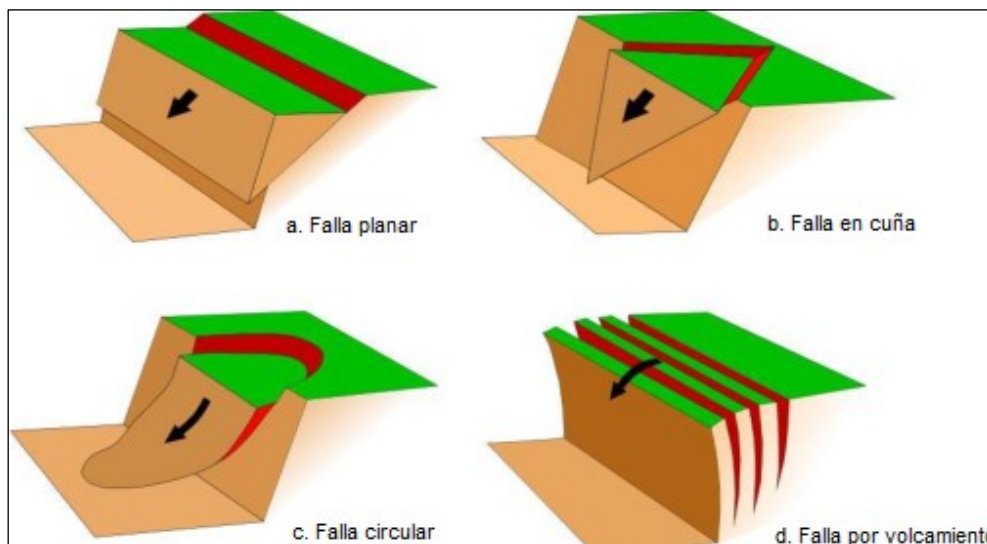


Figura 2.4: Ilustración simplificada de los mecanismos de falla más comunes. Adaptado de Hoek (2018).

#### (a) Falla planar

Se produce a favor de una superficie preexistente, la cual puede ser la estratificación, una junta tectónica, una falla, etc. La condición básica es la presencia de discontinuidades buzando a favor del talud y con su misma dirección, cumpliéndose la condición de que la discontinuidad debe estar descalzada por el talud ( $\gamma > \alpha$ ) y su buzamiento debe ser mayor que su ángulo de rozamiento interno ( $\alpha > \beta$ ) (González de Vallejo, 2002).

#### (b) Falla en cuña

Corresponde al deslizamiento de un bloque en forma de cuña, formado por dos planos de discontinuidad, a favor de su línea de intersección. Para que se produzca este tipo de rotura, los dos planos deben aflorar en la superficie del talud y se deben cumplir las

siguientes condiciones:  $\gamma > \alpha > \beta$ , siendo en este caso  $\alpha$  el buzamiento de la línea de intersección (González de Vallejo, 2002).

(c) Falla circular

También llamada rotura curva, puede ocurrir en macizos rocosos blandos poco competentes y en macizo muy alterados o intensamente fracturados, que presentan un comportamiento isotrópico y donde los planos de discontinuidad no controlan el comportamiento mecánico; en este caso, el macizo se comporta como un suelo. No obstante, la existencia de zonas singulares de debilidad y de grandes planos de discontinuidad en este tipo de macizo, como fallas, pueden condicionar modelos de rotura de otros tipos (González de Vallejo, 2002).

(d) Falla por volcamiento

También llamado vuelco de estratos se produce en taludes y macizo rocosos donde los estratos presentan buzamiento contrario a la inclinación del talud y dirección paralela o subparalela al mismo. En general, los estratos aparecen fracturados en bloques a favor de sistemas de discontinuidades ortogonales entre sí (González de Vallejo, 2002)

### 2.2.3 Factor de seguridad (*FS* o *FoS*)

Es un índice de seguridad representado por un valor numérico que se utiliza para cuantificar el potencial de ocurrencia de cierto evento físico. Para taludes, el *FoS* (*Factor of Safety*) es tradicionalmente definido como la relación del actual esfuerzo de corte sobre el mínimo esfuerzo de corte requerido para prevenir la falla. Duncan (2017) menciona que el *FoS* es el coeficiente por el cual la resistencia al corte del terreno debe ser dividida para asegurar que el talud llegue al borde de la falla. La fórmula de cálculo varía según el método empleado, pero en líneas generales puede definirse según la Ecuación 2.7.

$$FoS = \frac{\text{Resistencia del suelo}}{\text{Tensiones para equilibrio}} \quad (\text{Ecuación 2.7})$$

Este factor no considera todos los modos de falla posibles, por ejemplo, la Ecuación 2.7 se enfoca en la falla por corte. El *FoS* es un artificio para ser usado como índice, pero su real significado en términos de seguridad debe ser analizado cuidadosamente en función de los antecedentes y conociendo las limitaciones de los métodos usuales de cálculo; un factor de seguridad superior a 1 no asegura la estabilidad y adecuado comportamiento de una estructura (Valenzuela, 2021). Hay otros aspectos a considerar como la deformación de los materiales, la incerteza de los ensayos que caracterizan las estructuras, la estabilidad química, entre otros.

## 2.2.4 Métodos de cálculo estabilidad de taludes

Los métodos de estabilidad de taludes se basan en un planteamiento físico-matemático en el que intervienen fuerzas estabilizadoras y desestabilizadoras que actúan sobre el talud y que determinan su comportamiento y condiciones de estabilidad. Estos métodos pueden dividirse en dos grandes grupos: Métodos determinísticos o métodos probabilísticos (Sanhueza & Rodríguez, 2013).

### 2.2.4.1 Métodos determinísticos

En esta subsubsección se revisan los dos métodos más utilizados. Un método determinístico de entrega como resultado final un único factor de seguridad (FoS), o en su defecto, un *Strenght Reduction Factor (SRF)* crítico.

#### (a) Métodos de equilibrio límite (LEM)

El denominado análisis de equilibrio límite (LEM) permite obtener los valores de resistencia al corte al momento de falla por medio del criterio Mohr-Coulomb, y a través de este cuantificar esta falla por medio de un factor de amenaza llamado factor de seguridad. Este análisis consiste en determinar de manera cuantitativa si existen los suficientes esfuerzos de resistencia del suelo del talud para soportar los esfuerzos de corte que tienden al deslizamiento (Sanhueza & Rodríguez, 2013).

Todos los métodos de equilibrio límite se basan en ciertos supuestos para las fuerzas entre dovelas normal y la de corte, y la diferencia básica entre los métodos es cómo se determinan estas fuerzas o asumidas. Además de esto, la forma de la superficie de falla asumida y las condiciones de equilibrio necesarias para calcular los FoS (Chambe, 2019).

Dentro de las ventajas de este tipo de análisis se encuentra (Javankhoshdel, 2020):

- Método de análisis de taludes más común.
- Experiencia extensiva.
- Formulación relativamente simple.
- Análisis rápido.
- Útil para evaluar sensibilidad falla para parámetros de entrada.
- Requiere mínima cantidad de parámetros de entrada.

Por otro lado, dentro de sus desventajas se puede destacar (Javankhoshdel, 2020):

- El mecanismo y modo de falla se asume antes de resolver el problema.
- Asunciones arbitrarias para asegurar determinación estática.
- Pasa por alto el comportamiento del esfuerzo-deformación.
- No provee información acerca de las deformaciones.

Es relevante añadir que dentro de la suite de programas de *Rocscience*, aquellos que emplean este tipo de análisis para la evaluar estabilidad son *Slide2* (dos dimensiones) y *Slide3* (tres dimensiones). Entre los LEM disponibles para aplicar se encuentran:

Bishop simplificado, Spencer, Janbu simplificado/corregido, Morgenstern-Price, Sarma, entre otros.

#### (b) Método de Elementos Finitos (FEM)

El método de elementos finitos (FEM) divide el modelo en un número determinado de piezas o elementos de una malla. Los esfuerzos y deformaciones son calculados usando las leyes constitutivas de los materiales que componen el modelo del talud. Cada elemento tiene una función de desplazamiento y está conectado a otro mediante nodos comunes. La falla ocurre naturalmente dentro de las zonas en las cuales el esfuerzo de corte del suelo es incapaz de sostener los esfuerzos de corte aplicado (Griffiths, 1999).

Apoyado en el método *Shear Strength Reduction* (SSR) los parámetros de un talud son reducidos por un cierto factor (*SRF*) y posteriormente se calcula el análisis por elementos finitos. El proceso se repite para cada valor diferente del factor de reducción de resistencia (*SRF*), hasta que el modelo se vuelve inestable (los resultados del análisis no convergen). Esto determina un *SRF crítico*, el cual es equivalente – conceptualmente hablando – al clásico *FoS* de un talud calculado en los LEM (*Rocscience*, 2004).

Dentro de las ventajas del FEM empleando SSR, según Javankhoshdel (2020):

- No asume el mecanismo de falla.
- Toma en cuenta varios comportamientos de estrés-deformación.
- Ofrece información sobre las deformaciones de los estados de estreses actuantes.
- Revela el progreso y desarrollo del mecanismo de falla.

Las desventajas del método, de acuerdo con el mismo autor:

- Tiempo/velocidad de cómputo elevados.
- Requiere más parámetros de entrada sobre los materiales.
- Requiere más experiencia de la que se enseña comúnmente a los ingenieros geotécnicos.
- Definición de inestabilidad de solución y convergencia; la no convergencia puede ser resultado de inestabilidad numérica e inestabilidad física.
- El análisis de sensibilidad es difícil.

El programa *RS2* funciona con este método de cálculo, y a través de este se enfoca el análisis empleado en este trabajo. Debe destacarse que, según se constata en su manual oficial, *RS2* computa adecuadamente *SRF* menores a 1 para modelos de una etapa, pero para modelos multietapa, la solución es precisa si y solo si todas las etapas hasta la última convergen. Este programa usa el estado tensional asociado al fin de la penúltima etapa como el estado de estreses inicial para el análisis por SSR. Así que, si éste es inválido (dada una no-convergencia) el análisis SSR no será correcto.

### (c) Método Esfuerzo-Deformación

Esta técnica se puede aplicar en análisis con situaciones complejas relacionadas con la geometría, anisotropía y comportamiento no lineal de los materiales geológicos, tensiones in situ, presión de poros, cargas externas y cargas sísmicas. Por medio del modelamiento numérico es posible la solución de las diferentes ecuaciones gobernantes que consideran el comportamiento elástico y plástico, determinando valores de deformación, desplazamientos y tensiones que se generan en el modelo analizado, con el cual se determina el proceso de rotura (Chambe, 2019). En resumen, este método resuelve un gran sistema de ecuaciones. Puede utilizar tanto el criterio de Mohr-Coulomb como el de Hoek & Brown (2019). Ejemplo: Análisis de deformación discontinua (en inglés: *Discontinuous Deformation Analysis, DDA*)

#### 2.2.4.2 Métodos probabilísticos

Una de las desventajas en el análisis de estabilidad determinístico es la imposibilidad de considerar la alta variabilidad de las propiedades de los suelos. Esta heterogeneidad puede atribuirse a las diferentes condiciones de *deposición* de los suelos y las diferentes historias de esfuerzos a los que ha estado expuesto. Los análisis probabilísticos proveen una excelente herramienta para tomar en cuenta la variabilidad de estas propiedades y para desarrollar algoritmos racionales para estimar los parámetros de diseño mediante probabilidades donde el nivel de riesgo asociado puede cuantificarse (Elkateb, Chalaturnyk, & Robertson, 2003).

Para realizar un análisis probabilístico, se requiere un input de tipo distribución en al menos uno de los parámetros, a diferencia del análisis determinístico, el cual requiere solamente un valor por input.

Diferentes contextos de aplicación (Cami & Javankhoshdel, 2020):

- Pocos datos, lo cual permite proponer una distribución.
- Un dato, con el cual se puede proponer una distribución uniforme.
- Muchos datos, con lo cual se puede determinar la distribución exacta.

Este tipo de análisis elimina la confianza ciega en usar valores únicos para un parámetro y toma en cuenta la incerteza asociada a cada valor. Permite considerar todos los casos posibles, en vez de solo uno. Los resultados obtenidos serán la probabilidad de falla (*PoF*), además del ya probado FoS (Cami & Javankhoshdel, 2020) o *SRF* crítico, el cual puede ser analizado como un valor medio de la muestra simulada.

Como ya se ha mencionado anteriormente, la probabilidad de falla o *PoF* (*Probability of Failure*) corresponde al resultado esperado al realizar un análisis probabilístico y en el caso de un análisis de simulación de eventos, la Ecuación 2.8 corresponde al cálculo de la *PoF*.

$$PoF = \frac{\text{Número de simulaciones con } FS < 1}{\text{Número total de simulaciones}} \quad (\text{Ecuación 2.8})$$

La probabilidad de falla, igual que el  $FoS/SRF$  crítico medio, contienen las incertezas contempladas en el análisis probabilístico, por lo cual resulta más confiable y robusto que un único  $FoS$  al momento de realizar un análisis de estabilidad, tal y como se aprecia la Figura 2.5. Notar que la  $PoF$  es independiente del  $FoS$ .

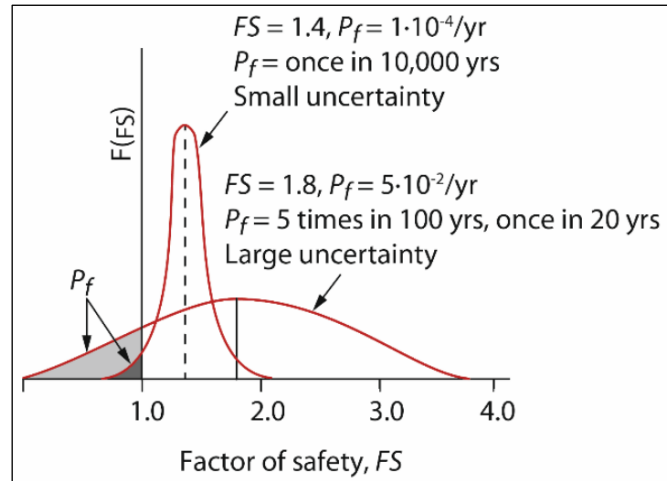


Figura 2.5: Factor de seguridad y probabilidad de falla de un talud. Fuente Lacasse et al. (2019).

#### (a) Método de Monte Carlo

El Método de Montecarlo consiste en ir introduciendo en un modelo determinista una serie de variables en forma de distribución y generadas de manera aleatoria, recuperando el resultado final en forma de histograma (Ramírez & Alejano, 2004). Existen actualmente programas que implementan el método de Montecarlo asociado a hojas de cálculo (Microsoft Excel), lo cual facilita enormemente los cálculos. Los *softwares* actuales de evaluación de estabilidad, como *Rocscience*, incluyen en sus funciones un módulo para la aplicación de métodos probabilísticos como el de Montecarlo, de modo que no es necesario recurrir a *softwares* externos para este tipo de procesamiento de datos.

En este método se generan una serie de valores aleatorios para cada función de probabilidad que se corresponderá con un parámetro de entrada y se introducen estos valores en el modelo determinista (ecuación o conjunto de ecuaciones), elaborando una función de probabilidad o histograma (que podría ser en forma acumulada) para las variables de salida, que serán resultados como el factor de seguridad (Ramírez & Alejano, 2004).

La simulación de Montecarlo ha ganado popularidad principalmente debido a su simplicidad conceptual; este método básicamente crea modelos probabilísticos, a partir de datos de campo, para las variables con mayor incertidumbre asociada (p.e. ángulo de fricción, cohesión) y utiliza estos modelos para generar una gran cantidad valores del factor de seguridad correspondientes a valores críticos de los parámetros decisivos (buzamiento de la cara del talud, altura del talud, presencia de agua y otros) en la estabilidad de un talud; para posteriormente estimar la probabilidad de falla del talud (Medinaceli Tórrez & Medinaceli Ortiz, 2021).



La cantidad de corridas de simulación en taludes mineros de rajo ha mostrado tener una convergencia razonable alrededor de las 2000-3000 repeticiones para este método. Esto fue observado por Gibson (2011) según se demuestra en la Figura 2.6. En sí, el número de simulaciones necesarias depende en gran medida de la variabilidad de los datos de entrada, pero otros autores como (Tamayo, 2017) menciona recomienda alrededor de 4000 simulaciones como mínimo, lo cual coincide por lo observado por Gibson (Figura 2.6). Autores como Cho (2010) recomiendan realizar un análisis de sensibilidad, el cual consiste en comenzar un número de simulaciones bajo y luego aumentarlo gradualmente hasta notar cambios poco significativos en la *PoF*, de tal modo que se fije un número de simulaciones adecuado al modelo.

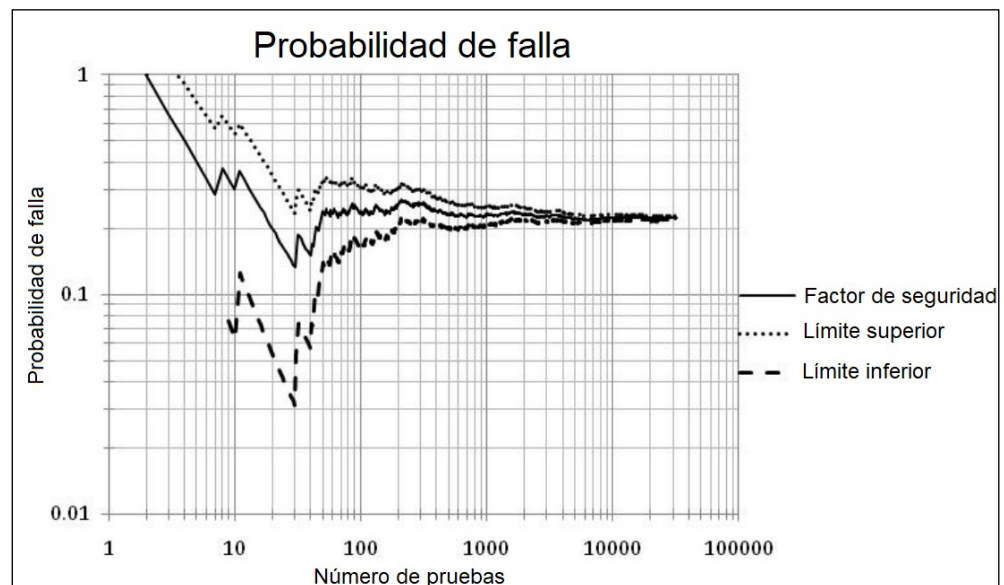


Figura 2.6: Probabilidad de falla versus número de simulaciones de Montecarlo. Adaptado de Gibson, 2011.

Si se requiere llegar a un valor exacto sin realizar un análisis de sensibilidad, existe un formulismo propuesto por Krahn (2004), el cual se describe en la Ecuación 2.9.

$$n = \left[ \frac{(d)^2}{4(1-\varepsilon)^2} \right]^m \quad (\text{Ecuación 2.9})$$

Donde:

n = número de muestreos de Monte Carlo.

m = número de variables aleatorias.

d = desviación estándar normal.

$\varepsilon$  = nivel de confianza.

#### (b) Método de hipercubo latino

El muestreo de hipercubo latino, o LHS (sigla del inglés, *Latin Hypercube Sampling*) es un tipo de Método de Monte Carlo estratificado, pues implica una pseudo aleatoriedad al forzar el muestreo a seguir la función de probabilidad de forma más

directa. A continuación, la Figura 2.7.1 ilustra un muestreo por Monte Carlo, mientras que la Figura 2.7.2 ilustra uno por LHS.

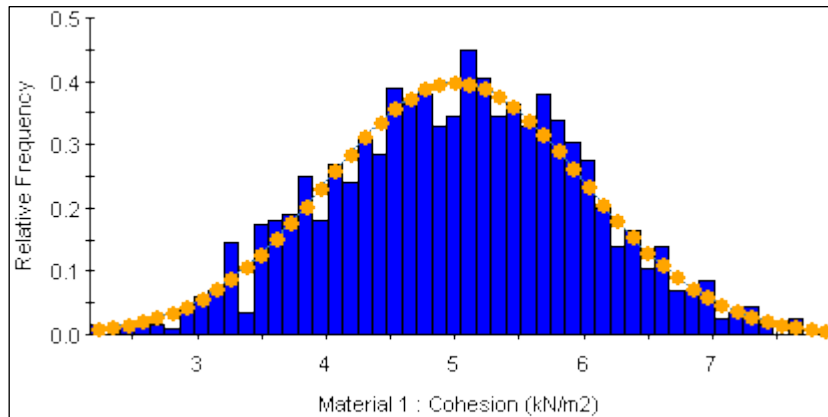


Figura 2.7.1: Muestreo de una distribución Normal por método Monte Carlo (1000 iteraciones). Fuente: Guía de usuario RS2.

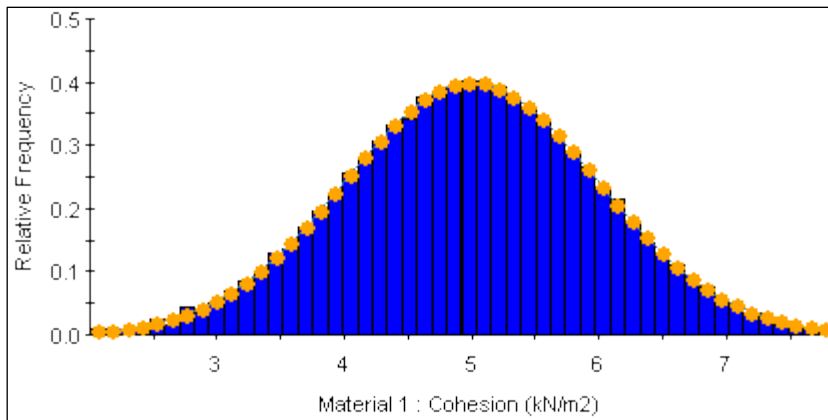


Figura 2.7.2: Muestreo de una distribución Normal por método LHS (1000 iteraciones). Fuente: Guía de usuario de RS2.

Se ha demostrado que el LHS es más eficiente y consume menos tiempo que el método de Monte Carlo tradicional, dado que alcanza la convergencia en un menor número de iteraciones (MA et al., 2011). Siguiendo esta línea, la recomendación hecha por los profesionales de *Rocscience*, Cami & Javankhoshdel (2020) es utilizar este método de muestreo para el análisis probabilístico de estabilidad de taludes.

### 2.2.5 Criterios de aceptabilidad

Dada la imposibilidad de involucrar todas las variables y la incerteza que rodea al cálculo del FoS, elegir un mínimo aceptable ya sea para implementar el diseño o aprobar el monitoreo del análisis de estabilidad de un talud no es trivial. Varios criterios han sido desarrollados a través de los años, basándose en diferentes aspectos como el económico (costo-beneficio) y los riesgos (potencial accidentes o lesiones).

La aceptabilidad se evalúa convencionalmente de dos formas, basado en el *FoS*, o basado en la probabilidad de falla (*PoF*).

(a) Criterio para Factor de Seguridad

Wesseloo y Read (Read & Stacey, 2009) presentan el parámetro típico de aceptabilidad en la Tabla 2.2, el cual será el que se empleará en el presente documento. Nota: El FOS es un valor mínimo permitido.

Tabla 2.2: Criterio de aceptación para factores de seguridad en rajos mineros. Basado en Read & Stacey (2009).

Escala del talud	Consecuencia de la falla	<i>FoS</i> mínimo (estático)	<i>FoS</i> mínimo (dinámico)
Banco	Baja-alta	1,10	NA
Interrampa	Baja	1,15-1,20	1,00
	Media	1,20	1,00
	Alta	1,20-1,30	1,10
General	Baja	1,20-1,30	1,00
	Media	1,30	1,05
	Alta	1,30-1,50	1,10

(b) Criterio para Probabilidad de Falla

Wesseloo y Read (Read & Stacey, 2009) presentan el parámetro típico de aceptabilidad en la Tabla 2.3, el cual será el que se empleará en el presente documento. Es atinente mencionar que la evaluación de la *PoF* posee una lógica inversa a la del *FoS*, dado que el valor aceptado debe ser menor a un máximo y no superior a un mínimo.

Tabla 2.3: Criterio de aceptación para probabilidad de falla en rajos mineros. Basado en Read & Stacey (2009).

Escala del talud	Consecuencia de la falla	<i>PoF</i> máximo
Banco	Baja-alta	25-50%
Interrampa	Baja	25%
	Media	20%
	Alta	10%
General	Baja	15-20%
	Media	10%
	Alta	5%

## 2.3 Tronaduras mineras y daño al macizo rocoso

Revisión de las características de los diferentes tipos de tronaduras o voladuras mineras y el estudio de los efectos que su onda de presión posee en la estabilidad del macizo rocoso.

### 2.3.1 Tronaduras mineras

La tronadura es la operación que tiene por finalidad el arranque del mineral desde el macizo rocoso, aprovechando de la mejor manera posible la energía liberada por el explosivo colocado en los tiros (o barrenos) realizados en la etapa de perforación. El mejor aprovechamiento se obtiene al aplicar la energía justa y necesaria para generar una buena fragmentación del mineral, evitando daños en la caja de la labor minera (SERNAGEOMIN, 2018).

#### (a) Tronadura de operación

El objetivo principal de esta técnica de tronadura es separar el mineral de interés que se quiere extraer del macizo rocoso, además de asegurar una granulometría apta para el transporte y posterior proceso de conminución (Moscoso, 2021).

#### (b) Tronadura de contorno

El objetivo de la tronadura de contorno es perfilar los contornos de excavación, de forma que resulten superficies sanas, estables y regulares, por consiguiente, esta técnica de voladura es menos productiva que la anterior y posee un mayor costo (Moscoso, 2021). En la Figura 2.8 se observa el detalle de esta técnica.

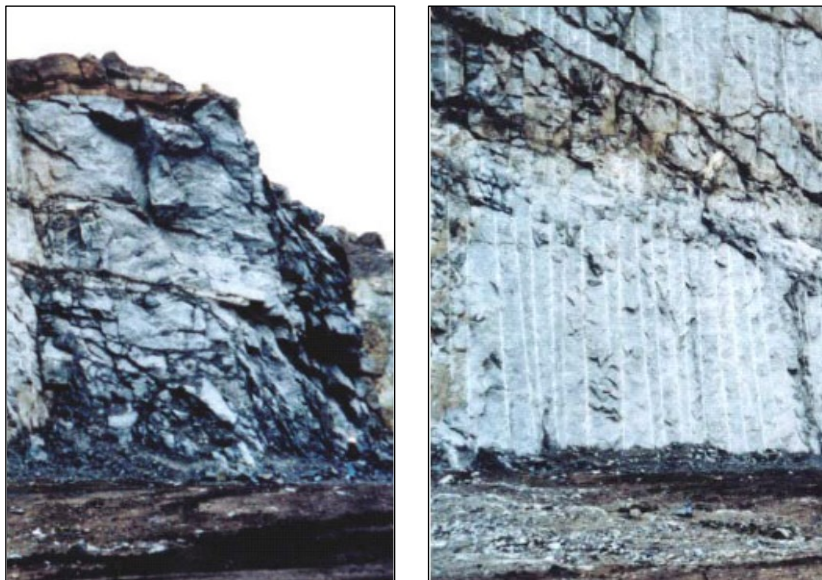


Figura 2.8: Izquierda, resultado de voladura sin control de daño. Derecha, resultado de voladura con tronadura de contorno. Fuente: García et al. (2018).

La técnica consiste en delimitar la superficie de contorno con barrenos de diámetro generalmente menores a 100 (mm), levemente cargados y perforados muy próximos entre sí, los cuales se disparan simultáneamente (Moscoso, 2021).

La correcta aplicación de esta técnica garantiza:

- Mínimo agrietamiento en el macizo rocoso, debido a los bajos esfuerzos de compresión producido por los barrenos con poca carga.
- Generación de esfuerzos de tracción perpendiculares a la superficie de contorno, los cuales superan la resistencia a la tracción de la roca produciendo una fractura lo más limpia posible (Moscoso, 2021).

Existen dos variantes de estas técnicas, en estas varía la detonación de los barrenos de contorno respecto a la voladura completa, la voladura de recorte y la voladura de precorte.

Las voladuras de contorno se utilizan de manera específica, y se desarrollaron debido a los defectos que poseen las voladuras convencionales (Moscoso, 2021).

- Labores de saneo complementarias: Debido al efecto de la tronadura, el macizo rocoso cercano se ve fracturado, por ende, se necesitan voladuras de contorno para que no se vean afectadas las características geotécnicas del macizo rocoso que dará estabilidad a los taludes.

- Sobre excavaciones y perfiles definitivos: Cuando se pretende hacer voladuras en perfiles definitivos, el macizo rocoso circundante no puede verse afectado, ya que esto podría incurrir en tratamientos posteriores para subsanar los efectos secundarios de la tronadura.

#### (b) Tronadura de remate

Esta técnica se utiliza como franja colindante a la línea de diseño y es utilizada cuando el talud posee una mayor exposición temporal. Sus características son similares a las de la tronadura de contorno con línea de precorte, pero con un factor de carga en los barrenos muy reducido (Moscoso, 2021).

### **2.3.2 Afección de las tronaduras al macizo rocoso.**

Si bien de manera general se puede establecer que el daño que provoca el explosivo sobre el macizo rocoso se traduce en una disminución de sus propiedades mecánicas resistentes, es interesante hacer una distinción acorde con los efectos que se perciben tras realizar la tronadura (Ramírez & Alejano, 2007).

#### (a) Efectos de la disminución de las propiedades del macizo

La disminución de las propiedades mecánicas resistentes en el macizo mencionada anteriormente produce menor estabilidad mecánica de los frentes a corto y largo plazo. A corto plazo, se presenta el siguiente escenario: mayor necesidad de saneo, mayor riesgo de caída de bloques, mayor necesidad de sostenimiento y menores ángulos de

talud estable. A largo plazo, debe considerarse las consecuencias de que las grietas generadas en el macizo incrementen los flujos de agua, lo cual podría generar un efecto en cadena que genere un cambio mayor en las propiedades (García et al., 2018).

(b) Fenómeno físico del daño por tronadura

Cuando el explosivo detona, provoca una onda de alta presión que actúa sobre las paredes del barreno, pero cuya energía se transmite al macizo rocoso circundante, atenuando su valor rápidamente con la distancia (Ramírez & Alejano, 2004). Dicho fenómeno se puede observar gráficamente y simplificadamente en la Figura 2.9.

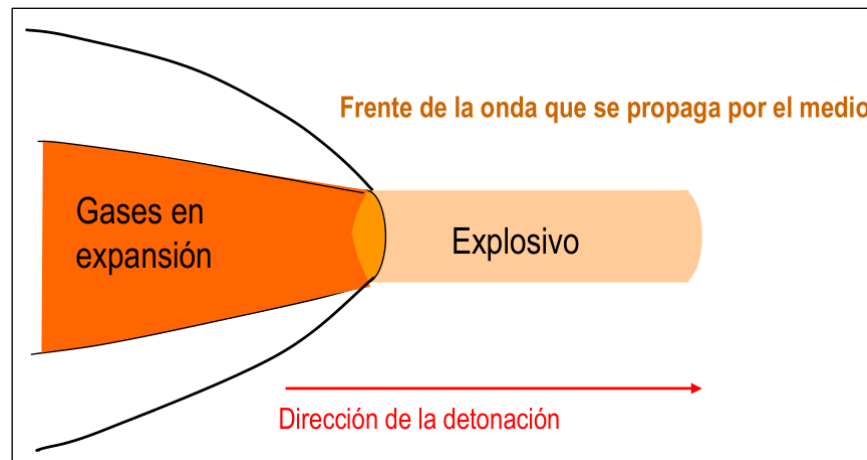


Figura 2.9: Detonación y su efecto sobre el macizo. Fuente: García et al. (2018).

El daño en campo cercano producido por esta onda se expresa en una serie de efectos dinámicos complejos, que son descritos y sintetizados en la siguiente secuencia (ver Figura 2.10): En los instantes iniciales, la roca se pulveriza si las tensiones dinámicas, originadas por la presión, superan la resistencia de la roca bajo dichas condiciones de carga (Punto 1). Posteriormente, se producen tensiones tangenciales tractivas que provocarán grietas radiales si sobrepasan la resistencia de la roca (Punto 2). Conforme se propaga la onda, se debilitan las fisuras preexistentes, reactivándose algunas de ellas a su paso (Punto 3). Mientras tanto, los gases presionan sobre las paredes del barreno introduciéndose entre las fisuras y grietas, disgregando y empujando el material durante unos milisegundos hasta que la energía se transmite al exterior (García et al., 2018).

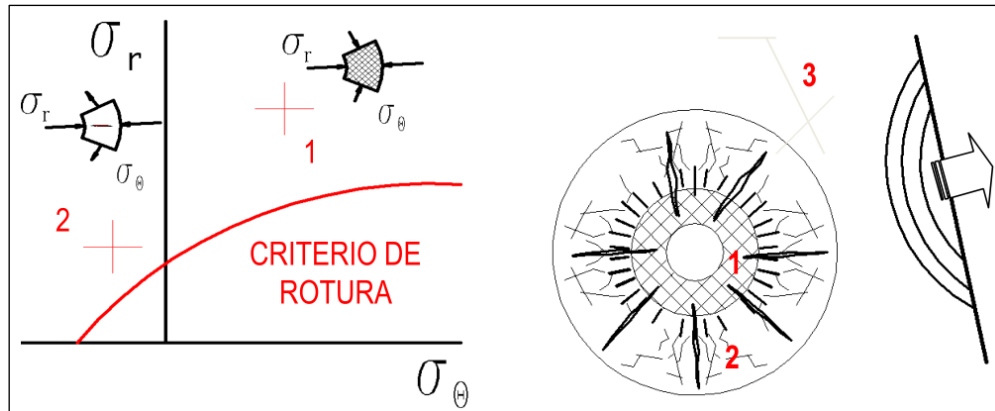


Figura 2.10: Detonación y su efecto sobre el macizo explicado mediante estados tensionales. Fuente: García et al. (2018).

### (c) Presión por tronaduras

Al realizarse la iniciación de la tronadura dentro de un pozo, se genera un efecto de carga en las paredes laterales dentro de la perforación por la presión de detonación que se ejerce en el contorno del tiro mencionados en el punto anterior. Esta onda de presión transmite energía a través del medio circundante siguiendo una tendencia radial, la cual es la responsable de generar grietas y desplazamientos de materia del medio rocoso (Duncan, 2017).

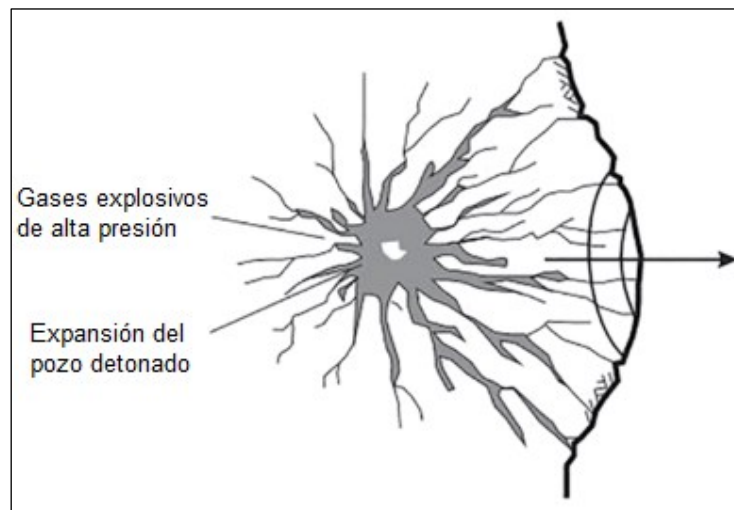


Figura 2.11: Vista en planta de la extensión radial de las fracturas hacia la cara libre y desplazamiento del macizo rocoso fracturado. Adaptado de Duncan (2017).

Considerando que la perforación o barreno está completamente cubierta por explosivo de forma radial, es decir, no existe espacio entre el explosivo y las paredes del pozo, la presión  $P_e$  de expansión en las paredes equivale a la liberada por explosivo y se puede calcular según la Ecuación 2.10 (Gui, 2017).

$$P_e = \frac{\rho_e \cdot VOD^2}{8} \quad (\text{Ecuación 2.10})$$

Donde:

$\rho_e$  = densidad del explosivo ( $\text{kg/m}^3$ ).

$VOD$  = velocidad de detonación del explosivo (m/s), función del radio de explosivo.

La  $VOD$  del ANFO, explosivo más común empleado en minería, se ajusta según la siguiente curva experimental (Gui, 2017) expresada en la Ecuación 2.11.

$$VOD = -0,1514r_e^2 + 44,272r_e + 874,74 \quad (\text{Ecuación 2.11})$$

Donde:

$r_e$  = radio cilíndrico de ANFO (m).

## 2.4 Análisis de estabilidad de taludes bajo efecto de tronaduras

A continuación, se realiza una reseña de la forma en que los investigadores han abordado a través de los años el análisis de estabilidad considerando los daños que la onda de choque de tronadura posee en las estructuras.

### 2.4.1 Variación del Factor D, *blast damage factor*

La estrategia con la que los investigadores han abordado los daños al macizo que la onda de alta presión por tronadura genera y afecta el análisis de estabilidad, corresponde a la variación del componente D del criterio de estabilidad de Hoek & Brown (Hoek et al., 2002), esto con el fin de generar zonas que representen las diferentes afecciones a la roca en un análisis estático de tipo determinístico o probabilístico.

En la propuesta original, el factor D posee una asignación muy genérica y subjetiva en cuanto a su magnitud, que puede oscilar de 0 a 1 si la condición de afección es nula o elevada respectivamente (Hoek, 2018). Hoek indica un ancho T de zona en el que afecta en términos prácticos los efectos de las tronaduras. El ancho de esta zona (Figura 1.2) se rige por la siguiente recomendación hecha por Hoek y Karzulovic (2000), la cual puede ser tomada como punto de partida para algún diseño o estudio:

- *Tronadura de operación grande, confinada con poco o nulo control  $T=2,0H-2,5H$ .*
- *Tronadura de operación sin control, pero con cara libre  $T=1,0H-1,5H$ .*
- *Tronadura de operación, confinada, pero con algo de control, por ejemplo, una o más filas buffer  $T=1,0H-1,2H$*
- *Tronadura de operación con algo de control, por ejemplo, una o más filas buffer y con cara libre  $T=0,5H-1,0H$*
- *Tronadura de operación cuidadosamente controlada y con cara libre  $T=0,3H-0,5H$*

*Siendo H la altura de banco y T el ancho de la zona afectada.*



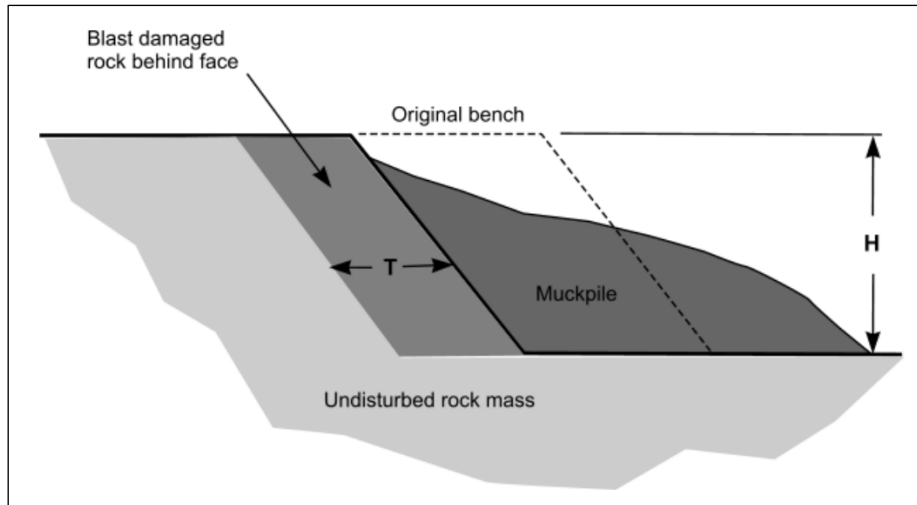


Figura 1.2: Representación esquemática de la transición entre la masa de roca in situ y la roca tronada que es apta para manipulación. Extraído de Hoek (2012).

Hoek (2012) recomienda utilizar un método más preciso que la recomendación anterior. Ante esto, Styles (2015) analizó la zonificación del factor D en macizos rocosos, encontrando una influencia de este dependiente de la magnitud altura del talud y tipo de análisis (LEM o FEM). Moscoso (2021) extendió este estudio al proponer emplear funciones de decrecimiento de la resistencia de macizos rocoso (a través del GSI), tales como exponencial, logarítmica y lineal, con las cuales llegó a calcular FoS más bajos que los determinados de la forma clásica, lo cual es un buen acercamiento para considerar la afectación de las condiciones geológicas por efecto de las tronaduras.

El factor D que se adopte tiene una influencia significativa en el *FoS* o *SRF*, dado su efecto en los parámetros de resistencia al corte del macizo rocoso. Wines (2020) establece que usualmente se emplea un factor D entre 0,7 y 1,0 sobre la cara detonada de un rajo abierto para realizar su análisis de estabilidad. Cambios en el factor D asumido (valor y profundidad en la cara) podrían potencialmente invalidar algún ajuste en los parámetros de resistencia que se obtienen de investigaciones geotécnicas adicionales. En su modelo de falla, cambiar el factor D de 0,7 a 1,0 resultó en una reducción del 23% en el FoS, lo cual era equivalente a incrementar el UCS del material de 50 a 115 (MPa). Esto muestra que un cambio relativamente pequeño en este índice podría controlar el criterio de aceptabilidad del diseño del rajo. Más autores han presentado resultados similares. Baczynski y otros (2011) desarrollaron un análisis numérico 2D para establecer la estabilidad del talud en el rajo abierto Ok Tedi, encontrando que el incrementar el ancho de la zona perturbada (T) resultó en una reducción del 15% en el FoS.

#### 2.4.2 Análisis dinámico

Corresponde a la evaluación de los efectos de un sismo en el análisis de estabilidad por LEM o FEM. La forma más simple de realizarse es introduciendo en el análisis clásico una componente horizontal de la gravedad, metodología igualmente válida

tanto como para análisis por equilibrio límite como por reducción de la resistencia al corte (Iñiguez, 2016). Un análisis dinámico es lo opuesto a un análisis estático: se considera que las cargas aplicadas en función del tiempo producen aceleraciones superiores a la frecuencia natural de las estructuras.

Los modelos numéricos y el uso de *software*, como *RS2*, permiten realizar un análisis dinámico completo del talud durante el sismo. Para estudiar analizar las tronaduras, convencionalmente se introduce una onda sísmica (en forma de acelerograma, por ejemplo) en la base del modelo como condición de contorno, y se simula el comportamiento del talud, considerando para el terreno un modelo constitutivo con post-rotura (Galera y Verdasco, 2002). Bazzi, Noferesti y Farhadian (2020) analizaron el efecto de las tronaduras por medio de la metodología anterior empleando *RS2*, lo cual llevaron a cabo realizando la *deconvolución* de la aceleración máxima de una onda de tronadura para su ingreso en la base del modelo. Sus resultados indicaron mayores desplazamientos en los puntos ubicados encima de superficies de falla, además confirmaron que la acción repetitiva (semanal) de las tronaduras tiene un efecto significativo en la desestabilización de un talud. Sin embargo, este análisis no reproduce y permite entender el fenómeno físico real, dado que la detonación por tronadura proviene desde un foco localizado en la vecindad del banco y no en la base del talud, a diferencia de un sismo convencional. Debido a esto, no se puede dimensionar ni cuantificar la extensión del daño de tronadura utilizando esta metodología.

El *software RS2* permite el ingreso de cargas dinámicas en cualquier punto de un talud siempre que este se asocie a una polígono o línea parte del modelo, por lo cual la propuesta de este estudio considera representar las presiones de la tronadura emulando una serie de detonaciones en un banco, representando los barrenos como líneas rectas que sirvan de receptores para el ingreso de las presiones de detonación en forma de cargas distribuidas. De esta forma y gracias al modelo numérico dinámico que posee este *software*, se puede plantear un análisis que reproduzca de forma más realista el fenómeno de tronadura minera, enfocado en el análisis de las deformaciones y no en el deterioro de los índices de estabilidad, como se estudia en investigaciones como la de Bazzi, Noferesti y Farhadian (2020).

### **3. METODOLOGÍA**

A continuación, se presentan las etapas de la metodología de trabajo empleada para el desarrollo del presente trabajo de investigación y simulación numérica. El procedimiento realizado no fue de carácter lineal, sino de tipo circular e iterativo, dada la retroalimentación metodológica necesaria para cumplir con los objetivos planteados.

#### **3.1 Recopilación de antecedentes bibliográficos y marco teórico**

Se realizó búsqueda de información relativa al marco teórico del documento de memoria de título, pero además búsqueda de parámetros confiables que sirvieran de base para las simulaciones y análisis empleado en etapas sucesivas. Esta etapa requirió ser repetida a medida que se desarrolló la investigación, con el fin de complementar la información solicitada y analizada de los modelos.

#### **3.2 Instalación e instrucción respecto al uso de *softwares***

El investigador debió instalar y asegurar el acceso a cada uno de los programas necesarios para el desarrollo de esta investigación. Además, respecto a los *softwares* de simulación, es necesario la consulta del manual de usuario respectivo y material audiovisual que complementó. Los tutoriales y manuales de *Rocscience* se encuentran disponibles de forma online en la página web oficial de la empresa.

#### **3.3 Propuesta de análisis**

De acuerdo con las limitaciones y los alcances reconocidos en las dos etapas anteriores, se propuso los escenarios de trabajo para la realización del análisis de estabilidad de taludes, escogiendo los métodos numéricos que permitan mayor confiabilidad y respaldo técnico e ingenieril. En este caso la propuesta involucra el método de elementos finitos por medio de un análisis probabilístico empleando LHS, debido a su más rápida convergencia respecto a Monte Carlo.

Respecto al contenido físico de los escenarios de análisis de estabilidad, la propuesta involucró un primer escenario en el que se realizó un análisis dinámico para estudiar el efecto de una tronadura de producción en un banco remanente de un talud a cielo abierto. El segundo escenario fue la construcción de una zonificación para la variación del factor D y GSI en un modelo sin afectación, para replicar la zona de afección determinada anteriormente y luego realizar una comparativa entre la zona propuesta y la zona empleada según la recomendación de Hoek y Karzulovic (2000), mediante un análisis estático de tipo probabilístico, tanto por FEM como por MEL, dando énfasis al primero.

#### **3.4 Definición de parámetros de entrada**

Los parámetros de entrada necesarios para la modelación corresponden a: registro de tronadura basado en presiones o una función distribución de carga, el diseño de un

talud de un rajo abierto y la caracterización geotécnica de los materiales utilizados en dicho talud. Toda la información relativa al talud se extrajo de Dueñas et al. (2020).

Además, para el análisis probabilístico, debieron seleccionarse las distribuciones adecuadas para emplear las funciones de densidad de probabilidad (PDF) los parámetros de los materiales en los cuales se consideró variabilidad: resistencia a la compresión uniaxial (UCS), módulo de Young (E), coeficiente de Poisson ( $\nu$ ), cohesión (c) y ángulo de fricción ( $\phi$ ). Las distribuciones fueron seleccionadas de acuerdo con la revisión bibliográfica y sugerencia de los manuales de *Rocscience*.

### **3.5 Simulación y generación de resultados**

Se realizaron a través del software *RS2 v11.015* de *Rocscience* los diferentes escenarios de simulación propuestos en la sección 3.3 con el fin de ser analizados y discutidos. Dentro de cada programa deben configurarse de forma arbitraria los parámetros de salida (*output*) que serán necesarios para llevar a cabo el análisis esperado. Los distintos escenarios simulados deben ser almacenados de forma ordenada, separando sus resultados de forma clara el uno respecto del otro.

#### **3.5.1 Procedimiento de análisis numérico general RS2**

Basado en manual de usuario de RS2, disponible en línea.

- a) Dibujar geometría del talud en *AutoCAD* e importar a *RS2* en formato .DXF.
- b) Definir líneas como límite externo, límite de material o nivel freático.
- c) Configurar y asignar materiales.
- d) Configurar malla.
- e) Configurar restricción de borde XY en etapas estáticas.

#### **3.5.2 Procedimiento de análisis dinámico en RS2**

Según el manual de usuario y el procedimiento señalado por Dang (2020), el paso a paso de este tipo de análisis en *RS2* se encuentra a continuación.

En pestaña *Análisis>Configuraciones*:

- a) Activar el análisis dinámico.
- b) Definir etapas inicial y final como estáticas. Además, definir al menos una etapa dinámica intermedia con su respectivo tiempo (s). Estas serán visibles en los resultados.

En pestaña *Dinámico*:

- c) Definir carga dinámica como función de fuerza distribuida.

- d) Agregar carga dinámica ya definida en las líneas que representan los pozos de tronadura.
- e) Agregar borde absorbente en la base y lados del talud.
- f) Computar opción de Frecuencias Naturales para definir los coeficientes *alpha* y *beta* con un *Damping* igual a 5%.
- g) Agregar en el modelo puntos o líneas de consulta para revisar resultados en sectores particulares.

En menú general:

- h) Computar análisis de estabilidad.

### **3.5.3 Procedimiento de análisis probabilístico en RS2**

En pestaña *Análisis>Configuraciones*:

- a) Activar análisis probabilístico. Configurar LHS con 500 iteraciones.

En pestaña *Estadística>Propiedades de materiales*.

- b) Configurar la distribución de las variables para cada material, estableciendo tipo de función de distribución, desviación estándar y valores extremos.

En menú general:

- h) Computar análisis de estabilidad. Automáticamente el *software* calculará la probabilidad de falla según la Ecuación 2.8.

### **3.6 Orden y generación de estadística de los resultados**

Los resultados obtenidos en el punto anterior deben pasar por filtros estadísticos y/o estéticos de forma que sean presentados y estudiados de una forma amigable para el lector. En esta etapa se generan gráficas, tablas comparativas y cualquier estructura que permita ordenar los datos.

### **3.7 Presentación de resultados, análisis y conclusiones**

Se realizó la selección de la información recopilada y/o generada en las etapas 3.5 y 3.6 para ser presentada en el presente informe, discriminando cuál de ésta se ubica en el cuerpo principal del documento y cuál está en la sección *Anexos*. Los resultados seleccionados en el punto anterior se analizaron uno por uno. Esto incluye gráficas, tablas y cualquier tipo de resultado numérico o gráfico obtenido. Luego se procedió a realizar las observaciones y conclusiones, estableciendo los puntos más relevantes del análisis, como la comparativa entre el análisis convencional y el propuesto en el documento.

### **3.8 Redacción del documento de memoria de título**

Consta de la redacción y revisión del presente documento. El proceso fue iterativo dada la inclusión de nuevos enfoques, bibliografía y correcciones realizadas por los docentes involucrados en las diversas revisiones.

Esta etapa es continua desde los pasos 3.1 hasta el 3.8, realizándose en forma simultánea a ellos. En la redacción de este documento deben colocarse todos los pasos, ecuaciones, fórmulas, datos y resultados obtenidos en las etapas anteriores que se consideren relevantes para ser presentados. En una sección de *Anexos* pueden agregarse unidades de información muy extensas o que tengan un rol secundario en el entendimiento de la investigación realizada.

## 4. DESARROLLO

En esta sección se encuentra el cuerpo de la investigación, en la cual se aplica en detalle y paso a paso la metodología mencionada anteriormente con el fin de cumplir con el objetivo general y los objetivos específicos planteados en el capítulo 1.

### 4.1 Parámetros de entrada

Conjunto de alcances, valores numéricos, configuraciones, diseño, grupo de datos que fueron considerados e introducidos en las diferentes simulaciones numéricas.

#### 4.1.1 Diseño del talud simplificado

La geometría del talud a estudiar se basa en un perfil del rajo de la mina Cerro Corona (Dueñas et al., 2020), diseño que se muestra en la Figura 4.1. El modelo del documento original se encuentra en el Anexo B.

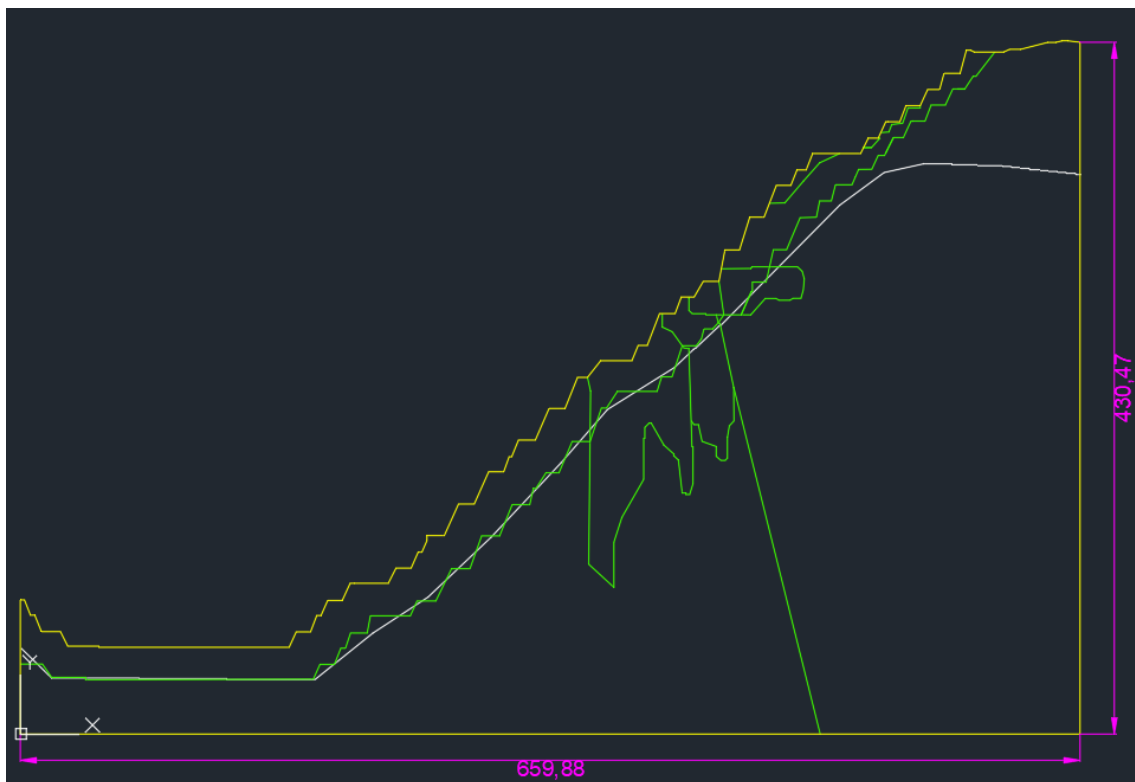


Figura 4.1 Diseño de talud de rajo en software *AutoCAD 2023*, escala métrica. Geometría aproximada del perfil S-9 zona este Cerro Corona. Basada en Dueñas et al. (2020). Confección propia.

Se han omitido las discontinuidades y sondajes del talud original debido a la imposibilidad de identificar su extensión total y la ausencia de datos que los caractericen en el documento de referencia.

#### 4.1.2 Materiales

El modelo contempla los materiales presentes en perfil del rajo descrito y diseñado en 4.1.1. De acuerdo con la data mostrada en Dueñas et al. (2020), el listado de materiales y su modelo de falla se encuentra en la Tabla 4.1.

Tabla 4.1: Listado de materiales empleados en la modelación numérica del talud.  
C: Competente, NC: No competente, D: Factor D = 0,7. Obtenido de Dueñas et al. (2020).

Color	Material	Modelo de falla
Rojo	Silicificada	Gen. Hoek Brown
Púrpura	Potásico C	Gen. Hoek Brown
Magenta	Potásico NC	Gen. Hoek Brown
Azul	Caliza C	Gen. Hoek Brown
Cian	Caliza NC	Gen. Hoek Brown
Gris	Argílica 2 NC	Mohr-Coulomb
Naranja	Silicificada D	Gen. Hoek Brown
Violeta	Potásico C D	Gen. Hoek Brown
Rosa	Potásico NC D	Gen. Hoek Brown
Azul claro	Caliza C D	Gen. Hoek Brown
Verde	Caliza NC D	Gen. Hoek Brown

Las propiedades geotécnicas aplicadas en la modelación y extraídas del documento de Dueñas et. al. (2020) corresponden a: peso específico, constante de la roca intacta ( $m_i$ ), cohesión (C), ángulo de fricción ( $\phi$ ), resistencia a la compresión uniaxial (UCS), índice de resistencia geológica (GSI), módulo de Young (E) y coeficiente de Poisson ( $\nu$ ). El macizo rocoso queda definido por estas propiedades más una condición uniforme y estándar de permeabilidad equivalente a 0,2 y  $R_u$  igual a 0,5 para todos los materiales del sistema.

Mediante el *software RSDData v1.005* se grafican los esfuerzos principales, esfuerzo normal/de corte.



### 4.1.3 Modelo del rajo en RS2

El modelo del talud a analizar se encuentra en la Figura 4.2. Las zonas geotécnicas presentes en el modelo de la Figura 4.2 corresponden presentadas anteriormente en la Tabla 4.1.

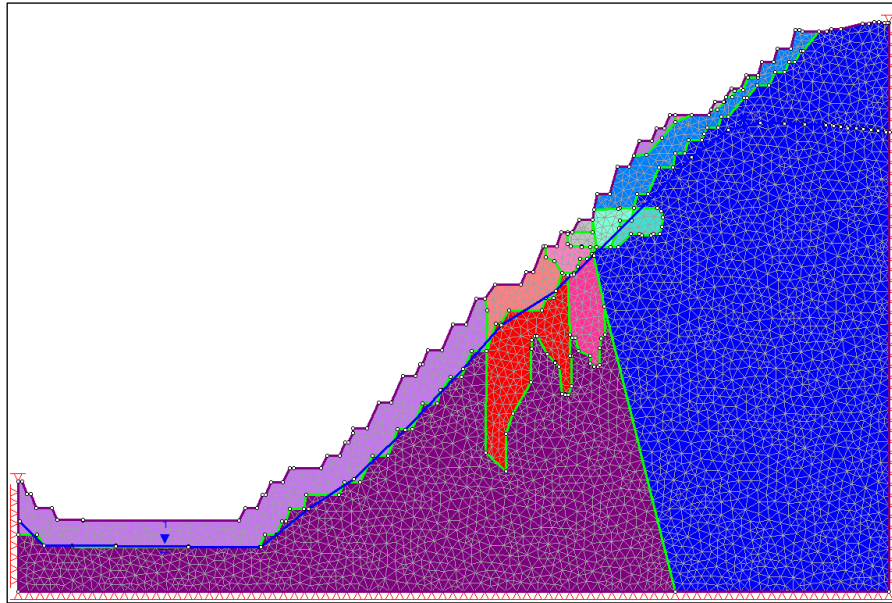


Figura 4.2: Modelo de rajo discretizado y restringido en RS2 v11.015

Algunos de los parámetros de configuración para el diseño y convergencia del modelo numérico a evaluar por LEM se presentan en la Tabla 4.2.

Tabla 4.2: Preferencias de diseño para el modelo numérico en RS2 v11.015

Configuración	Ajuste seleccionado
Tipo de malla	Uniforme
Tipo de elemento	Triángulo de 3 nodos
Número de elementos	5000
Restricción de borde	Restricción XY
Tipo de análisis	Deformación plana
Tipo de resolución	Eliminación Gaussiana
Máximo número de iteraciones	500
Tolerancia	0,001

El banco en que se desarrolla el estudio de las detonaciones corresponde al decimocuarto de abajo hacia arriba, el cual tiene en su mayoría material de la zona Argílica 2 NC, se muestra en la Figura 4.2.

#### 4.1.4 Definición de la función de carga dinámica

El registro base empleado para el análisis dinámico corresponde a la aproximación de un registro de presiones en las paredes de un barreno presente en la investigación de Gui et al. (2017) y se muestra en la Figura 4.3.

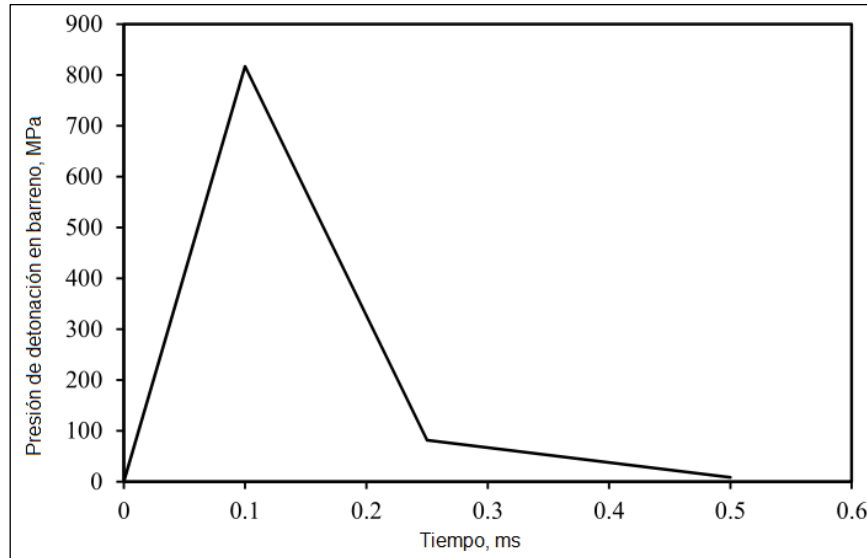


Figura 4.3: Evolución temporal de la presión en las paredes de un barreno. Fuente: Gui et al. (2017).

Según lo descrito por la Ecuación 2.9 y Ecuación 2.10, este registro corresponde a una carga de 8 (m) de ANFO,  $820 \text{ (kg/m}^3\text{)}$  de densidad, en un radio de ocupación (en este caso equivalente a radio de perforación) igual a 54 (mm). Como se muestra en la Figura 4.4, la carga dinámica u onda de presión fue introducida en el modelo bajo la configuración de una fuerza distribuida (MPa) en líneas ubicadas en el banco (color verde), las cuales representan la extensión de los pozos de tronadura que componen la malla de detonación en dos dimensiones.

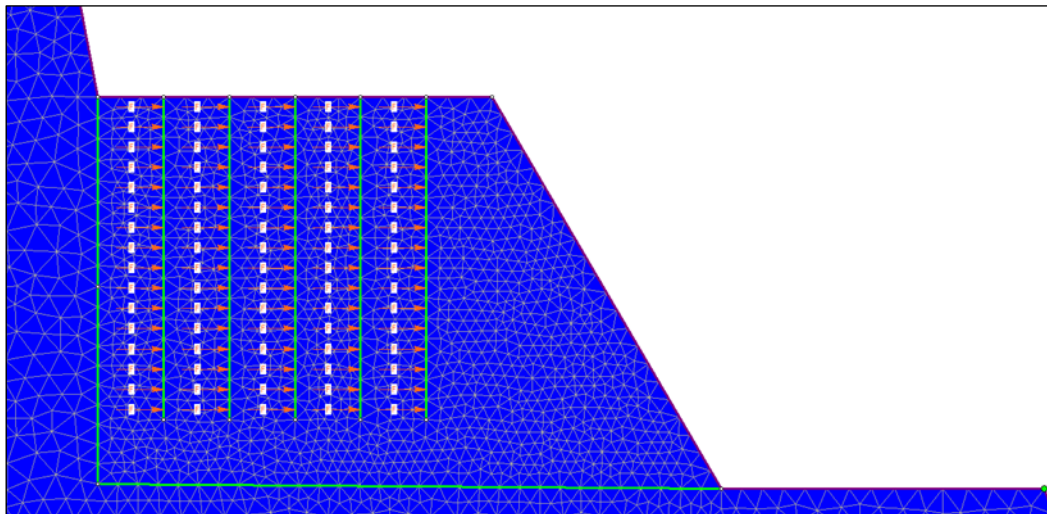


Figura 4.4: Disposición de cargas distribuidas en modelo numérico.

El número de pozos y la secuencia de detonación fueron definidos mediante análisis de sensibilidad para lograr magnitudes y deformaciones que puedan representar de la forma realista el fenómeno dinámico. El burden de los pozos corresponde a 1,625 (m), medida que se encuentra levemente bajo la recomendación de  $0,25H$ , siendo H altura del banco (Duncan, 2017).

Se emplearon tres diferentes funciones de distribución de carga o presiones en el tiempo: la misma para los dos pozos más próximos a la cara remanente del talud (grupo *Izquierda*) otra para los dos pozos siguientes (grupo *Centro*) y una adicional para el pozo más próximo a la cara libre (grupo *Derecha*). De esta forma, el ciclo de detonación en función de las presiones en el tiempo se configura según lo que muestra la Figura 4.5.

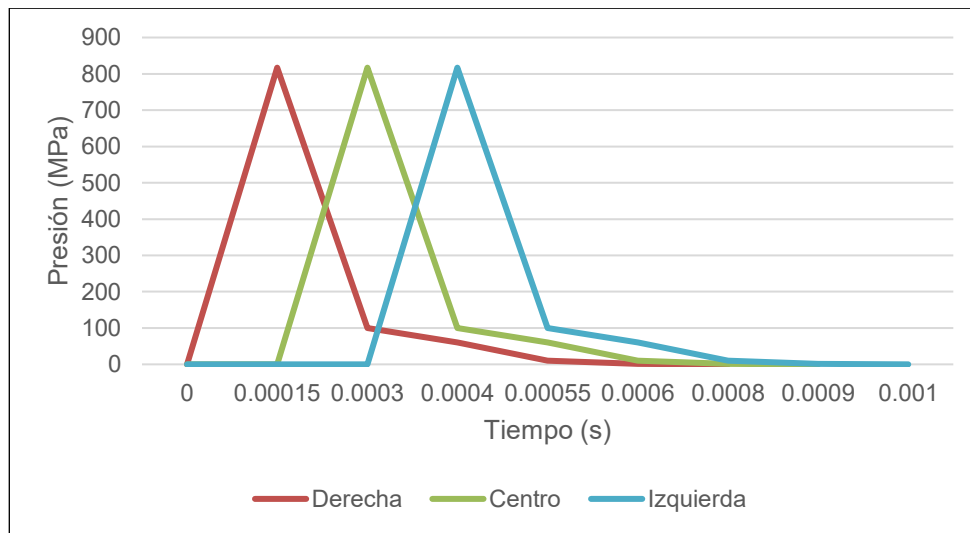


Figura 4.5: Ciclo de detonación con retardo corto por grupos de pozos, representado por presiones a través del tiempo en la dirección horizontal.

No se espera que el modelo reproduzca exactamente el fenómeno completo de fractura de roca producido por una tronadura, el fenómeno de estudio se acota directamente a estudiar los efectos de los desplazamientos producidos por la onda de presión y cómo estos se ven representados en las caras remanentes del macizo rocoso en los escenarios post tronadura. El estudio de Torbica y Lapčević (2015) tuvo el mismo objetivo que este estudio, pero enfocado en excavaciones subterráneas y definió de forma manual cálculo de la afección por tronaduras de excavación por medio de recientes, pero más complejas teorías de daño el macizo rocoso por las tronaduras, esto de forma separada y no simulando en *RS2*.

#### 4.1.5 Definición de etapas o fases

Para el análisis dinámico, se configuran en principio 6 etapas o momentos de análisis. La primera y última etapa son estáticas, lo cual es requisito del *software*. El resto de las etapas son dinámicas, vale decir, poseen un tiempo asociado. Las tres primeras están en fase o coincidencia con los tiempos de los *peak* de las presiones de las tres detonaciones (Figura 4.5), mientras que la restante corresponde a un instante posterior

a la detonación. Posteriormente, se analiza una etapa estática adicional post tronadura, la cual considera la remoción de la zona tronada y, por lo tanto, una redistribución de los esfuerzos en el macizo rocoso dañado. La Tabla 4.3 resume las etapas consideradas en los resultados de la simulación dinámica.

Tabla 4.3: Etapas o fases de análisis dinámico de tronadura propuesta. Nota: N/A: No aplica.

Número	Nombre	Tipo	Tiempo (s)
1	Inicio	Estática	N/A
2	Peak1	Dinámica	0,00010
3	Peak2	Dinámica	0,00025
4	Peak3	Dinámica	0,00040
5	Intermedio	Dinámica	0,00100
6	Fin	Estática	N/A
7	Sin zona tronada	Estática	N/A

#### 4.1.6 Parámetros análisis dinámico

Para el análisis de la secuencia de tronadura, la densidad de elementos en la malla fue incrementada en la zona. Para la zona a ser removida por la tronadura se define un tamaño de elemento de 0,5 mientras que para la región remanente afectada por la tronadura se define un tamaño de 1,0; ambos mallados son de tipo uniforme. Este aumento en el número de elementos se realiza con el fin de aumentar la precisión de los resultados, obteniendo un mayor detalle por unidad de superficie.

Respecto a los parámetros dinámicos, se corrió un análisis de Frecuencias Naturales que permitió configurar los parámetros de Rayleigh a los siguientes: *Alpha M*: 1,21; *Beta K*: 0,001.

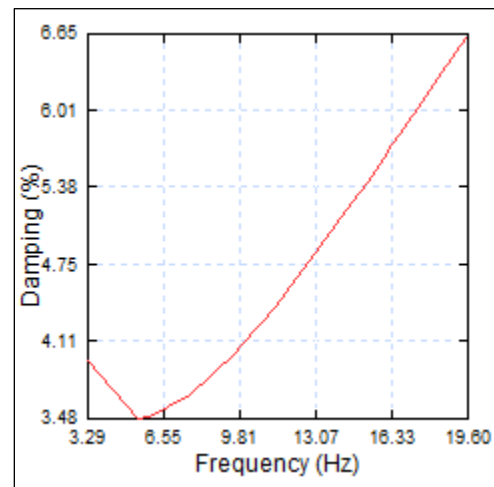


Figura 4.6: Resultado de análisis de Frecuencias Naturales. *Damping* promedio = 5,0%.

En la Figura 4.6 puede observarse la gráfica de amortiguamiento que describe el modelo, esta fue ajustada manualmente para obtener un *Damping* medio promedio de 5,0%.

#### 4.1.7 Parámetros análisis probabilístico

El muestreo probabilístico utilizado corresponde al método del hipercubo latino (LHS). El número de iteraciones corresponde a 500 (FEM) y 1000 (LEM). Las propiedades de

los materiales que se verán modificadas y sus distribuciones estadísticas se detallan en la Tabla 8.2 (ver Apéndice A).

## 4.2 Resultados y análisis

A continuación, se presentan gráficas, tablas y resultados de simulaciones realizadas en este trabajo para validar y estudiar los diferentes escenarios de análisis de estabilidad propuestos.

### 4.2.1 Validación modelo estático base

Como forma de contrastar el modelo replicado por el autor de esta investigación respecto al modelo original presente en la investigación de Dueñas et al. (2020), se presentan los resultados de la simulación numérica estática por FEM en la Figura 4.7.

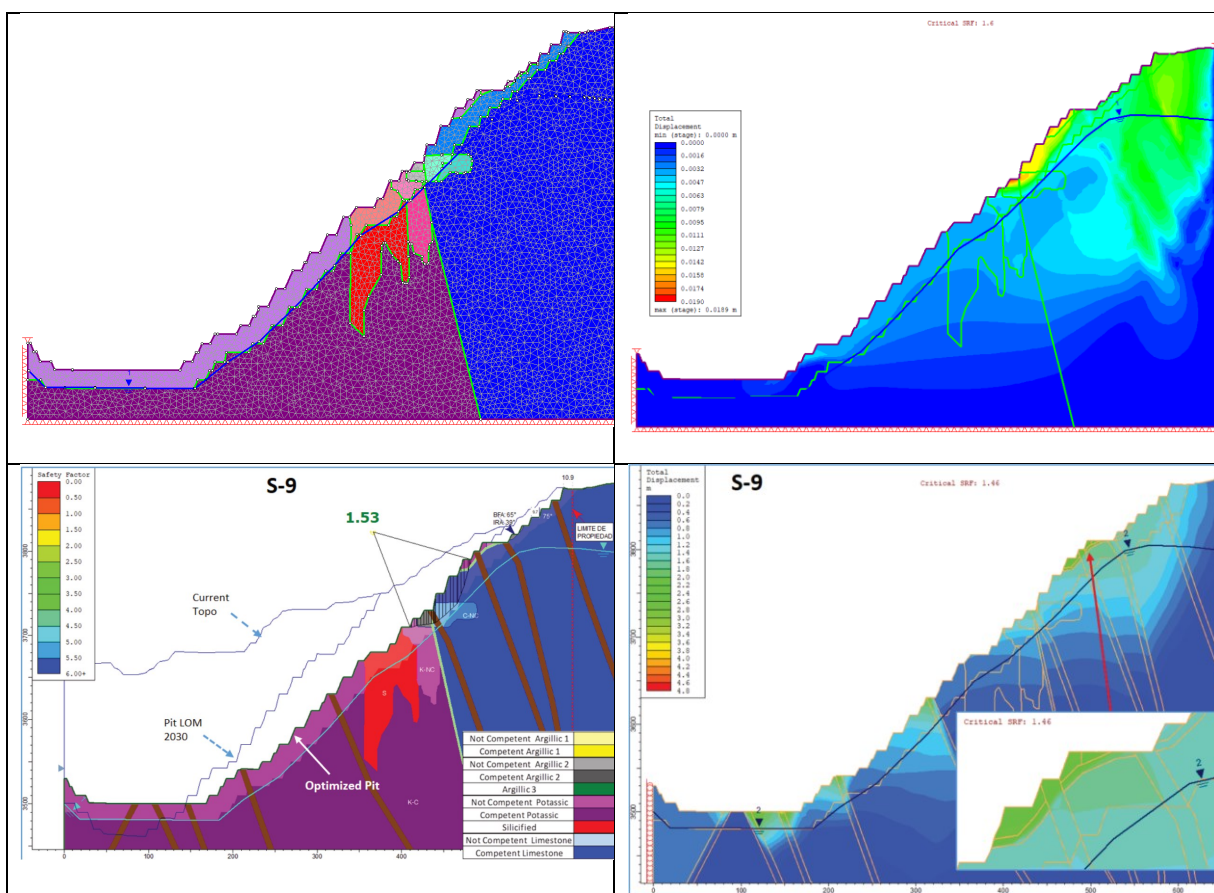


Figura 4.7: Resultado de desplazamientos totales en modelo numérico estático, reproducción perfil S-9 Cerro Corona. SRF crítico modelo original: 1.46. SRF crítico réplica: 1.60. Simulaciones realizadas en software RS2.

En la Figura 4.7 puede observarse que la reproducción del análisis de estabilidad del perfil S-9 llevada a cabo en este trabajo posee desplazamientos totales de magnitud inferior a los del análisis original (*notar diferencia de escala*), lo cual conlleva un SRF numéricamente superior, o bien, una estabilidad general superior. Esta diferencia debe explicarse principalmente por la presencia de sondajes en el modelo original respecto

del reproducido, lo cual genera discontinuidades y, por consiguiente, desplazamientos en el macizo rocoso. En adición a esto, existe una incertidumbre o error asociado al no contar con la geometría idéntica a la original, además de la suposición e idealización de parámetros que se encontraban ausentes en el documento de origen (por ejemplo, la porosidad). En adelante, el caso base utilizado corresponde al caso reproducido por el autor de este documento, vale decir, el primer escenario de simulación de la Figura 4.7.

#### 4.2.2 Validación magnitud onda de presión modelo dinámico

El modelo fue replicado en el banco utilizando únicamente el material *Caliza C*, esto a forma de entender el fenómeno de rotura y sus desplazamientos de forma directa. La aceleración  $X$  (dinámica) generada por la acción de la serie de presiones fue medida en un punto de control cercano al banco de estudio con el fin de verificar su magnitud respecto a los registros de tronadura que se encuentran en la literatura. Los resultados de esta medición se muestran en la Figura 4.8.

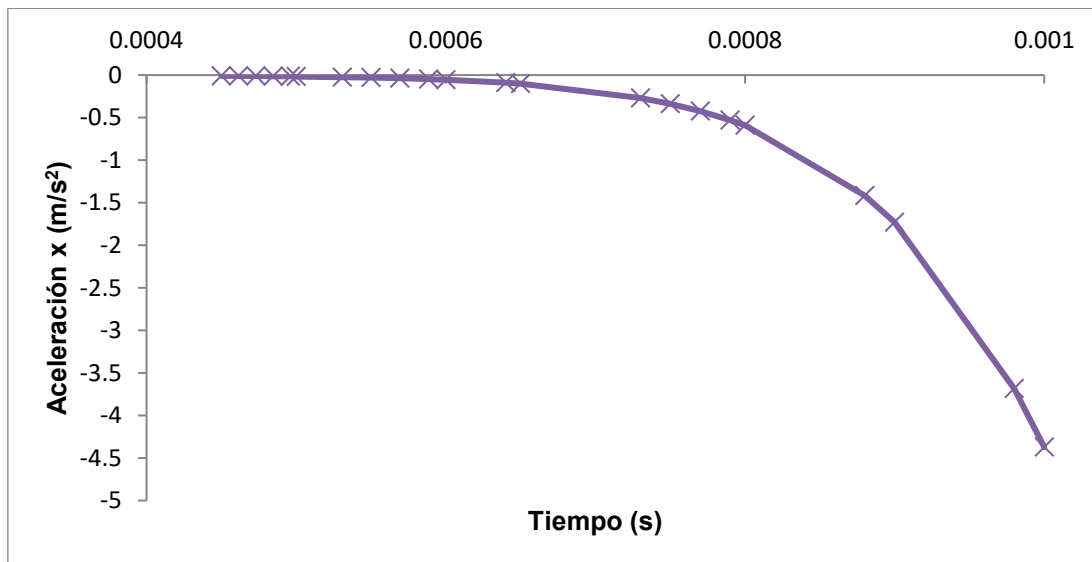


Figura 4.8: Aceleración  $x$  producto de la secuencia de tronadura en punto de control cercano al banco de estudio.

Realizando una comparativa con el registro de aceleración  $x$  de una tronadura minera de mediana escala presente en la Figura 7.2 (Anexo C), puede observarse que la aceleración *peak* registrada en la Figura 4.8 se encuentra en la escala de valores con cierto orden de magnitud. Se considera una aceleración *peak* absoluta para realizar esta evaluación puesto que el registro empleado en la simulación por simplificación solamente posee un sentido de dirección, a diferencia del registro de la literatura que corresponde a una medición real de carácter oscilante. Dado lo anterior, puede establecerse según este parámetro que la distribución de presiones es adecuada para representar una secuencia de tronadura de escala mediana-alta en el banco de estudio. La anterior aseveración está en función de comparativas realizadas con mediciones de aceleraciones en operaciones de tronaduras de faenas reales chilenas.



### 4.2.3 Análisis dinámico tronadura de operación en banco

La Figura 4.9 muestra resultados del análisis dinámico en el banco de prueba, observando la variable deformación cortante máxima. Puede notarse que el rango de afectación del ciclo de tronaduras simulada en el macizo rocoso se extiende en un máximo de aproximadamente 5 (m) hacia la cara del talud y en promedio 6 (m) verticalmente hacia abajo, pero con menor intensidad. Como es evidente, la condición de deformación disminuye hacia el interior del talud, dado que la carga dinámica va perdiendo energía a medida que deforma el macizo rocoso. Se puede revisar la secuencia completa etapa por etapa en el Apéndice B, incluyendo las aceleraciones en las etapas dinámicas.

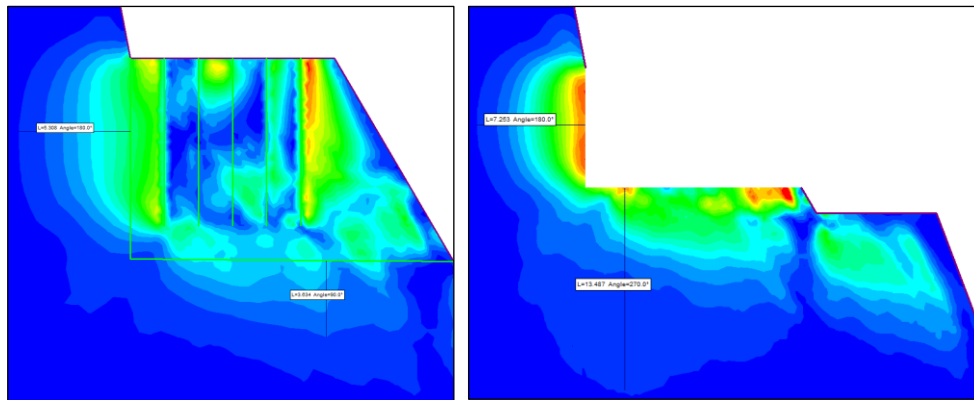


Figura 4.9: Deformación cortante máxima (sólido) etapas finales del análisis dinámico. Izquierda: momento post tronadura. Derecha: Momento post remoción material tronado.

Al comparar entre sí las dos etapas finales presentes de la Figura 4.9, existe un cambio notorio en la condición de esfuerzos debido al retiro de la masa tronada. La magnitud de este cambio se constata la Figura 8.12 (Apéndice B): al observar la escala, se nota que existe un decrecimiento en el valor máximo de la deformación cortante, puntualmente de  $2,16 \times 10^{-3}$  a  $9,88 \times 10^{-4}$ . Si se estudia únicamente el cambio de deformaciones en la región de la cara lateral del talud, los cambios en las deformaciones son del orden del 2%, tomando como referencia un punto ubicado en la mitad de la cara expuesta, el cual cambia la magnitud de sus deformaciones según la Figura 8.15 (Apéndice B). En un punto medio situado debajo de la región de detonación, en el piso remanente, también existe una modificación en las deformaciones y numéricamente el cambio debido a la descompresión de esfuerzos es incluso superior, de aproximadamente 10% (valores presentes en la Figura 8.15, Apéndice B).

Como consecuencia de lo analizado anteriormente, puede confirmarse que no es igual analizar la afectación al macizo rocoso circundante a la tronadura en el momento previo a la remoción de la masa tronada comparado al momento posterior. Dicho esto, a modo de realizar una investigación más realista, la referencia para realizar una zonificación del factor D que represente la afectación al macizo rocoso será la etapa 7 (según Tabla 4.3), la cual representa el momento post retiro de material tronado. Debe mencionarse que de acuerdo a la Figura 4.9 también se presenta una segunda zona afectada por

los cambios de esfuerzos la cual se ubica en la zona del banco inferior al analizado (región derecha), pero no será considerada para efectos de este estudio

#### 4.2.4 Zonificación factor D por daño de tronadura

La zona de afección remanente producto de la tronadura de operación de estudio se emplea para generar y proponer una zona de distribución del factor D. La zonificación se realiza basada en la geometría del daño obtenida en la Figura 4.9. Luego de realizar un análisis iterativo respecto al valor de D que debe tener cada zona, se concluye que la variación del factor D por sí sola no es suficiente para representar la condición de esfuerzos crítica requerida. No es posible llegar a los órdenes de magnitud de esfuerzos normales y cortantes máximos con la sola variación del factor D. Dado este escenario, se propone una reducción adicional en el *GSI*, manteniendo las zonas propuestas en el análisis previo y tomando como referencia el  $\sigma_1$  máximo, dado que corresponde al parámetro que primero causa falla al realizar un análisis por SSR. Luego de algunas iteraciones, se logra coincidir con poco margen de error el  $\sigma_1$  máximo correspondiente la zona de falla (ver Figura 4.10), la cual se ubica cercano al vértice que da hacia el talud interno del banco. El  $\sigma_1$  máximo del análisis dinámico fue 3.702,64 (kPa) mientras que el de la réplica en análisis estático zonificado fue de 3.747,66 (kPa); ajuste del 98,79% en exactitud.

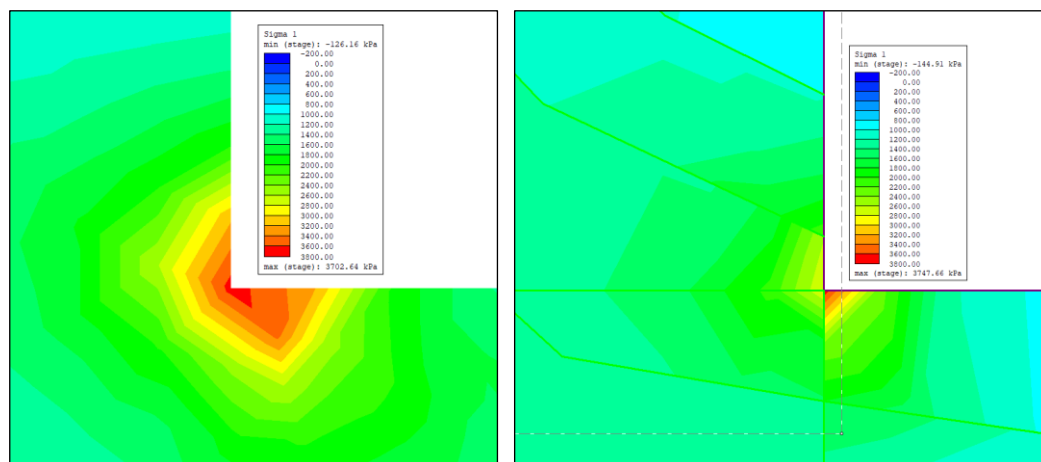


Figura 4.10:  $\sigma_1$  (kPa) en zona de falla de la resultante del análisis dinámico (izquierda) versus la replicada por la zonificación propuesta de daño (derecha).

Además de lo expuesto anteriormente, se debe observar que el hecho de realizar la modificación en los parámetros de *D/GSI* no implica emular de manera precisa la distribución de los esfuerzos, como se observa en la Figura 4.10. Aún más, parámetros a revisar como los desplazamientos (Figura 8.20 y Figura 8.21), aunque se encuentran en órdenes de magnitud cercanos, distan mucho de la distribución espacial observada en el escenario dinámico post tronadura. Esto es coherente si se piensa que el análisis dinámico provocó desplazamientos forzados que reacomodaron los elementos constitutivos del modelo, cual sería imposible replicar tan solo con modificar valores numéricos de las propiedades de los materiales de un modelo estático.



La zonificación anterior se realizó siguiendo la geometría de la Figura 4.9 de forma relativamente continua, a modo de calibrar el modelo, esta se muestra en el Apéndice C. Con la finalidad de evitar la influencia de una gran cantidad de nodos producto del diseño de esta zona y, además, con la intención de que esta zona sea replicada en investigaciones posteriores, este estudio propone una zonificación discretizada, más directa de diseñar y replicar debido a su geometría simplificada. Esto se realizó escalando la superficie de afección de la primera de forma ponderada al parámetro D de cada región. Como resultado de esto, se muestra el diseño propuesto en la Figura 4.11.

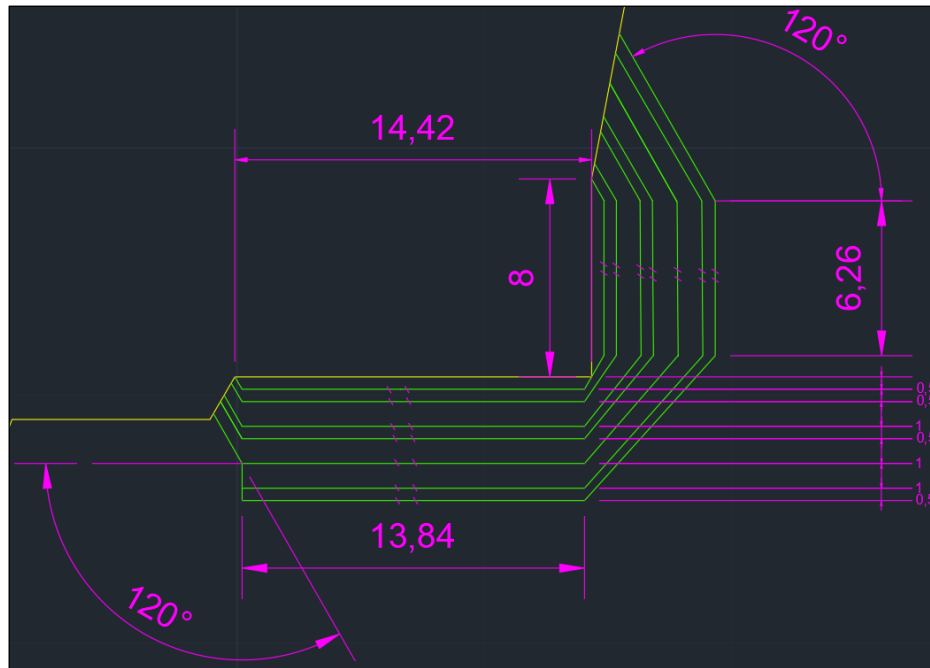


Figura 4.11: Diseño de zonificación propuesta (color verde) para la variación del *factor D/GSI* en un banco minero (color amarillo). Basado en perfil S-9 de Cerro Corona (Dueñas et al., 2020). Escala en unidades métricas. Confeccionado en *AutoCAD 2023*.

El modelo se puede estandarizar para ser aplicado en cualquier banco minero, basándose en el largo y ancho de las zonas en función de la altura del talud la guía es la siguiente:

- Longitud extensión horizontal de cada zona =  $0,04H$  (altura de banco),  $0,04A$  (ancho de base).
- Cada zona debe ser dispuesta centrada y paralela respecto a la cara del talud respectiva.
- Espesor de cada zona:  $H/8$  y  $H/16$  (para zonas de espesor 1 y 0,5 respectivamente, según Figura 4.11).
- El ángulo de caída hacia el talud es de  $120^\circ$  en ambos casos.
- El ángulo de unión entre zonas se autodefine uniendo cada una con una línea de punto a punto.
- Las últimas dos zonas de la base o piso no se extienden hacia el talud.

Respecto a la asignación del valor del *factor D* y *GSI* en cada zona, la sugerencia se encuentra en la siguiente Tabla 4.4 (*nota: puede considerarse disminuir el GSI en 2 unidades cuando  $GSI \geq 50$  y 1 unidad cuando  $GSI < 50$  en vez de seguir la sugerencia exactamente*):

Tabla 4.4: Valores *factor D* y *GSI* para cada zona ordenados desde el exterior hacia el interior del macizo rocoso.

Zona	Factor D equivalente	% de reducción para GSI
1-Cara	1,0	18,18%
1-Base	0,9	16,36%
2	0,8	14,55%
3	0,7	12,73%
4	0,6	10,91%
5	0,5	9,09%
6	0,3	5,45%
7	0,1	1,82%

1-Cara: Primera zona contigua a cara lateral. 1-Base: Primera zona contigua a piso.

#### 4.2.5 Análisis probabilístico de un talud minero post tronadura

Con el fin de realizar una comparativa práctica entre la zonificación propuesta de la subsección 4.2.4 y la zonificación T propuesta por Hoek y Karzulovic (2000) y aplicada en el documento de origen como  $T = 20$  (m), se realiza un análisis probabilístico de estabilidad en un talud simplificado del rajo Cerro Corona, en el mismo banco en el cual se realizó el análisis dinámico pero esta vez con diferentes materiales. Se toma la determinación de modificar algunos materiales del modelo, tal como la Zona Argilica 2, la cual estaría en la zona de estudio, pero se encuentra descrita por el criterio de Mohr-Coulomb, lo cual imposibilita la modificación del  $D/GSI$  y, por lo tanto, causaría un sesgo en el análisis de las diferencias entre ambos escenarios. Se realiza un análisis numérico por medio de FEM (*RS2 v11.015*), en el cual se centrará este estudio, pero también será respaldado con un análisis por MEL (*Slide2 v9.023*).

Debe ser mencionado que en el caso del análisis numérico por MEL la zona de cómputo del *SRF* fue acotada a una vecindad cercana al banco de estudio, de tal forma que se forzara la inestabilidad en la región que se necesitaba observar (zona de afección por tronadura) y adicionalmente se redujeran los tiempos de simulación. Esto implica que la estructura en su totalidad podía presentar inestabilidad y, consecuencia, un *SRF* crítico global menor al computado en este análisis, o, en otras palabras, la falla de material podría potencialmente ocurrir en otra región. Los resultados del análisis numérico por MEL se observan en la Figura 4.12, mientras que los resultados de FEM por método de Spencer pueden encontrarse en el Apéndice C.

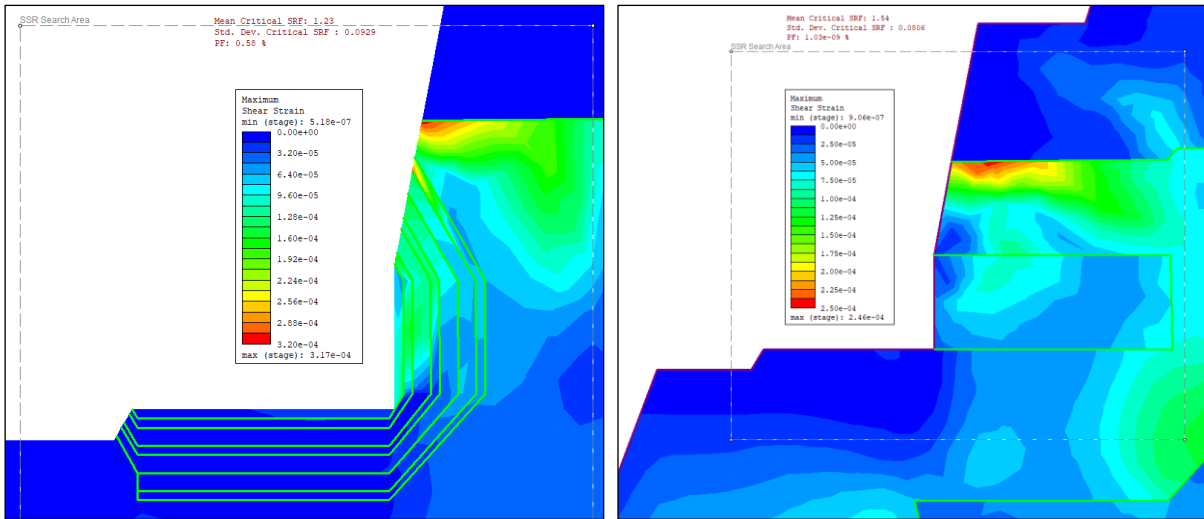


Figura 4.12: Resultados análisis de estabilidad LEM en talud de prueba basado en rajo Cerro Corona. Izquierda: Zonificación propuesta por el autor, derecha: zonificación recomendada por Hoek.

De acuerdo con el análisis LEM por *SRF* probabilístico, Figura 4.12, en principio, ambos escenarios se consideran estables, pues su factor de seguridad es mayor a 1. En otras palabras, el talud en el cual la cara del banco fue zonificada por la recomendación de Hoek y Karzulovic (2000) tiene una probabilidad de falla prácticamente nula, mientras que aquel en el que el daño al macizo fue zonificado según la propuesta de este documento posee una probabilidad de falla muy baja, cercana a cero e igual a 0,58%.

Distinto es el escenario si este diseño se exporta a *Slide2* para realizar un estudio por MEL, cuyos resultados se hayan en el Apéndice D. Al revisar la Figura 8.22, los resultados indican *FoS* menores a 1 tanto probabilísticos (promedio) como determinísticos. Además, la *PoF* en ambos casos es del 100%. Por lo tanto, para efectos de este método de análisis, ambos taludes son inestables. Debe mencionarse en este punto que las *PoF* calculadas por este método son mucho menos robustas en el sentido de la incertidumbre, dada la menor cantidad de propiedades que requiere este tipo de análisis (solamente se varió la UCS para cada material). En un cálculo probabilístico más robusto sería altamente probable obtener *PoF* menores a 100%. Esto último, está directamente vinculado a la poca variación que se registra entre los *FoS* probabilísticos respecto a los determinísticos.

De manera general y como era previsible, en ambos tipos de análisis la condición de estabilidad fue más desfavorable para el diseño que contiene la zonificación propuesta por el autor. La disminución tanto del factor D como del GSI fue realizada tratando de emular una condición de esfuerzos a la cual sería numéricamente imposible llegar por medio de un diseño que siga la recomendación original de Hoek y Karzulovic (2000); ni siquiera maximizando el ancho de la zona T y empleando un  $D = 1,0$  constante se podría haber llegado a tal condición. Sin desmedro de lo anterior, según lo expuesto en párrafos anteriores, lo que sí parece sobreestimar la sugerencia de Hoek y Karzulovic es la extensión hacia el interior del macizo o ancho total de la zona afectada por tronaduras mineras de operación.

### 4.3 Discusión

Puede ser cuestionado el hecho de que la magnitud de la tronadura estudiada está sobredimensionada, dado que en los diseños reales hay menos frecuencia de pozos y además se suelen realizar tronaduras de contorno o afines que sirven de protección para la cara del banco tronado, lo cual puede mitigar la propagación del daño y evitar una condición como la simulada. Pese a lo anterior, hay que considerar que este análisis en ningún caso puede representar la magnitud y fenómeno de rotura de roca en su totalidad, primero porque el *software* empleado no está especializado para aquello y segundo, porque se está omitiendo una tercera dimensión, de la cual proviene otra onda de choque. Con certeza fueron omitidos gran cantidad de fenómenos de rotura ocurriendo en la roca: el análisis simplemente consideró la presión del explosivo. Dicho lo anterior, se validó en el modelo el hecho de que los desplazamientos inducidos se correspondieron con un orden de magnitud cercano a una tronadura relativamente de gran escala, condición sobre la cual puede ser replicado el modelo propuesto. Además, la geometría de daño propuesta puede ser igualmente aplicada a tronaduras más pequeñas, por ejemplo, omitiendo la reducción del GSI.

Respecto a la comparativa de la zonificación propuesta y la empleada de forma clásica, es seguro afirmar que es mucho más preciso el dimensionamiento de la extensión de daño de la primera respecto de la segunda. Esta fue basada en herramientas mucho más actuales, realizando un análisis con cierto rigor y especialización que representa con un alto grado de fidelidad el fenómeno real de tronaduras, cuyos resultados se resumen en la Tabla 4.5. Por consiguiente, debe establecerse que la condición de estabilidad más probablemente cercana a la realidad sea la zonificación propuesta, vale decir, un *SRF* crítico del orden de 1,50. Solo de forma práctica, si se evalúa la aceptabilidad de esta estructura con los criterios de la Tabla 2.2 para el *FoS* este diseño sería aceptado. Por contraposición, al realizar un análisis por MEL, el resultado es diametralmente opuesto: ambos escenarios serían rechazados como diseño estable de forma tajante. Existe una ausencia de una guía especializada, aceptada por la comunidad geotécnica general, que dicte la evaluación final de este tipo de escenarios. Claramente hay diferencias significativas entre emplear MEL y FEM, por lo cual debe existir un criterio o escala de evaluación diferente en cada caso, o al menos que establezca un punto medio.

Tabla 4.5: Resumen comparativo resultados análisis determinístico versus probabilístico.

Parámetro	<i>SRF</i> crítico Determinístico	<i>SRF</i> crítico Probabilístico	Diferencia	Desviación Estándar	<i>PoF</i> (%)
Zona T clásica	1,50	1,54	2,7%	0,0806	0,00
Zona propuesta	1,20	1,23	2,5%	0,0929	0,58

Un análisis probabilístico más riguroso puede llevarse a cabo cuando se cuenta con una gran cantidad de datos que permitan mostrar una clara tendencia de la variabilidad de las propiedades en el macizo. En este estudio, los parámetros variados fueron limitados, sobre todo en el análisis por MEL. Además, se pueden considerar más herramientas que complementen y hagan más robusto el modelo, como el uso de la correlación de parámetros, la inclusión con correcta caracterización de discontinuidades o la modificación de las propiedades según su *datum*; todas herramientas con las que ya cuenta *RS2 v11.015*. Un modelo que implemente todos estos recursos constituirá una referencia más confiable al momento de tomar decisiones dada su menor incertidumbre, lo cual es tremendamente valioso para una empresa minera.

Siguiendo con la propuesta de mejora a los estándares actuales de la estabilidad de taludes, se sugiere una mayor extensión del uso del término *SRF crítico* en la jerga ingenieril, pues es tomado por un gran número de profesionales como equivalente al *FoS*, lo cual es impreciso. Es comprensible y ha sido constatado por el autor el hecho de que los tiempos de carga del FEM siguen, aún con la tecnología actual, siendo muy elevados respecto al MEL, pero su aplicación ya está ampliamente difundida y es cuestión de tiempo para que los algoritmos de cálculo sean optimizados, lo cual de la mano de la evolución acelerada del *hardware* traerá en un corto plazo tiempos de carga inferiores que hagan que este método a lo menos se iguale con su homólogo.

Una situación similar a la mencionada en el párrafo anterior respecto a la jerga sucede en el análisis probabilístico, en el que se suele resaltar la *PoF* como índice más relevante al analizar el resultado. Se deja de lado en la literatura en general el *SRF crítico/FoS* promedio, el cual da una mejor idea de la condición del talud, sobre todo para escenarios en que se presenten *SRF/FoS altos* (por ejemplo, mayores a 3), cuyo análisis puede no entregar valores menores a 1 en su muestreo probabilístico. No son mismo dos taludes con *PoF* nula para ambos, pero con *FoS* promedios de 3 y 12. El segundo podría ser, por ejemplo, 12 veces más estable que el primero y, por ende, estar sujeto a más flexibilidad en la alteración de su diseño o a soportar cargas externas mucho mayores.

## 5. CONCLUSIÓN

El análisis dinámico vía modelamiento numérico en *software RS2*, permitió simular una tronadura de operación en un banco minero cuya geometría y propiedades fueron basadas en uno de los perfiles del rajo Cerro Corona. La onda expansiva de la presión de la tronadura fue introducida como una función de carga dinámica distribuida en líneas rectas que representaron las perforaciones mineras (pozos) ubicadas en el banco. Como resultado de la simulación, se observó que la región afectada por el daño de tronadura tanto en extensión como en forma difiere en gran parte de la zonificación T basada en la propuesta de Hoek y Karzulovic (2000) para realizar una reducción en la resistencia utilizando el factor D. En base a este resultado, el cual corresponde al momento post retiro de material tronado, se diseña una zonificación que busca replicar el área afectada tomando como referencia el *Sigma 1* máximo, parámetro que causaba el fallamiento por método del SSR en el área. La zonificación fue discretizada a una geometría simple de aplicar en estudios de análisis de estabilidad posteriores, de tal forma que se replique el daño por tronadura de forma más precisa respecto a la convencional en un talud minero sin la necesidad de realizar un análisis dinámico para cada escenario. En cuanto al cambio en los valores del *factor D* para cada zona del diseño, fue necesario ser complementado con una disminución en el *GSI*, pues no era posible alcanzar los niveles de esfuerzo de referencia solamente disminuyendo el *factor D*.

Se determinó, mediante un análisis probabilístico, la zonificación propuesta en un talud acotado basado en el rajo Cerro Corona y se comparó con la zonificación clásica que se había utilizado para un análisis de estabilidad anterior. Los resultados mostraron que el talud que presentaba la zonificación de este estudio poseía una estabilidad numéricamente inferior a la del caso en que se usó la zona T clásica. En base a esto, y lo anteriormente expuesto, se puede establecer que la zonificación propuesta por Hoek y Karzulovic (2000) subestima el daño por tronadura en cuanto a la magnitud de deformaciones observadas, pero lo sobreestima en cuanto a su extensión dentro la cara del macizo rocoso circundante. Además, la metodología de diseño antigua no considera afección en el piso, mientras que la propuesta del presente documento sí lo hace.

El análisis probabilístico permite aumentar la certeza en cuanto al resultado de *FoS/SRF crítico*, por lo que, en este caso, los aumentos en estos índices obtenidos en este análisis respecto a los determinísticos poseen una mayor robustez y se sugiere su uso para evaluar la aceptabilidad o rechazo de evaluación de estabilidad. En este caso particular, hubo parámetros que no se variaron en el muestreo y que hubiesen aumentado aún más la confiabilidad del resultado. Esto va en línea con un aumento en el número de iteraciones en el caso del FEM, pues solo se realizaron 500 iteraciones por LHS en este estudio, debido a los extensos tiempos de carga.

Finalmente, una reflexión en cuanto a la interpretación de los resultados de la simulación probabilística permite fomentar el uso de modelamiento numérico para la adecuada inclusión de los criterios de aceptabilidad presentes en la literatura. Son requeridas nuevas guías que permitan interpretar los parámetros o índices resultantes

de este tipo de análisis, actualizando la nomenclatura y estableciendo escalas que faciliten una rigurosa toma de decisión por parte de los ingenieros, geólogos y/o especialistas geotécnicos.

## 6. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Baczynski NRP, de Bruyn I., Mylvaganam J., & Walker D. (2011). *High rock slope cutback geotechnics: a case study at Ok Tedi mine*. In: Proceedings of Slope Stability 2011: International Symposium on Rock Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering, Vancouver, Canada, pp 14.

Bazzi, H., Noferesti, H., & Farhadian, H. (2020). *Modelling the effect of blast-induced vibrations on the stability of a faulted mine slope*. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 120(10), 591-597.

Bravo Sánchez, I. L. (2018). *Estudio de vibraciones inducidas por tronadura en Minera Spence* [Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas]. Universidad de Chile.

Cami, B., & Javankhoshdel, S. (2020). Support and Probabilistic Slope Stability Analysis. *Slide2 Webinar Series Part III*.

Carranza-Torres, C., & Hormazabal, E. (2018). *Computational tools for the determination of factor of safety and location of the critical circular failure surface for slopes in Mohr-Coulomb dry ground*. Slope Stability 2018. Sevilla.

Chambe García, A. S. (2019). *Análisis comparativo de los métodos de cálculo en estabilidad de taludes para el caso del botadero de desmontes de la Mina María Teresa*.

Cho, S.E. 2010. *Probabilistic assessment of slope stability that considers the spatial variability of soil properties*. ASCE Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering, 136(7): 975-984.

Crespo Villalaz, C. (1979). *Mecánica de suelos y cimentaciones* (No. 624.151 C7).

Dang, K. (2020). *Geotechnical Dynamic Analysis using RS2 & RS3*. FEM Webinar Series Part III.

Douglas, J. (2003). *Earthquake ground motion estimation using strong-motion records: a review of equations for the estimation of peak ground acceleration and response spectral ordinates*. Earth-Science Reviews. 61 (1–2): 43–104.

Dueñas, J., Becerra, G., Ordoñez, R., & Andrews, P. G. (2020). *Geotechnical evaluation of the east wall of the Cerro Corona Pit*. In Slope Stability 2020: Proceedings of the 2020 International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering (pp. 473-486). Australian Centre for Geomechanics.

Duncan, C. W. (2017). *Rock slope engineering: civil applications*. Fifth edition by Boca Raton: Taylor & Francis, CRC Press.



Elkateb, T., Chalaturnyk, R., & Robertson, P.K. (2003). *An overview of soil heterogeneity: quantification and implications on geotechnical field problems*. Canadian Geotechnical Journal, 40, 1-15.

Galera, J. M., & Velasco, P. (2002). *Análisis de estabilidad de taludes*. Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente, (105), 16-22.

García, F., Alejano, L., Arzúa, J., & González, J. (2018). *Daños producidos por el explosivo en la roca y técnicas de voladura de contorno*.

Gibson, W. (2011). *Probabilistic methods for slope analysis and design*. Australian Geomechanics, 46(3), 29.

González de Vallejo, L. I., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Ingeniería geológica*. Pearson Educación.

Griffiths, D. V., & Lane, P. A. (1999). *Slope stability analysis by finite elements*. Geotechnique, 49(3), 387-403.

Gui, Y. L., Zhao, Z. Y., Zhou, H. Y., Goh, A. T. C., & Jayasinghe, L. B. (2017). *Numerical simulation of rock blasting induced free field vibration*. In ISRM European Rock Mechanics Symposium-EUROCK 2017. OnePetro.

Hernández Cáceres, F. (2019). *Hacia la automatización del análisis de estabilidad de taludes mineros* [Memoria para optar al título de Geólogo e Ingeniero Civil de Minas]. Universidad de Chile. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/170974>

Hoek, E. (2012). *Blast damage factor D*. Technical note for RocNews. Obtenido de: <https://www.rocscience.com/documents/pdfs/rocnews/winter2012/Blast-Damage-Factor-D-Hoek.pdf>

Hoek, E. (2018). *Fundamentals of slope design*. Keynote address at slope stability 2009, Santiago, Chile, 9–11 November 2009.

Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). *The Hoek–Brown failure criterion and GSI–2018 edition*. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 11(3), 445-463.

Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002). *Hoek-Brown failure criterion-2002 edition*. Proceedings of NARMS-Tac, 1(1), 267-273.

Hoek, E., & Diederichs, M. S. (2006). Empirical estimation of rock mass modulus. International journal of rock mechanics and mining sciences, 43(2), 203-215.

Hoek, E., & Karzulovic, A. (2000). *Rock mass properties for surface mines, in Slope Stability in Surface Mining*. (Edited by W.A. Hustralid, M.K. McCarter and D.J.A. van Zyl), Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgical and Exploration (SME), 2000, pages 59-70.

Iñiguez, J. B. (2016). *Análisis dinámico de estabilidad de taludes por medio de elementos finitos*. Maskana, 7(2), 167-180.

Javankhoshdel, S. (2020). *Numerical Methods for Slope Stability Analysis of Open Pit Mines*. 1<sup>st</sup> seminar on April 14, 2020 – TVSeminars Series.

Krahn, J. (2004). *Stability Modeling with SLOPE/W, An Engineering Methodology*. First Edition, Prepared and printed in-house by GEO-SLOPE International Ltd, Calgary, Alberta, Canada.

Labuz, J. F., & Zang, A. (2012). *Mohr–Coulomb Failure Criterion*. The ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring: 2007-2014, 227–231.

Lacasse, S., Nadim, F., Liu, Z., Eidsvig, U., Le, T. M. H., & Lin, C. G. (2019). *Risk assessment and dams–Recent developments and applications*. In Proceedings of the XVII ECSMGE 2019: Geotechnical Engineering foundation of the future: European Conference on Soil Mechanics and Geotechnical Engineering.

MA, J., LI, G., XU, P., ZHANG, W., & MENG, F. (2011). *Reliability analysis of slope with Latin hypercube sampling and K-S test*. 32(7): 2153-2156.

Madariaga, L. O. J. (2015). *Guía sobre control geotécnico en minería a cielo abierto*. Madrid: Dirección General de Política Energética y Minas del Ministerio de Industria, Energía y Turismo.

Marinos, P., & Hoek, E. (2000). *GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation*. In ISRM international symposium. OnePetro.

Medinaceli Tórrez, R., & Medinaceli Ortiz, R. (2021). *Aplicación de la simulación de Montecarlo a la evaluación probabilística de la estabilidad de taludes en roca*. Revista de Medio Ambiente y Minería, 6(1), 33-47.

Mendecki, A. J. (2019). *Simple GMPE for underground mines*. Acta Geophysica, 67(3), 837-847.

Moscoso, M. (2021). *Variabilidad de la estabilidad estática en talud de rajo considerando la propagación de daño por tronaduras de producción* [Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas]. Universidad de Talca (Chile). Facultad de Ingeniería Civil en Minas.

Ochoa, C. A., Carreño, L. V. G., Fuentes, H. A., Carrillo, Z. H. C., & Jiménez, J. M. C. (2011). *Estimación de propiedades mecánicas de roca utilizando inteligencia artificial*. Ingeniería y Ciencia, 7(14), 83-103

Posse, F. J. A. (1987). Manual de ingeniería de taludes (No. 3). IGME.

Ramírez, P., & Alejano, L. R. (2004). *Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes*.

Read, J., & Stacey, P. (2009). *Guidelines for Open Pit Slope Design*. CSIRO PUBLISHING.

Real Academia española: Diccionario de la lengua española, 23.<sup>a</sup> ed., [versión 23.4 en línea]. <<https://dle.rae.es>> [31 de octubre de 2021].

Rocscience Inc. (2021). *Dynamic Analysis: Theory Manual*. Artículo de la guía de usuario de RS2.

Rocscience Inc. (2004). *A New Era in Slope Stability Analysis: Shear Strength Reduction Finite Element Technique*. Artículo preparado para RocNews Summer 2004.

Salinas, E. (2018). *Análisis de propiedades geotécnicas de algunas rocas comunes en Chile* [Memoria para optar al título de Geólogo]. Universidad de Chile.

Sanhueza Plaza, C. & Rodríguez Cifuentes, L. (2013). *Análisis Comparativo de métodos de cálculo de estabilidad de taludes finitos aplicados a laderas naturales*. *Revista de la construcción*, 12(1), 17-29. Disponible en: <https://dx.doi.org/10.4067/S0718-915X2013000100003>

Septian, A., Llano-Serna, M. A., Ruest, M. R., & Williams, D. J. (2017). *Three-dimensional kinematic analysis of Bingham Canyon mine pit wall slides*. *Procedia Engineering*, 175, 86-93.

SERNAGEOMIN. (2018). *Guía N° 4 de operación para la pequeña minería: Perforación y Tronadura*.

SERNAGEOMIN, & PUCV, P. U. (2018). *Guía Metodológica para Evaluación de la Estabilidad Física de Instalaciones Mineras Remanentes*.

Stuart, A. (1994). *Kendall's advanced theory of statistics*. Distribution theory, 1.

Styles, Tom. (2015). *Application of Blast Damage when Modelling Open Pit Slopes*. 10.13140/RG.2.1.2591.4961.

Suarez, J. (2017). *Métodos de Manejo y Estabilización*. Obtenido de *Métodos de Manejo y Estabilización*.

Tamayo, J. P., Awruch, A., & Rodríguez-Calderón, W. (2017). *Aplicación de campos estocásticos en problemas de geotecnia*. *Revista UIS Ingenierías*, 16(2), 185-196.

Torbica, S., & Lapčević, V. (2015). *Estimating extent and properties of blast-damaged zone around underground excavations*. *Rem: Revista Escola de Minas*, 68, 441-453.

Valenzuela, L. (2021). *Consideraciones geotécnicas y factor humano en el diseño de Presas de Relaves*. Seminario de Geotecnia, Departamento de Ingeniería Civil Universidad de Chile.

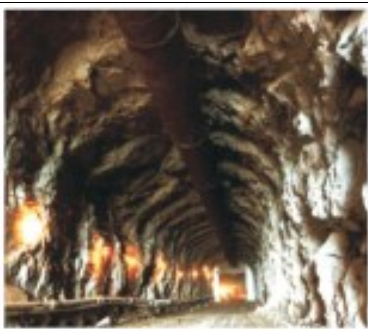
Wines, DR. (2020). *Understanding the sensitivity of numerical slope stability analyses to geotechnical and other input parameters*. PM Dight (ed.). Slope Stability 2020: Proceedings of the 2020 International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 983-1002

Zebarjadi Dana, H., Khaloo Kakaie, R., Rafiee, R., & Yarahmadi Bafghi, A. R. (2018). *Effects of geometrical and geomechanical properties on slope stability of open-pit mines using 2D and 3D finite difference methods*. Journal of mining and Environment, 9(4), 941-957.

## 7. ANEXOS

- Anexo A: Relativo al criterio de falla de Hoek & Brown.

Tabla 7.1: Guía para estimar el factor de alteración D. Fuente: Hoek & Brown (2019).

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor sugerido de D
	<p>Voladura de excelente control de calidad, o excavación hecha por un minador puntual o una tuneladora que resulta en una mínima afección al macizo rocoso confinado que rodea al túnel.</p>	<p>D = 0</p>
	<p>La excavación mecánica o manual en macizos rocosos de baja calidad provoca mínima alteración en el macizo rocoso circundante. Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque un invertido temporal, como se muestra en la fotografía.</p>	<p>D = 0  D = 0,5 Sin invertido</p>
	<p>Control pobre de alineamiento de perforación, el diseño de carga y la secuencia de detonación resultan en una tronadura muy pobre en un túnel de roca competente con daño severo, extendiéndose 2 o 3 (m) en el macizo rocoso circundante.</p>	<p>D = 1,0 a nivel de superficie, con decrecimiento lineal a D = 0 a <math>\pm 2</math> (m).</p>
	<p>Las voladuras de baja escala en taludes de ingeniería civil resultan en un daño moderado al macizo rocoso, como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía.</p> <p>Una voladura de operación no controlada puede resultar en daño significativo a la cara rocosa.</p>	<p>D = 0,5 con precorte o control de daño D = 1,0 para voladura de operación</p>



En algunos macizos rocosos débiles, la excavación puede ser llevada a cabo por desgarramiento y arrastre. El daño al talud es primariamente debido al alivio de estreses. Los taludes muy grandes en minería de cielo abierto sufren una alteración significativa debido a la violenta tronadura de operación y alivio de estreses al remover la sobrecarga.

D = 0,7 para efectos de excavación mecánica  
D = 1,0 para tronadura de operación

- Anexo B: Referencia modelo Cerro Corona documento original.

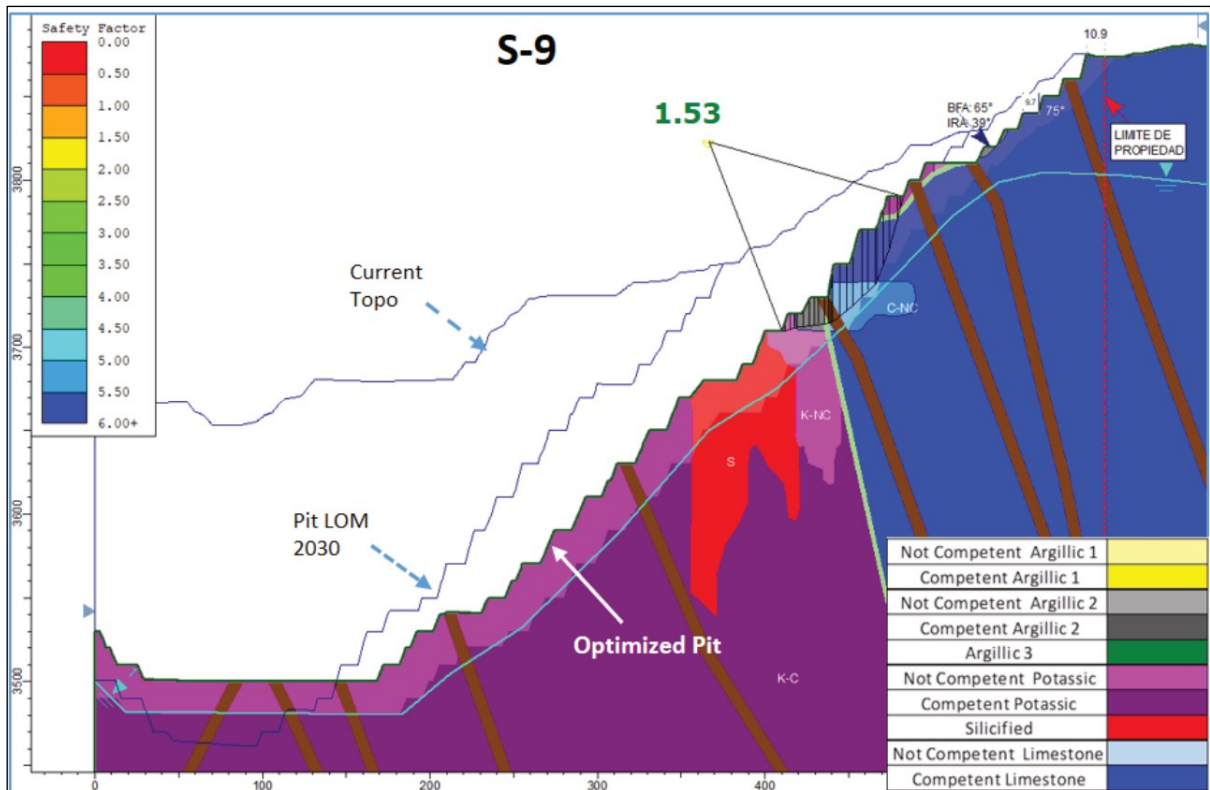


Figura 7.1: Perfil S-9 rajo Cerro Corona. Pit optimizado según Dueñas et. al (2020).

- Anexo C: Relativo a tronaduras mineras.

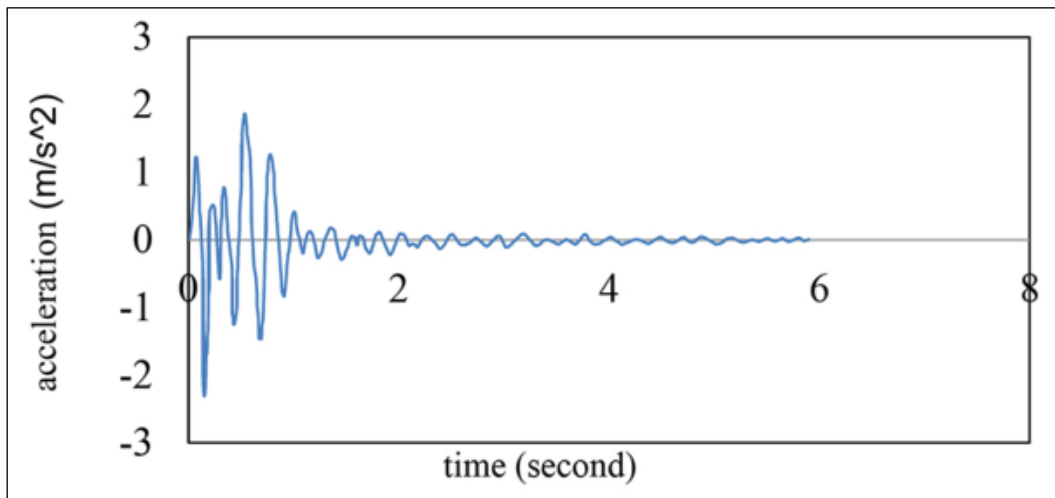


Figura 7.2: Registro de aceleración de una detonación de tronadura minera de mediana envergadura. Fuente: Mendecki (2019).

## 8. APÉNDICES

- Apéndice A: Propiedades geotécnicas y estado de esfuerzos de los materiales.

Tabla 8.1: Listado de materiales y sus propiedades estándar o medias. Notar que la zona Argílica 2 NC fue descrita por el modelo de falla de Mohr-Coulomb, por lo cual no aplica el *GSI*,  $m_i$  ni el *factor D*, pero sí la *cohesión* (C) y el *ángulo de fricción* ( $\phi$ ).

Material	Peso específico (kg/m <sup>3</sup> )	Poisson	E (kPa)	$\sigma_{ci}$ (MPa)	GSI / C (kPa)	$m_i / \phi$ (°)	D
Silicificada	25	0,30	8,90x10 <sup>6</sup>	58	56	15	0
Potásica C	26	0,28	8,00x10 <sup>6</sup>	26	61	18	0
Potásica NC	24	0,36	2,08x10 <sup>7</sup>	68	32	10	0
Caliza C	27	0,30	2,00x10 <sup>7</sup>	77	55	14	0
Caliza NC	22	0,37	3,70x10 <sup>6</sup>	24	30	10	0
Argílica 2 NC	22	0,30	3,30x10 <sup>6</sup>	10	<b>15</b>	<b>34</b>	N/A
Silicificada D	25	0,30	8,90x10 <sup>6</sup>	58	56	15	0,7
Potásica C D	26	0,28	8,00x10 <sup>6</sup>	26	61	18	0,7
Potásica NC D	24	0,36	2,08x10 <sup>7</sup>	68	32	10	0,7
Caliza C D	27	0,30	2,00x10 <sup>7</sup>	77	55	14	0,7
Caliza NC D	22	0,37	3,70x10 <sup>6</sup>	24	30	10	0,7



Estado de esfuerzos de la zona Silicificada y Silicificada D.

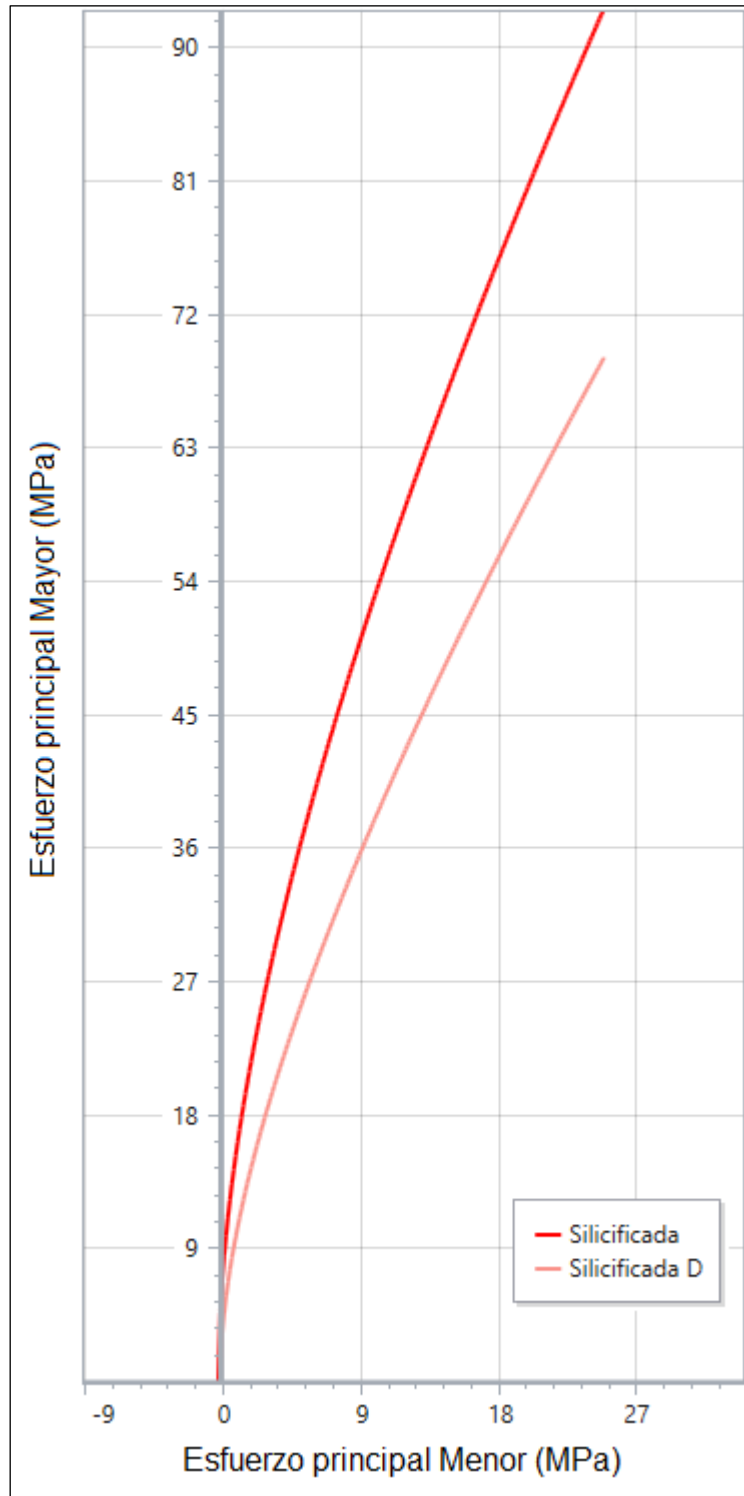


Figura 8.1: Esfuerzos principales de las zonas Silicificada y Silicificada D. Generado en *RSData v1.005*.

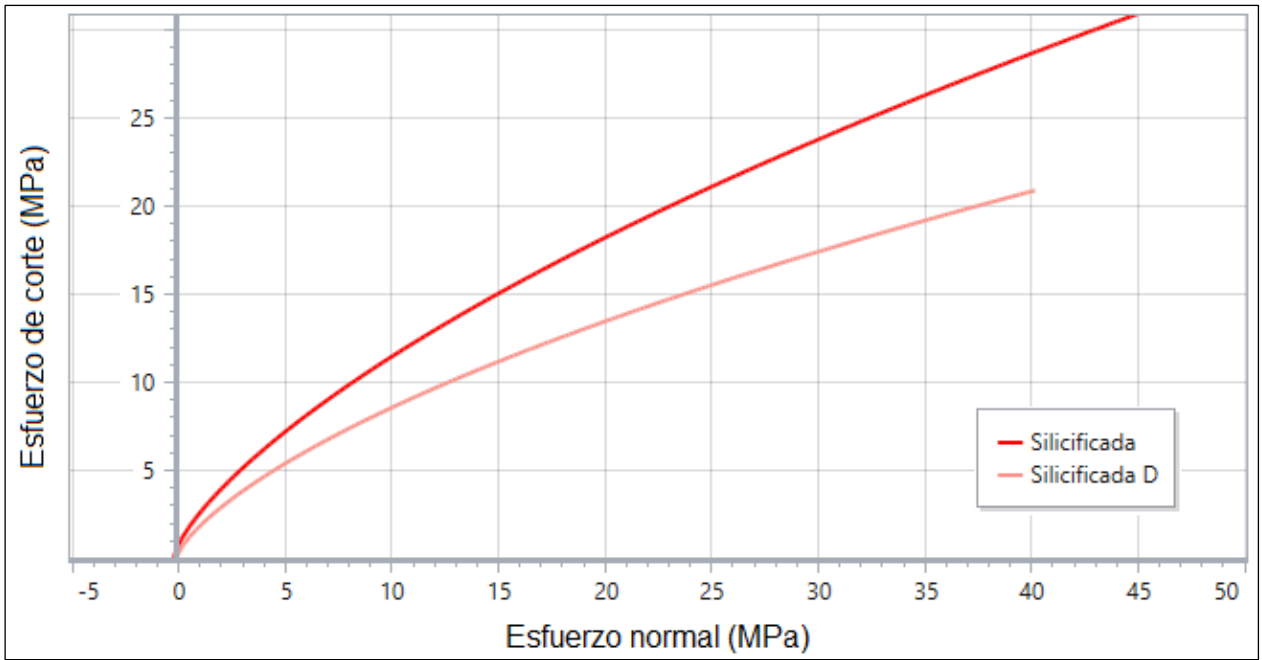


Figura 8.2: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Silicificada y Silicificada D. Generado en *RSData v1.005*.

### Propiedades de la zona Potásica C y Potásica C D

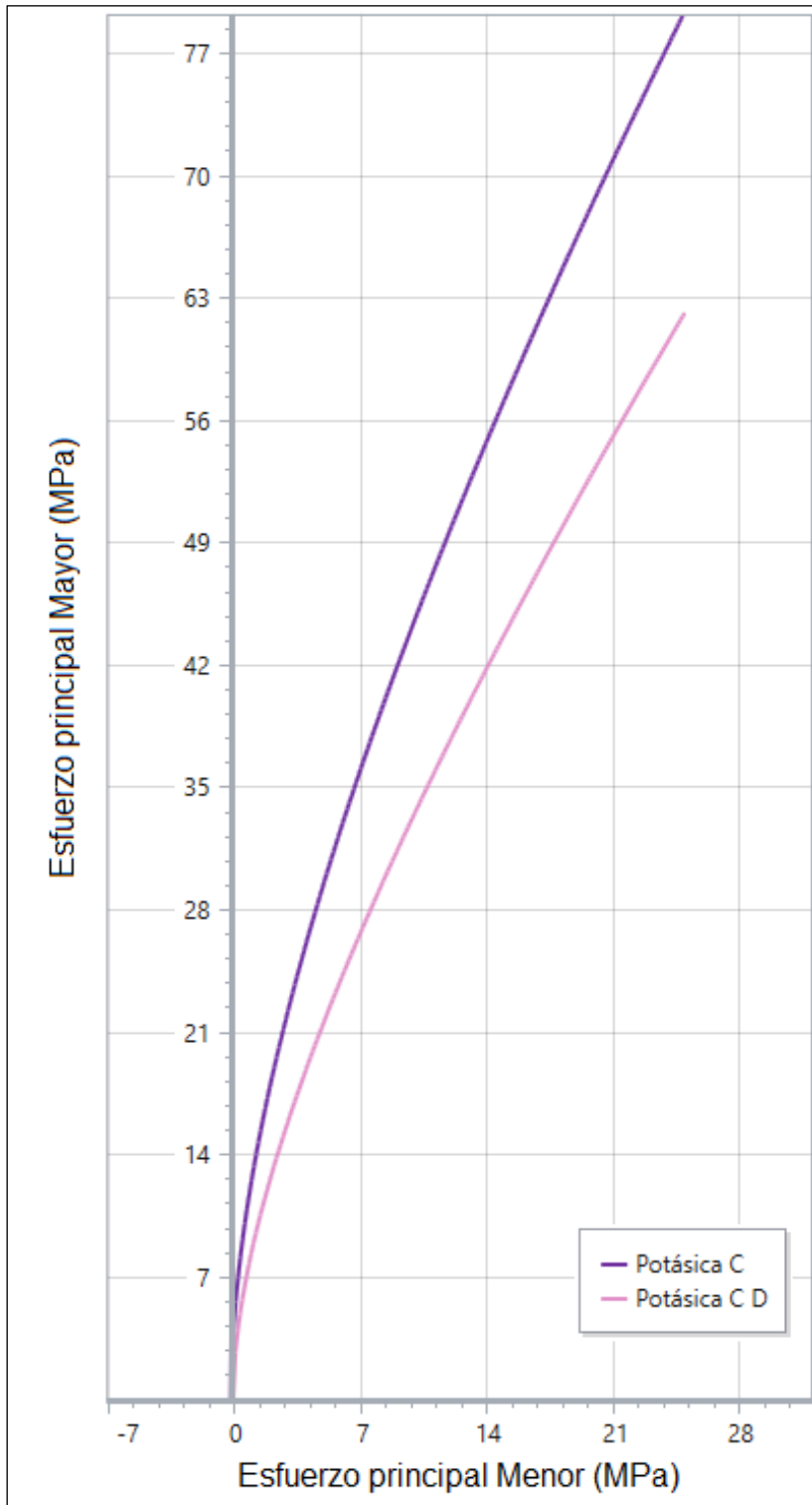


Figura 8.3: Esfuerzos principales de las zonas Potásica C y Potásica C D. Generado en *RSDData v1.005*.

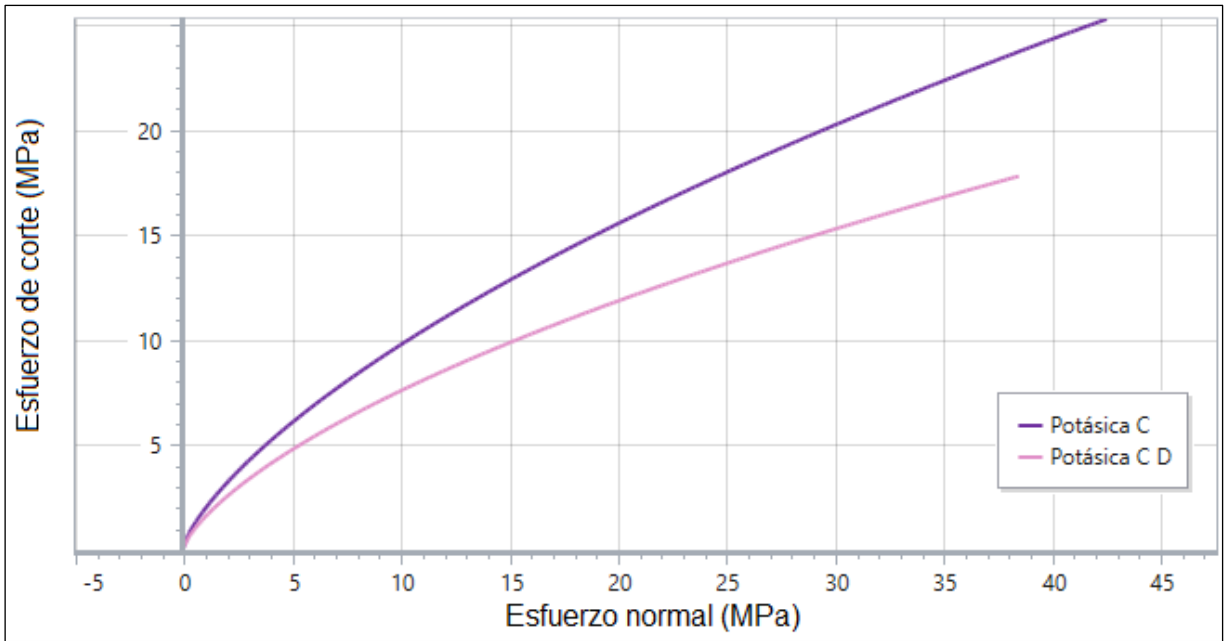


Figura 8.4: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Potásica C y Potásica C D. Generado en *RSData v1.005*.

### Propiedades de la zona Potásica NC y Potásica NC D

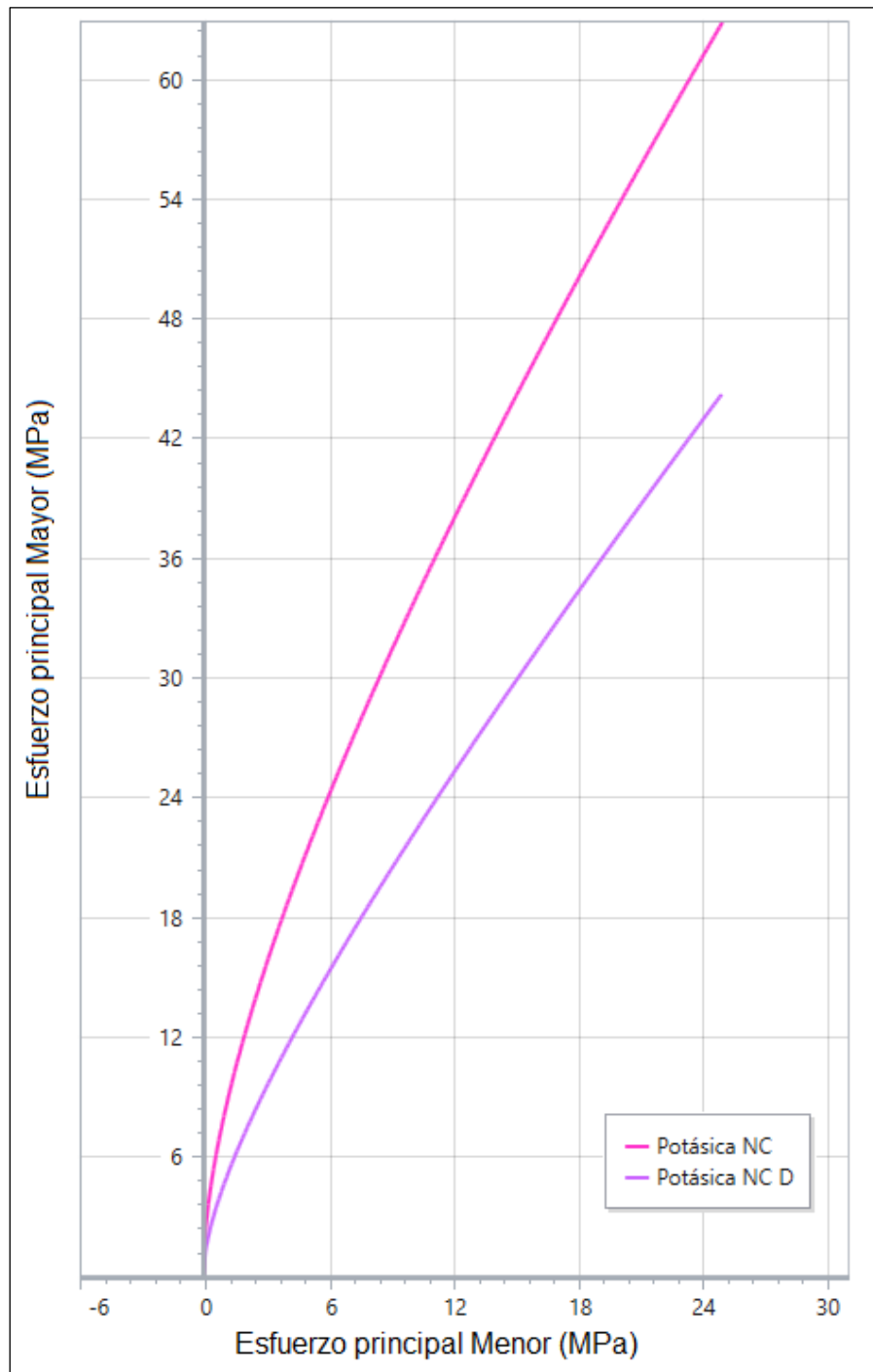


Figura 8.5: Esfuerzos principales de las zonas Potásica NC y Potásica NC D. Generado en RSData v1.005.

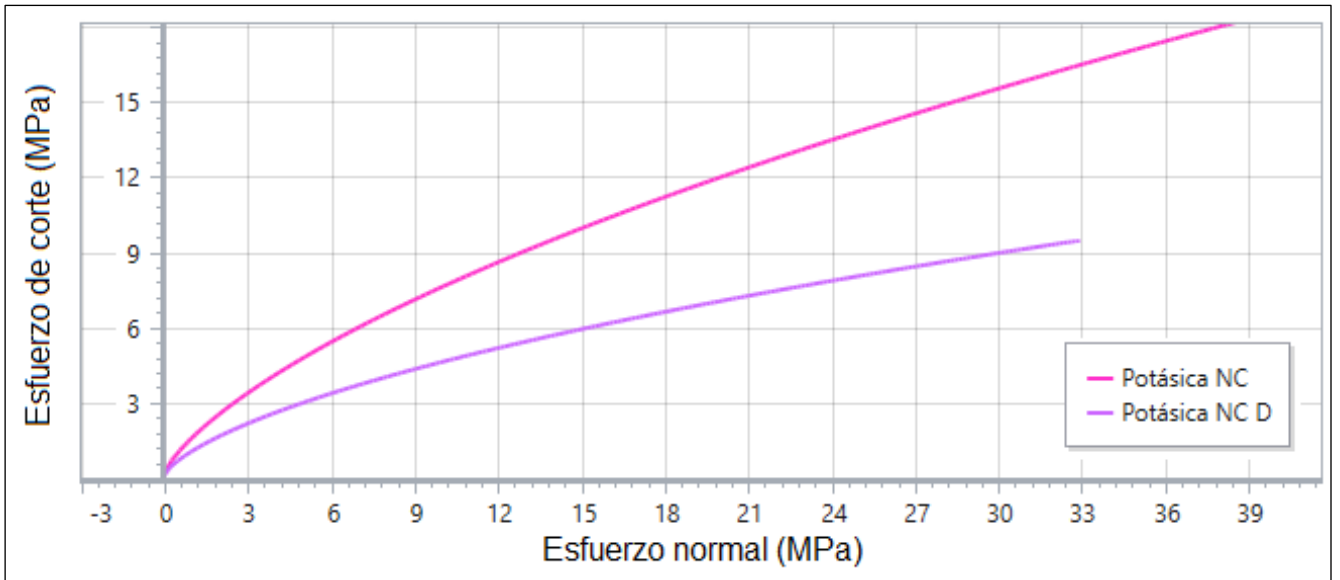


Figura 8.6: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Potásica NC y Potásica NC D. Generado en *RSDData v1.005*.

### Propiedades de la zona Caliza C y Caliza C D

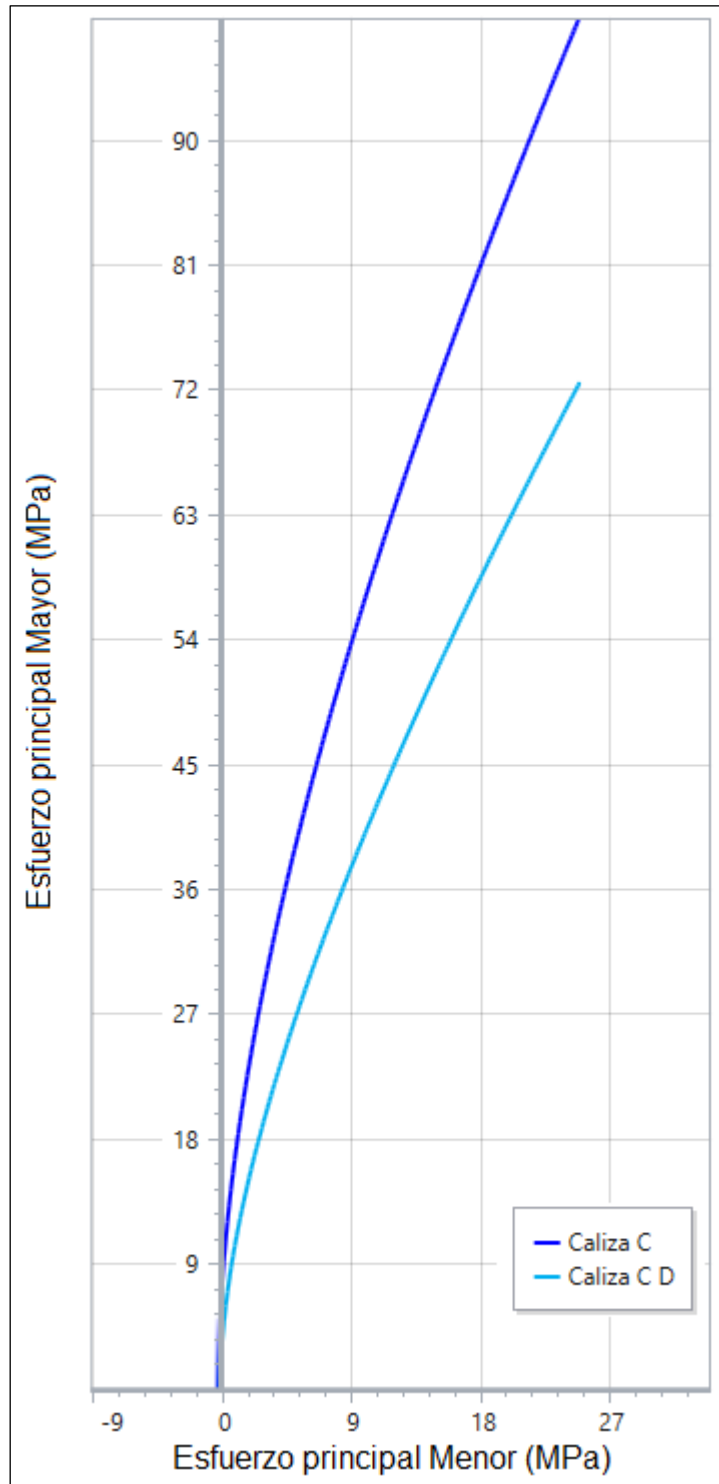


Figura 8.7: Esfuerzos principales de las zonas Caliza C y Caliza C D. Generado en RSData v1.005.

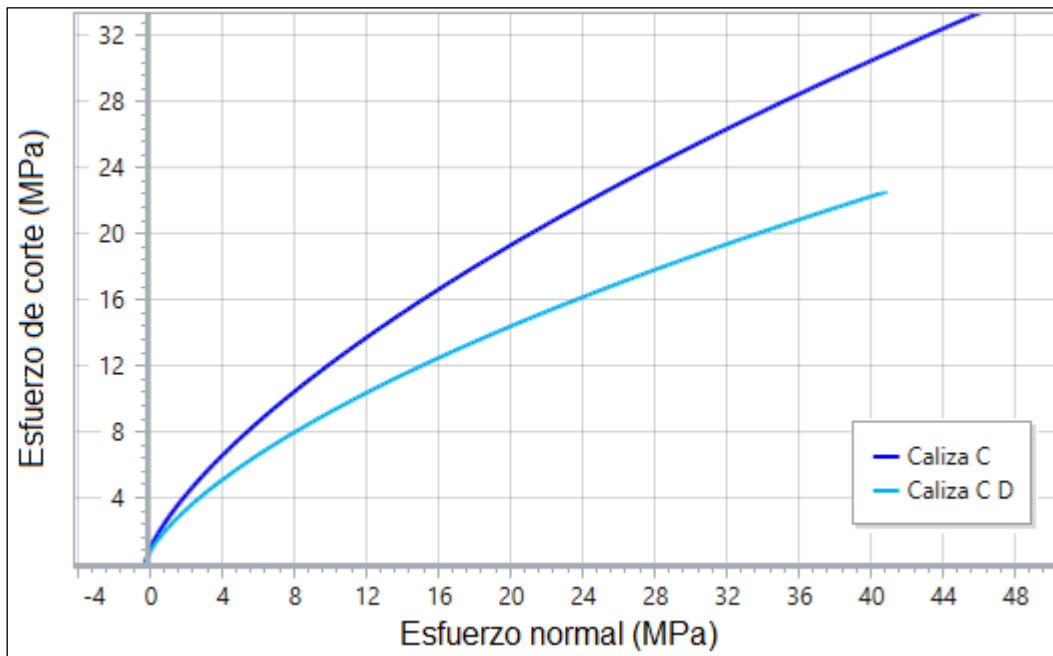


Figura 8.8: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Caliza C y Caliza C D. Generado en *RSDData v1.005*.



### Propiedades de la zona Caliza C y Caliza C D

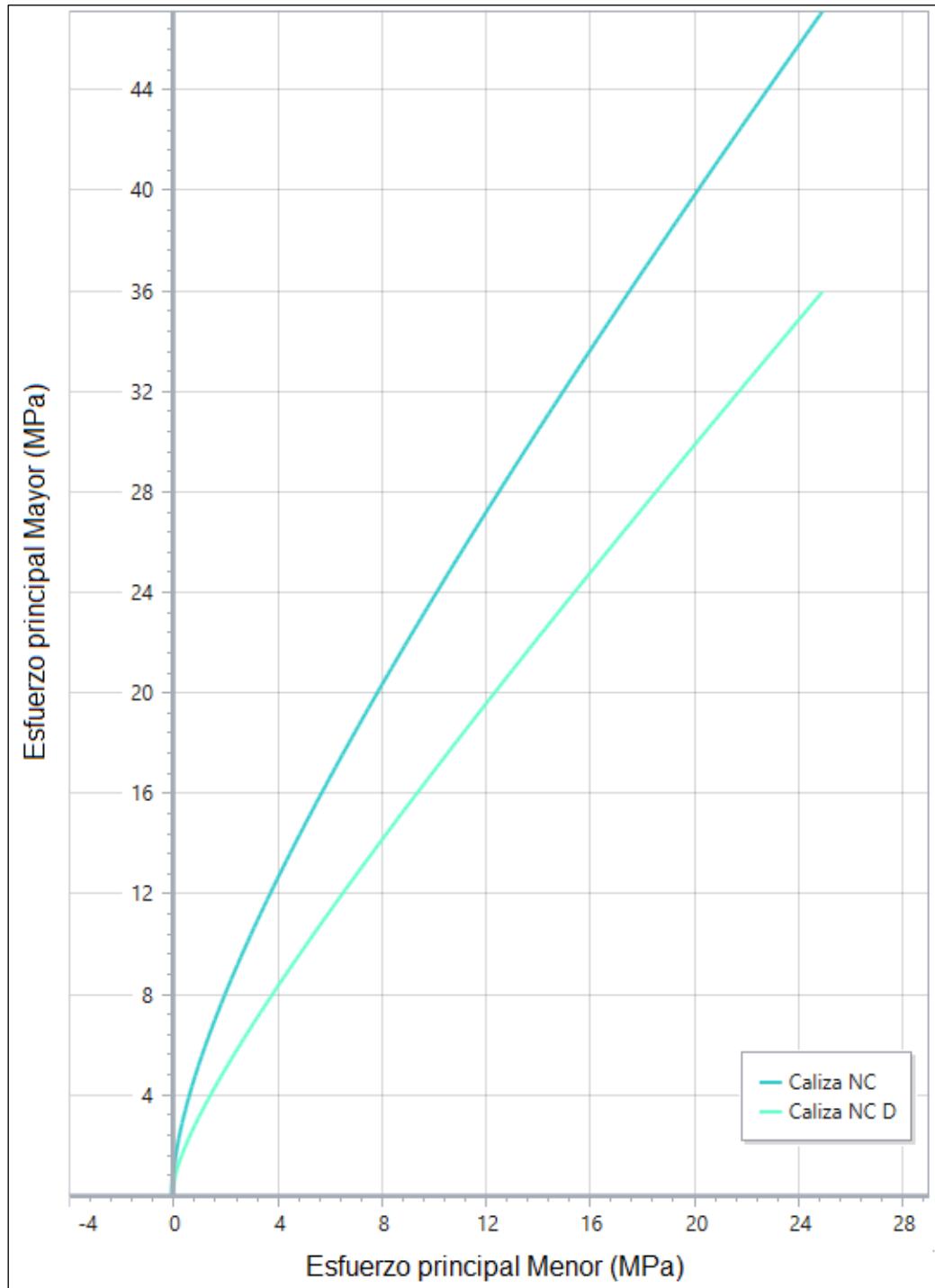


Figura 8.9: Esfuerzos principales de las zonas Caliza NC y Caliza NC D. Generado en RSData v1.005.

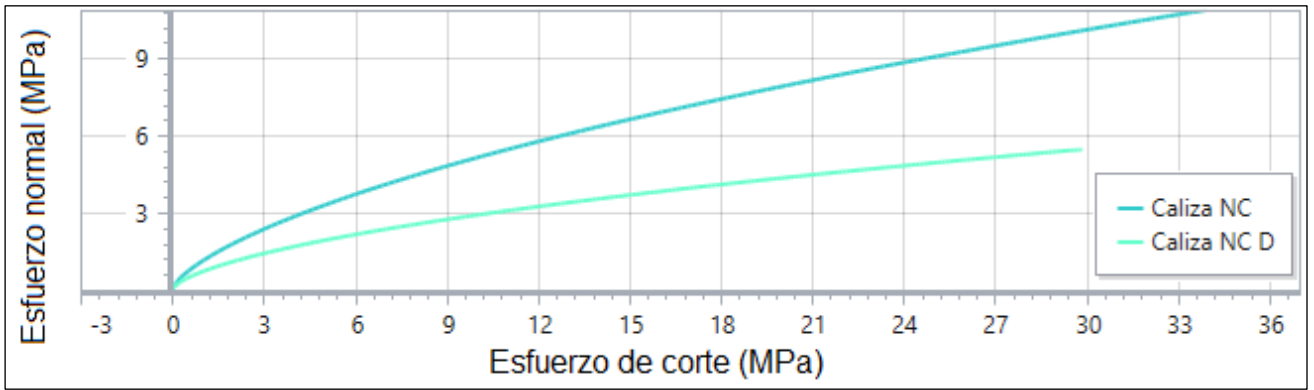


Figura 8.10: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de las zonas Caliza C y Caliza C D. Generado en *RSDData v1.005*.

## Estado de esfuerzos de la zona Argílica 2 NC

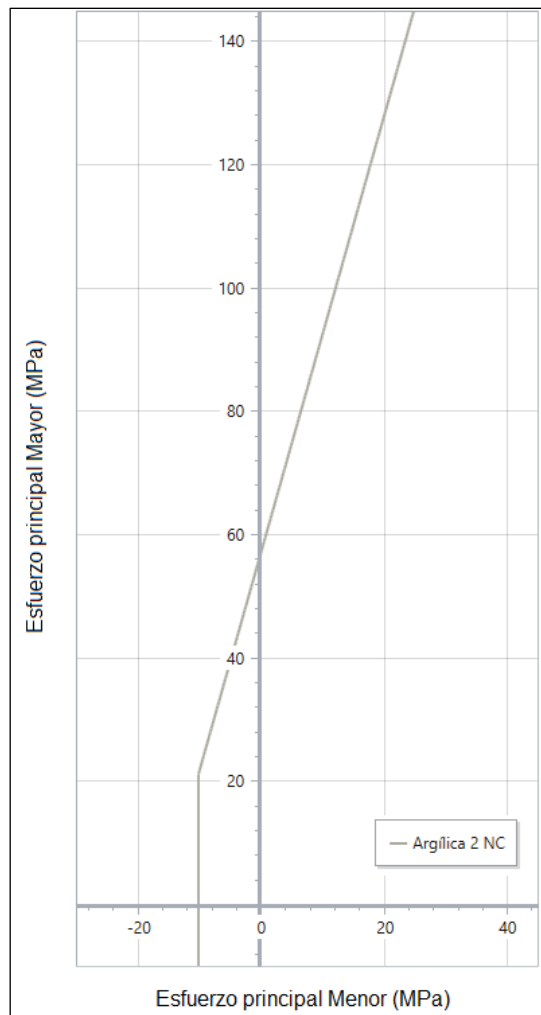


Figura 8.11: Esfuerzos principales de la zona Argílica 2 NC. Generado en RSData v1.005.

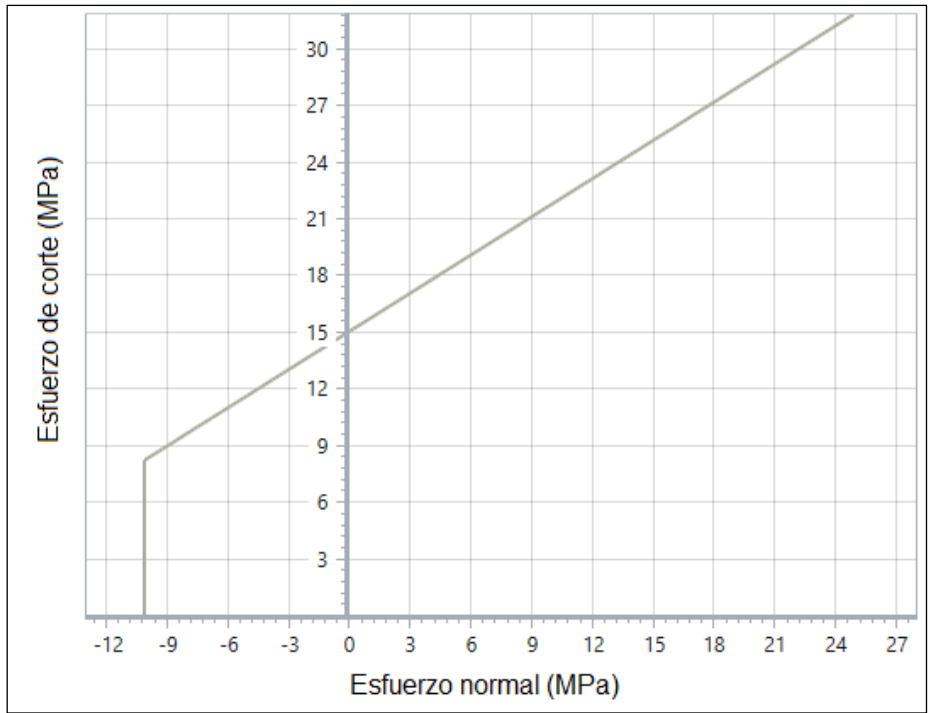


Figura 8.12: Esfuerzo de corte versus esfuerzo normal de la zona Argilica 2 NC. Generado en *RSData v1.005*.

Tabla 8.2: Parámetros variables análisis probabilístico.

Material	Propiedad	Distribución	Media	Desviación Estándar	Mínimo relativo	Máximo relativo
Caliza NC	Módulo de Young	Lognormal	3,70E+06	1,70E+06	3,70E+05	3,00E+07
Caliza NC	Coefficiente de Poisson	Normal	3,70E-01	5,60E-02	3,00E-01	4,40E-01
Caliza NC	Resistencia a la compresión simple	Lognormal	2,40E+04	4,20E+03	6,00E+03	3,10E+04
Caliza C	Módulo de Young	Lognormal	2,00E+07	9,12E+06	3,00E+05	5,50E+07
Caliza C	Coefficiente de Poisson	Normal	3,00E-01	6,00E-02	2,00E-01	4,40E-01
Caliza C	Resistencia a la compresión simple	Lognormal	7,70E+04	8,00E+03	4,10E+04	8,90E+04
Potásica C	Módulo de Young	Lognormal	8,00E+06	1,60E+06	2,80E+05	6,10E+07
Potásica C	Coefficiente de Poisson	Normal	2,80E-01	6,00E-02	2,00E-01	4,40E-01
Potásica C	Resistencia a la compresión simple	Lognormal	2,60E+04	1,32E+04	1,30E+04	9,20E+04
Potásica NC	Módulo de Young	Lognormal	2,08E+07	3,67E+06	1,00E+07	3,20E+07
Potásica NC	Coefficiente de Poisson	Normal	3,60E-01	7,20E-02	2,60E-01	4,60E-01
Potásica NC	Resistencia a la compresión simple	Lognormal	6,80E+04	9,67E+03	3,90E+04	9,70E+04
Silicificada	Módulo de Young	Lognormal	8,90E+06	2,45E+06	3,00E+05	1,50E+07
Silicificada	Coefficiente de Poisson	Normal	3,00E-01	6,00E-02	2,00E-01	4,40E-01
Silicificada	Resistencia a la compresión simple	Lognormal	5,80E+04	6,67E+03	4,60E+04	8,60E+04
Argílica 2 NC	Módulo de Young	Lognormal	3,30E+06	1,00E+06	3,00E+05	6,30E+06
Argílica 2 NC	Coefficiente de Poisson	Normal	3,00E-01	6,00E-02	2,00E-01	4,40E-01
Argílica 2 NC	Ángulo de Fricción (peak)	Normal	3,40E+01	4,00E+00	2,70E+01	4,10E+01
Argílica 2 NC	Cohesión (peak)	Normal	1,50E+01	3,00E+00	1,00E+01	2,00E+01

- Apéndice B: Extensión de resultados análisis dinámico. Simulaciones obtenidas a través de *software RS2 v11.015*.

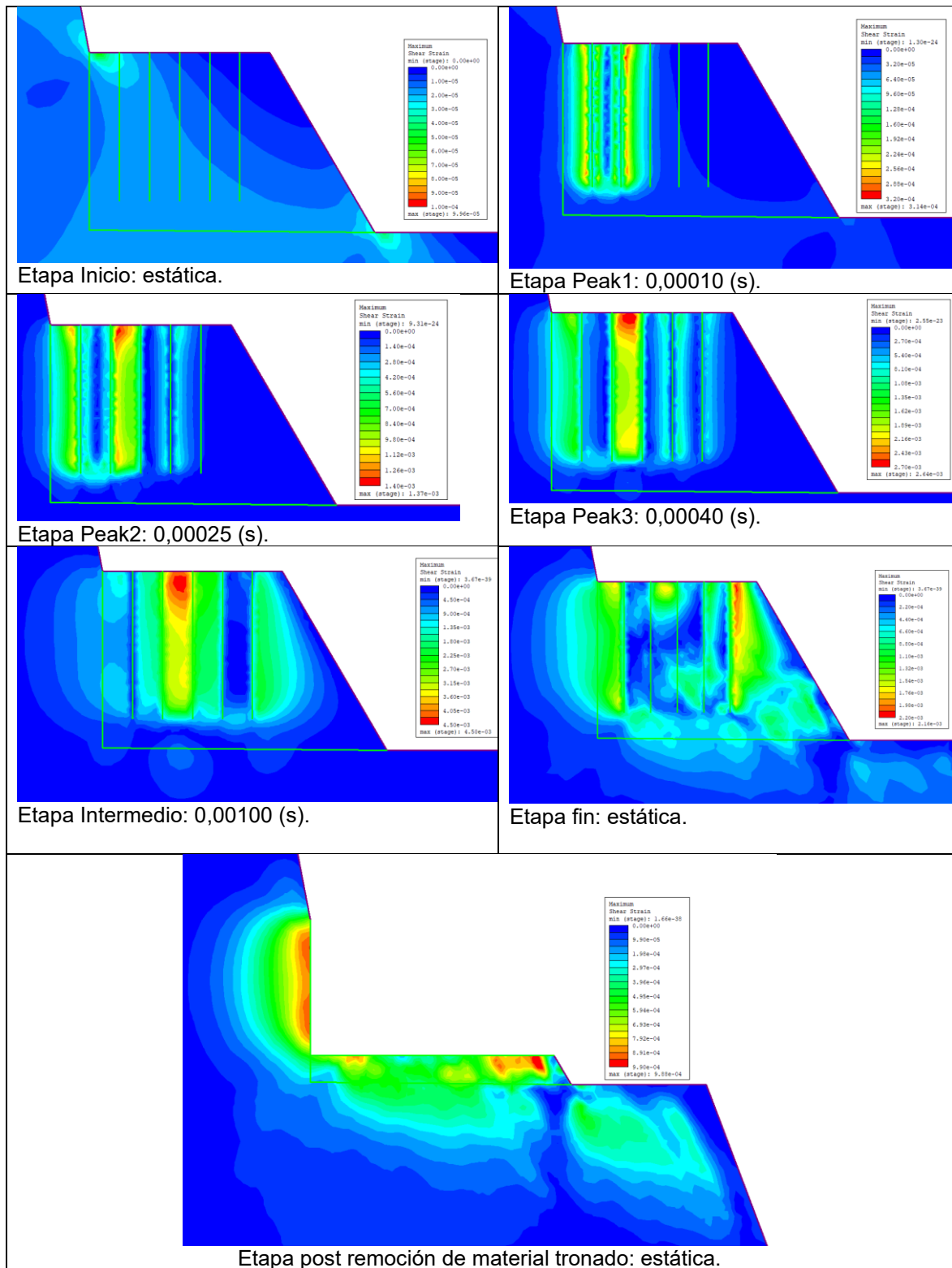


Figura 8.13: Resultado *máxima deformación de corte (sólido)* de análisis dinámico por etapas. Secuencia de tronadura en el banco de estudio.

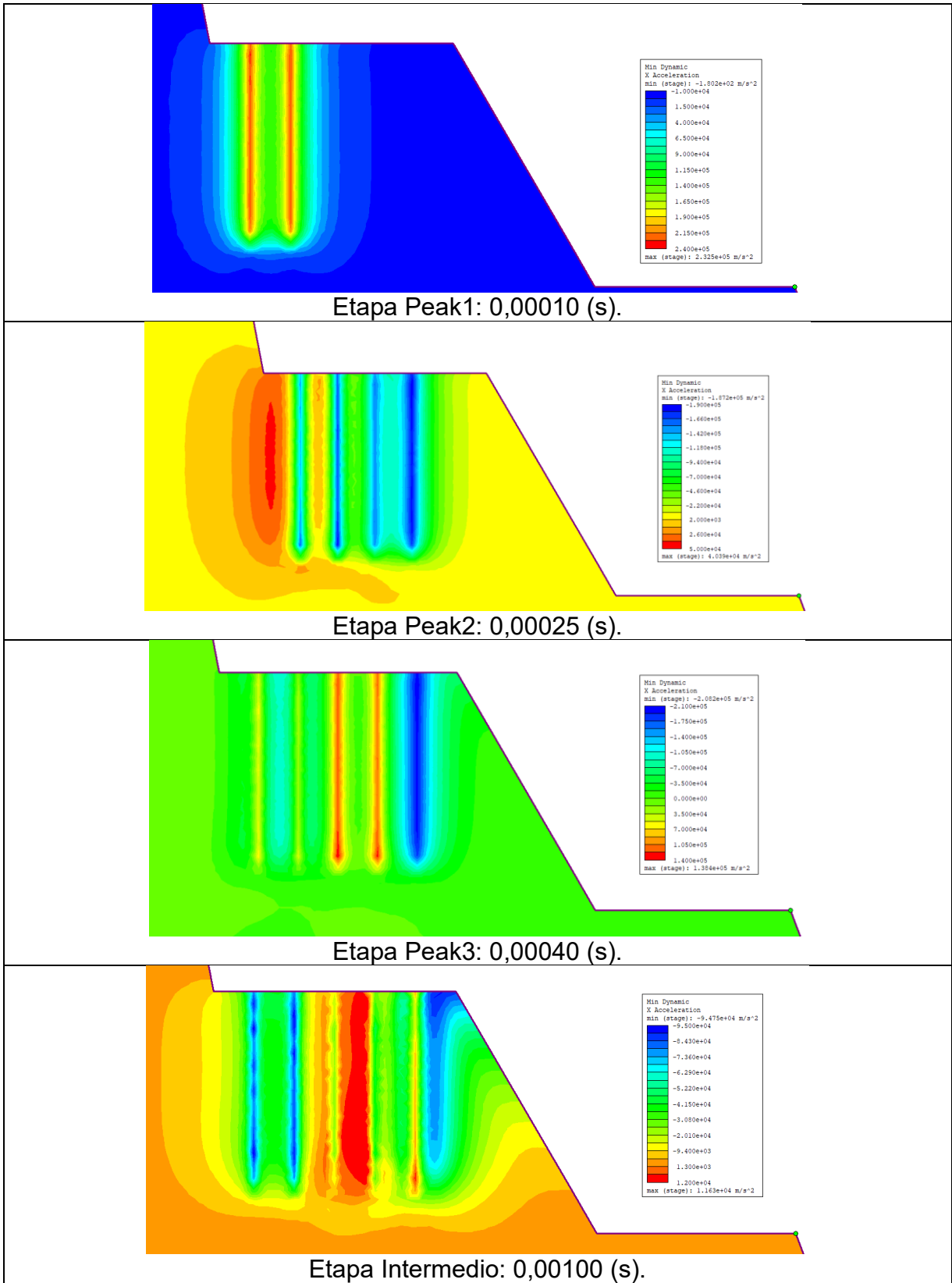


Figura 8.14: Resultado *máxima aceleración x (dinámica)* de análisis dinámico por etapas. Secuencia de tronadura en el banco de estudio.

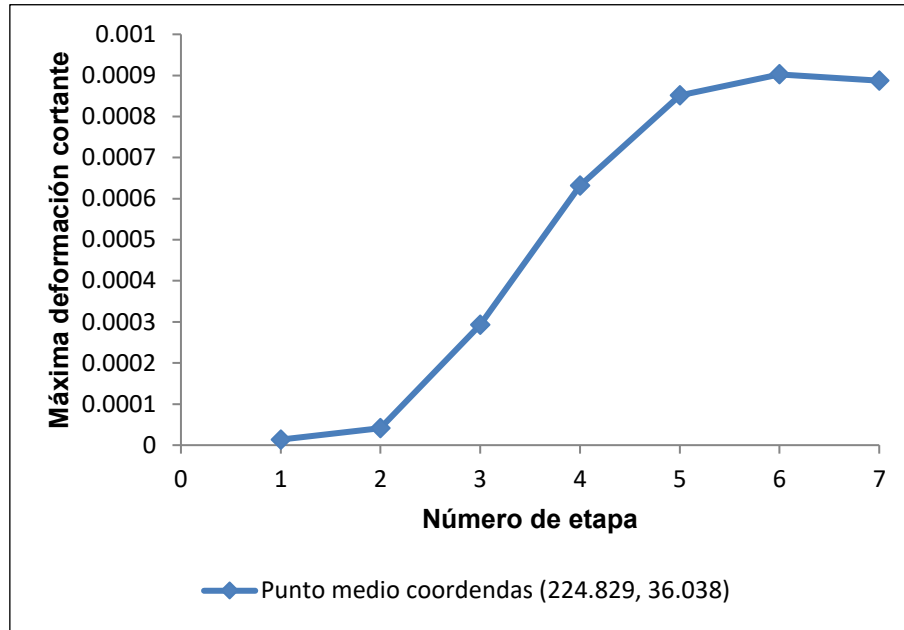


Figura 8.15: Medición de la *máxima deformación cortante* en un punto medio de la cara lateral afectada por la tronadura de prueba.

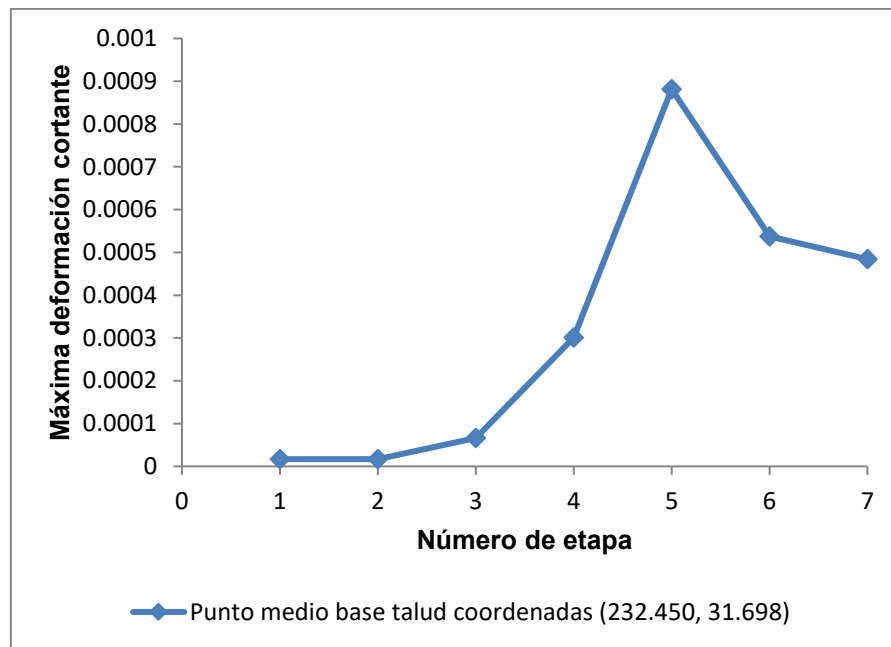


Figura 8.16: Medición de la *máxima deformación cortante* en un punto medio de la base o piso remanente afectado por la tronadura de prueba.



- Apéndice C: Resultados ampliados zonificación de *factor D / GSI*. Simulaciones obtenidas a través de *software RS2 v11.015*.

Tabla 8.3: Disminución de las propiedades de la Caliza C para la zonificación propuesta.

D	GSI	% reducción GSI
0,0	55	0,00%
0,1	54	1,82%
0,2	53	3,64%
0,3	52	5,45%
0,4	51	7,27%
0,5	50	9,09%
0,6	49	10,91%
0,7	48	12,73%
0,8	47	14,55%
0,9	46	16,36%
1,0	45	18,18%

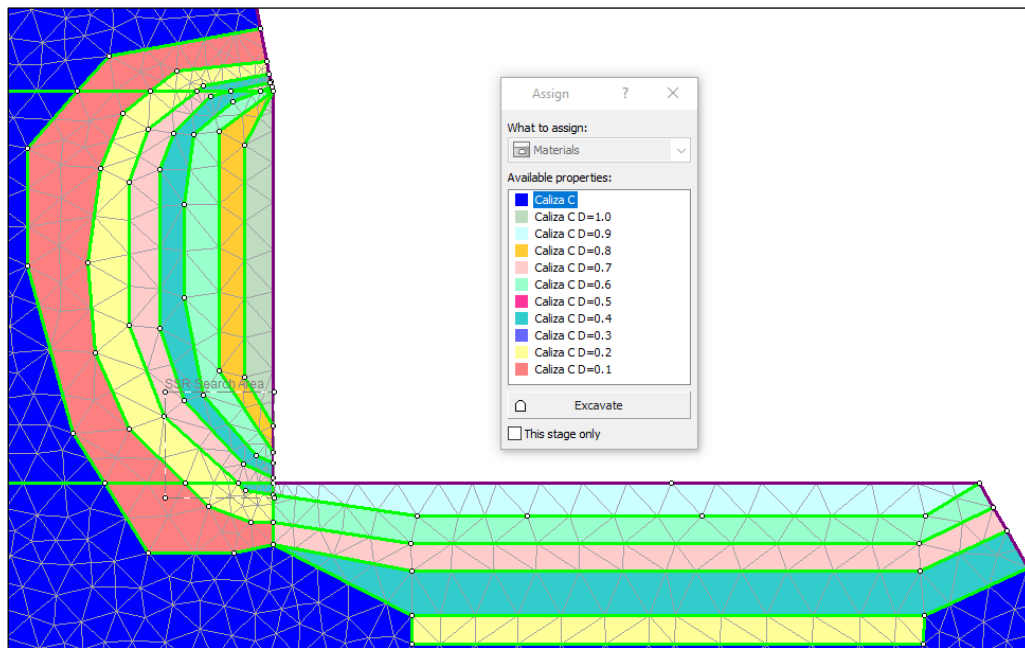


Figura 8.17: Zonificación continua del *factor D* en basada en resultados de análisis dinámico. Reducción de parámetros *factor D* y *GSI* según Tabla 8.3.

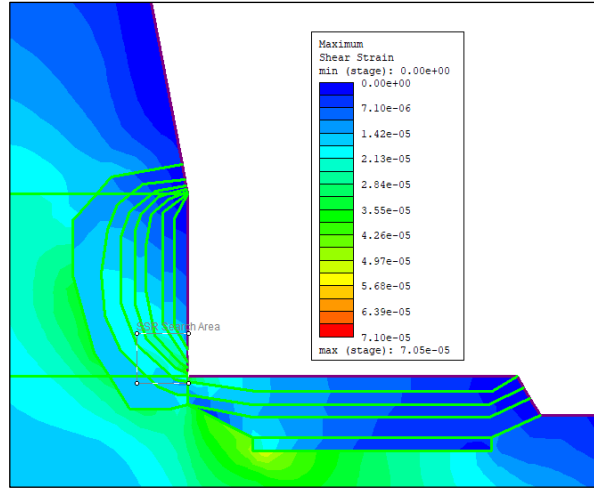
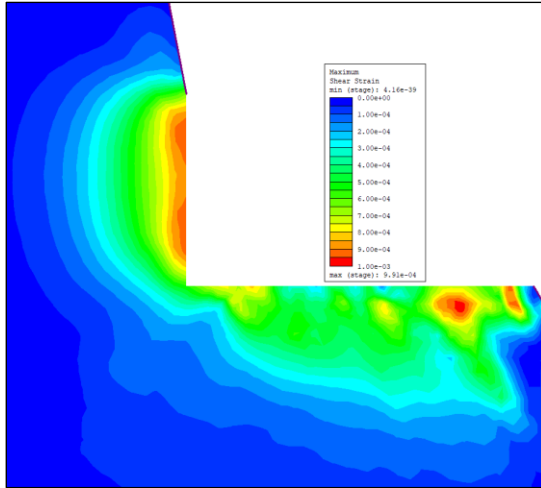


Figura 8.18: Comparativa *máxima deformación cortante* momento post tronadura (resultado análisis dinámico) versus replicación en base a zonificación de *factor D/GSI* (resultado análisis estático).

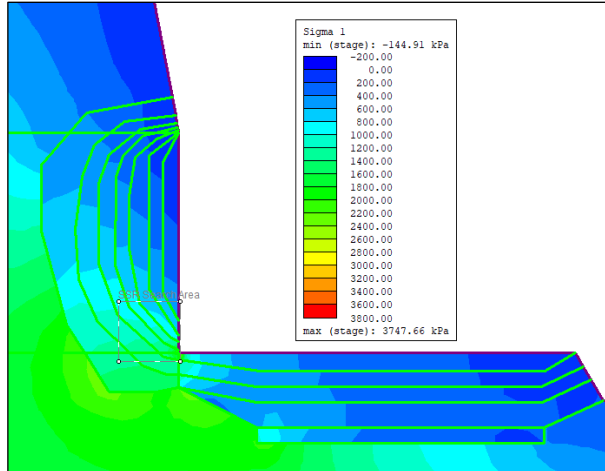
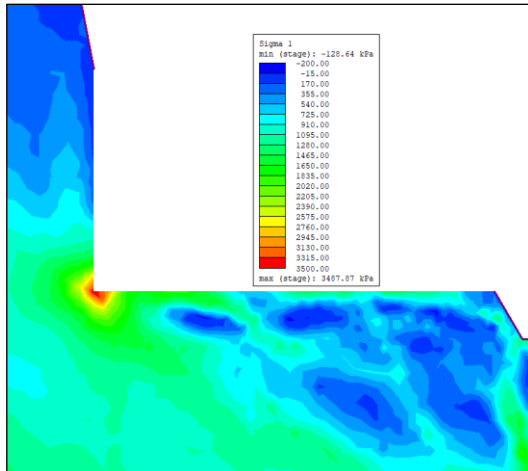


Figura 8.19: Comparativa *Sigma 1* (kPa) momento post tronadura (resultado análisis dinámico) versus replicación en base a zonificación de *factor D/GSI* (resultado análisis estático).

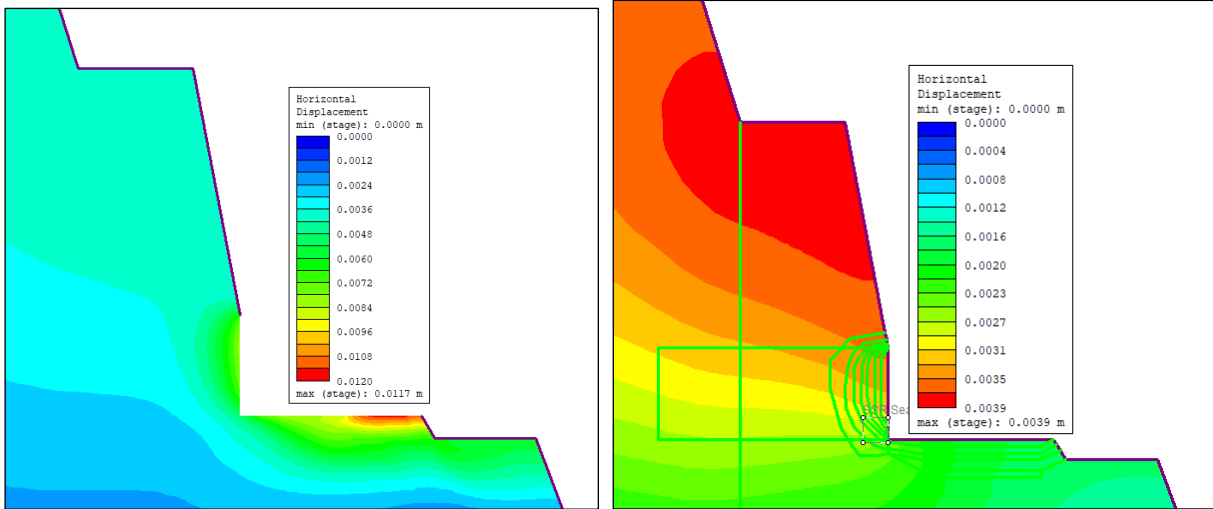


Figura 8.20: Comparativa *desplazamientos horizontales (m)* momento post tronadura (resultado análisis dinámico) versus replicación en base a zonificación de *factor D/GSI* (resultado análisis estático).

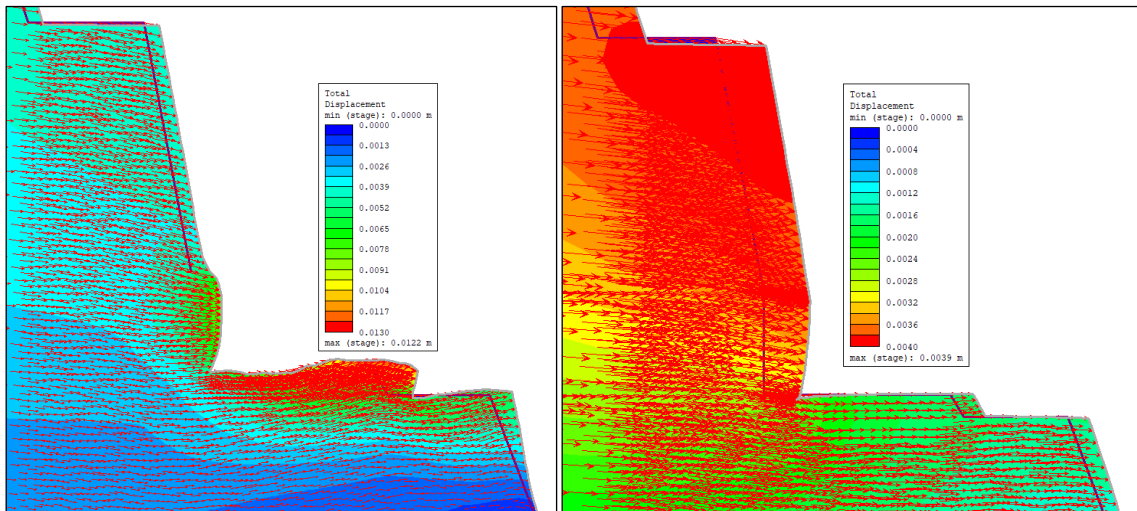


Figura 8.21: Comparativa *desplazamientos totales (m)* momento post tronadura (resultado análisis dinámico) versus replicación en base a zonificación de *factor D/GSI* (resultado análisis estático).

- Apéndice D: Extensión resultados análisis de estabilidad.

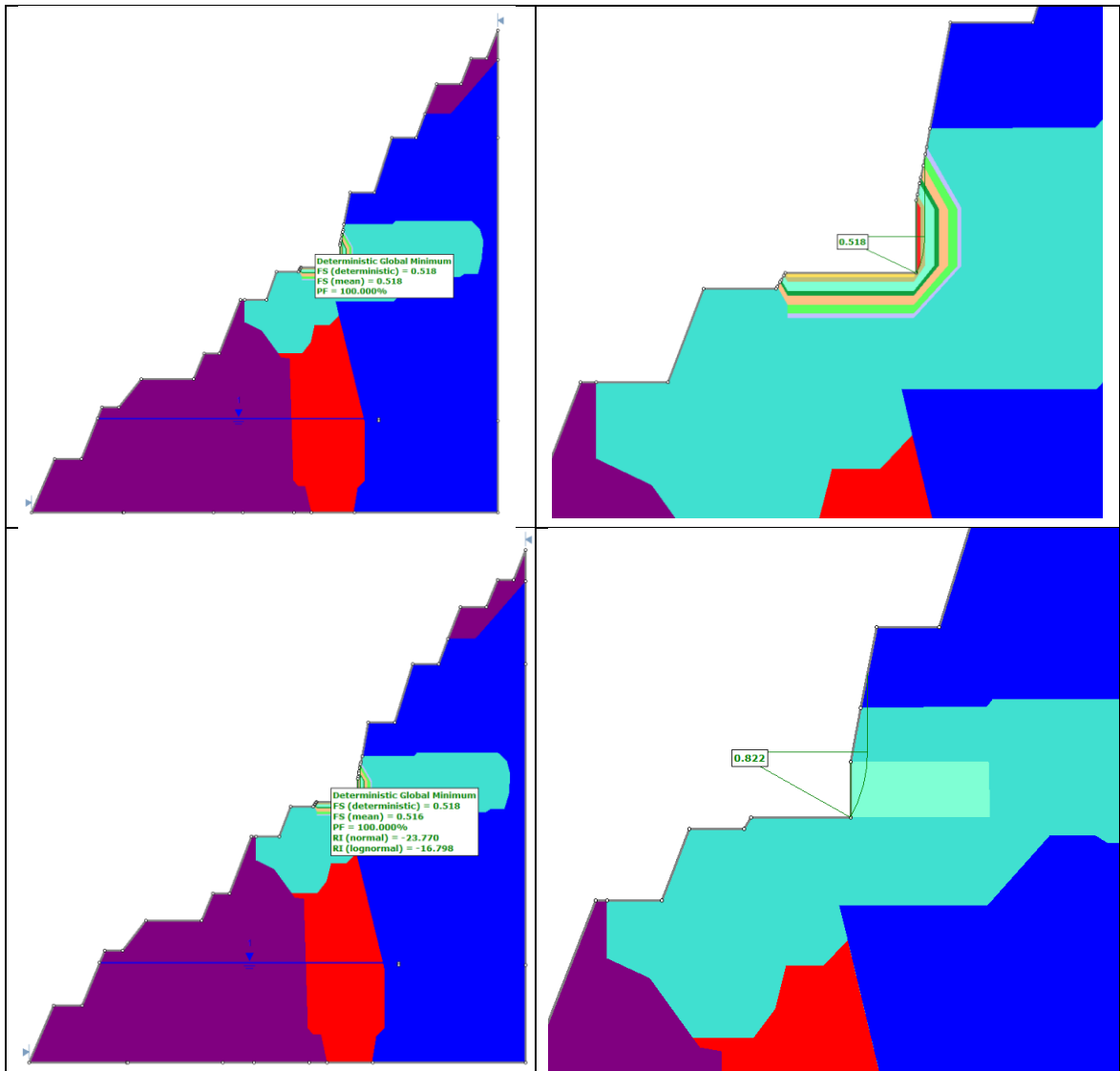


Figura 8.22: Resultados análisis de estabilidad probabilístico (izquierda) y determinístico (derecha) en *Slide2 v9.023* por método de Spencer. Arriba corresponde a la zonificación de Hoek y abajo zonificación propuesta por autor.

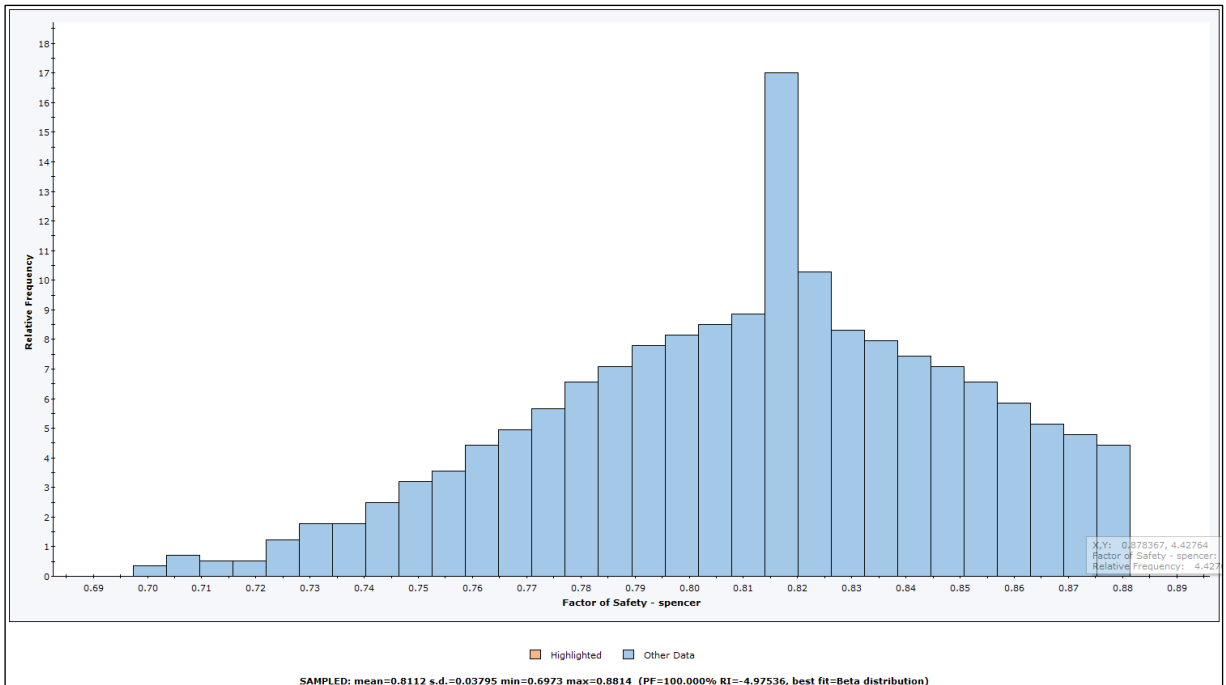


Figura 8.23: Distribución FoS análisis probabilístico zonificación T de Hoek. Obtenido de *Slide2 v9.023*.

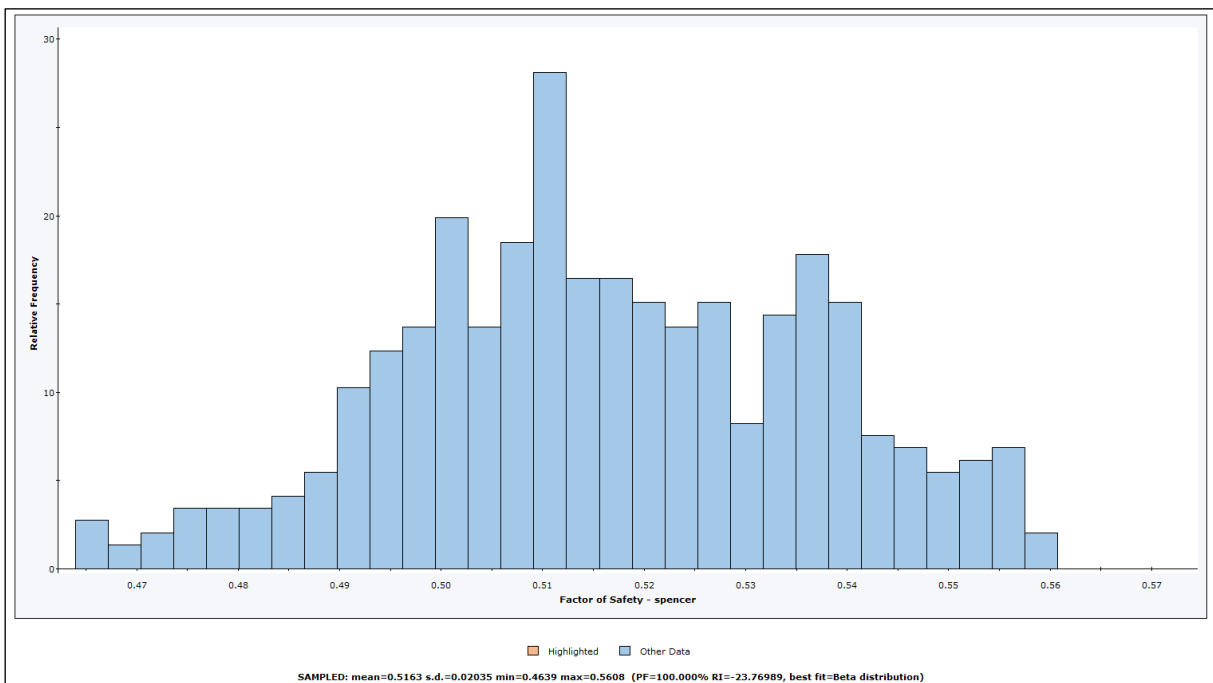


Figura 8.24: Distribución FoS análisis probabilístico zonificación propuesta por el autor. Obtenido de *Slide2 v9.023*.