



UNIVERSIDAD DE TALCA

FACULTAD DE INGENIERÍA

INGENIERÍA CIVIL DE MINAS

**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"

Mario Andrés Moscoso Abarzúa

PROFESOR GUÍA

Mauricio Jara Ortiz

MIEMBROS DE LA COMISION

Profesor Francisco Rivas

Profesor Carlos Moraga

CURICÓ, CHILE.

2021

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, 2022

RESUMEN

Tanto en la minería como en cualquier obra civil es imprescindible asegurar los más altos estándares de seguridad en todas las infraestructuras diseñadas, ya que no solo está en juego los bienes materiales, si no que en muchas ocasiones está en juego la vida de los trabajadores. El presente proyecto busca ampliar las consideraciones actuales asociadas al concepto de factor de seguridad determinando que tan sensibles son los taludes en rajo frente a las tronaduras operacionales cercanas considerando paralelamente las variaciones que estas provocan en los parámetros geomecánicos de los materiales que componen el talud, esto se lleva a cabo mediante el análisis de los distintos parámetros que gobiernan las tronaduras en la minería a cielo abierto, para el caso específico de la voladura de taludes en la minería las propiedades geomecánicas son las que se ven más afectadas bajo los efectos que produce la onda de choque y la expansión de los gases generados por los explosivos.

Bajo este contexto, este proyecto propone una metodología complementaria y posible de incorporar en el análisis de equilibrio límite clásicos sobre cortes en la roca, que permita identificar el efecto adverso que tienen las tronaduras de producción sobre los parámetros de resistencia de la roca. Este efecto se incluirá en el análisis de equilibrio límite por medio de la disminución del parámetro GSI de Hoek, lo cual afecta directamente a la resistencia de la roca. Esta disminución de resistencia de la roca se utilizará como alternativa al factor de alteración D propio del criterio de rotura de Hoek-Brown y que es utilizado habitualmente. Los resultados tanto de la metodología propuesta como la de factor D serán comparadas.

Los resultados de simulación indican que las propuestas de disminución de este proyecto son considerablemente más conservadoras que el método habitualmente usado considerando el Factor D, obteniéndose factores de seguridad muy por debajo de lo que indica el método clásico. Para una roca intacta de granito el método de Hoek-Brown estimó un Factor de seguridad de 11,99, al evaluar este mismo

modelo por medio de las propuestas de disminución de resistencia con función Exponencial, función Lineal y función Logaritmo se obtuvieron resultados de factor de seguridad de 2,697, 3,114 y 4,843 respectivamente, esto se traduce en un decaimiento del valor del factor de seguridad de entre un 59,6% a un 77,5%. Esta gran diferencia entre los resultados se debe principalmente a que los modelos de propuesta de disminución de resistencia contienen de manera implícita el efecto adverso que posee la tronadura en los sectores cercanos a la tronadura. En consecuencia, se recomienda la utilización de otros métodos de estimación de factor de seguridad como los propuestos en esta investigación, ya que estos abarcan un área que no considera el método clásico de Hoek-Brown.

PALABRAS CLAVES:

Estabilidad de taludes, Propiedades geomecánicas, Factor de seguridad, Fragmentación por tronadura, Área de influencia de tronadura, Minería Cielo Abierto.

ABSTRACT

In mining as in any other civil works, it is essential to ensure the highest safety standards in all designed infrastructures, since not only material assets are at stake, but also in many occasions the lives of workers are at stake. This project seeks to expand the current considerations associated with the concept of safety factor by determining how sensitive are the slopes in a pit to nearby operational blasting, considering in parallel the variations that these cause in the geomechanical parameters of the materials that make up the slope, This is carried out through the analysis of the different parameters that govern blasting in open pit mining, for the specific case of blasting slopes in mining, the geomechanical properties are the most affected under the effects produced by the shock wave and the expansion of gases generated by the explosives.

In this context, this project proposes a complementary and possible methodology to be incorporated in the classical limit equilibrium analysis on rock cuts, which allows identifying the adverse effect of production blasting on rock strength parameters. This effect will be included in the limit equilibrium analysis through the decrease of Hoek's GSI parameter, which directly affects the rock strength. This decrease in rock strength will be used as an alternative to the commonly used alteration factor D of the Hoek-Brown fracture criterion. The results of both the proposed methodology and the D-factor methodology will be compared.

Simulation results indicate that the decline proposals of this project are considerably more conservative than the method usually used considering the D Factor, obtaining safety factors well below what the classical method indicates. For an intact granite rock, the Hoek-Brown method estimated a Factor of Safety of 11,99, when evaluating this same model by means of the proposals of resistance decrease with Exponential function, Linear function and Logarithm function, results of safety factor of 2,697, 3,114 and 4,843 respectively were obtained, this translates into a decay of the safety factor value from 59,6% to 77,5%. This large difference between the results is mainly due to the fact that the proposed resistance decrease models

implicitly contain the adverse effect of blasting in the sectors near the blast. Consequently, the use of other safety factor estimation methods such as those proposed in this research is recommended, since they cover an area that does not consider the classical Hoek-Brown method.

KEY WORDS:

Slope stability, Geomechanical properties, Factor of safety, Blasting fragmentation, Blasting area of influence, Open pit mining.

AGRADECIMIENTOS

Agradecer a todas las personas que fueron parte de mi proceso académico, cada uno de ellos me ayudaron de una u otra manera a ser la persona que soy hoy en día: amigos, compañeros y profesores.

Agradecer a mi padre Mario Moscoso y a mi madre Marcela Abarzúa, por el apoyo incondicional y las incontables horas de sacrificio para enseñarme y entregarme los valores que me hacen ser quien soy, me faltan palabras para agradecer lo buenos padres que son.

A mis hermanos Cesar, Marcela, Diego y Tomás que, con sus palabras de apoyo y demostraciones de cariño, me impulsan día a día a ser mejor. Sin duda son una parte fundamental en mi vida.

A mi polola, amiga y compañera Camila Bravo, gracias por todo, por los momentos, consejos y enseñanzas, día a día me ayudas a ser una mejor persona.

Por último, pero no menos importante a los loquitos del AGE: Jara, Díaz, Reta, Argenes y Jp, por la compañía, los momentos de estudio y las horas de juego.

INDICE

1. CAPITULO I: Introducción.....	1
1.1 Problematización.....	1
1.2 Objetivos	3
1.2.1 Objetivo general.....	3
1.2.2 Objetivos específicos	3
1.3 Metodología	4
1.3.1 Metodología General	4
1.3.2 Herramientas de análisis:	5
2. CAPÍTULO II: Marco Teórico.....	6
2.1 Clasificación de macizos rocoso	6
2.1.1 RQD-Deere (1967).....	6
2.1.2 RMR-Bieniawski (1989).	6
2.1.3 GSI-Hoek (2000).....	7
2.1.4 Criterio de rotura de Hoek-Brown	8
2.5 Criterio de Mohr Coulomb.....	12
2.2 Análisis de estabilidad.....	13
2.2.1 Metodologías de análisis de estabilidad.	13
2.2.2 Análisis de equilibrio límite.....	14
2.2.3 Factor de seguridad	15
2.2.4 Métodos de equilibrio límite.	17
3. Capítulo III: Caso de estudio.	22
3.1 Antecedentes del caso de estudio:	22
3.1.1 Criterio de diseño de Talud.....	22
3.1.2 Unidades geotécnicas.....	24
3.2. Propuesta de análisis.....	25

3.2.1	Área de daño por tronaduras.	25
3.2.2	Tipos y técnicas de tronaduras.	26
3.4	Modelamiento.....	34
3.4.1	Modelación numérica.....	34
3.4.2	Modelación Roca granito	35
3.4.3	Propiedades de los materiales.....	36
3.4.4	Escenarios del modelo de simulación.....	40
3.5	Estimaciones de Factor de Seguridad vía MEL.	42
3.5.1	Modelos iniciales.....	44
3.5.2	Simulaciones considerando la zona de influencia de la tronadura.	47
3.6	Análisis y evaluación de resultados.	¡Error! Marcador no definido.
3.6.1	Resultados material granito.	56
3.6.2	Resultados material Dacita.	58
3.6.3	Resultados material Andesita.	60
3.6.4	Resultados para los modelos con disminución de la resistencia por capas.	62
3.3.7	Comparación de resultados.	67
4.	Capitulo IV: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	69
5.	Bibliografía	71
6.	ANEXOS	74
6.1	Geometría general de un talud a nivel banco.	94
6.2	Mecanismos de fracturamiento de roca.	95
6.3	Trituración de la roca	96
6.4	Agrietamiento radial	96
6.5	Reflexión de onda de choque.	97
2.4.4	Extensión y apertura de las grietas radiales	97
2.4.5	Fracturación por liberación de carga.....	98
2.4.6	Fracturación por cizallamiento	98
2.4.7	Rotura por Flexión y colisión.....	98

2.5 Propagación de la onda de choque a través de la roca.	99
2.6 Comportamiento energético de las voladuras	102

INDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1 1: Esquema resumen de metodología.	4
Ilustración 2.1: Determinación del GSI de Hoek (Hoek y Marinos, 2000) 8	
Ilustración 2.2: Valor para la constante m_i para rocas intactas (1997, Hoek).....	10
Ilustración 2.3: Directrices para estimar el factor de perturbación D (Hoek, 2002)	11
Ilustración 2.4: Representación del criterio de rotura de Hoek-Brown, en el espacio de tensiones normal y tangencial (ejemplo RocData)	12
Ilustración 2.5: Criterio de rotura de Mohr Coulomb (Sanz, 2017).	13
Ilustración 2.6: resumen metodologías más frecuentes libro deslizamiento.....	14
Ilustración 2.7: Superficie de falla (Duncan y Wright, 2005).....	16
Ilustración 2.8: Formas en que fallan las superficies (Duncan y Wright, 2005).	17
Ilustración 2.9: Esquema de un sistema típico de análisis con tajadas o dovelas (Duncan y Wright, 2005).	18
Ilustración 2.10: Esquema de las fuerzas sobre una dovela en el método de Bishop Simplificado (Duncan y Wright, 2005)	19
Ilustración 2.11: Paralelismo de las fuerzas entre dovelas en el método de Spencer (Duncan y Wright, 2005).	20
Ilustración 2.12: Fuerzas que actúan sobre las dovelas en el método de Spencer (Duncan y Wright, 2005).	20
Ilustración 3.1: Parámetros principales de un talud minero (Morales Cabrera, 2000). 22	
Ilustración 3.2: Modelo a escala de banco (creación propia).	24
Ilustración 3.3: Modelo a escala de banco, talud de Fase Andina 4(creación propia).	24
Ilustración 3.4: Configuración tipo de tronadura de remate (Revista seguridad minera, año 2018).	28

Ilustración 3.5: Índice de resistencia Geológica (GSI).....	32
Ilustración 3.6: Propuestas de extensión de daño por tronadura en función de la distancia, (creación propia).	32
Ilustración 3.7: Propuestas de extensión de daño por tronadura en función de la distancia, (creación propia).	34
Ilustración 3.8: Modelación numérica criterio de H-, Roca Granito – GSI:25.	35
Ilustración 3.9: Modelación numérica para roca Granito, función exponencial.....	36
Ilustración 3.10: Interfaz de definición de materiales en software Slide.	36
Ilustración 3.11: Propuestas de extensión de daño por tronadura en función de la distancia. (creación propia)	37
Ilustración 3.12: Grafica de la envolvente de rotura para el granito aplicada la función Exponencial en sus 4 fases-Software RocData (Intacta, Zona1, Zona2 y Zona3).....	39
Ilustración 3.13: Grafica de la envolvente de rotura para el granito aplicada la función lineal en sus 4 fases -Software RocData (Intacta, Zona1, Zona2 y Zona3).	39
Ilustración 3.14: Grafica de la envolvente de rotura para el granito aplicada la función logaritmo en sus 4 fases -Software RocData (Intacta, Zona1, Zona2 y Zona3).....	40
Ilustración 3.15: Escenario 0 (previo a la tronadura), (creación propia).	41
Ilustración 3.16: Escenario 1 (Post tronadura), (creación propia).....	41
Ilustración 3.17: Escenario 2(Retirada la masa tronada), (creación propia).....	42
Ilustración 3.18: Factor de seguridad del talud en el momento T0, (creación propia).	43
Ilustración 3.19: Factor de seguridad en el momento T1, (creación propia).....	43
Ilustración 3.20: Factor de seguridad en el momento T2, (creación propia).....	44
Ilustración 3.21: Modelo inicial previo a la tronadura (Granito), (Creación propia).45	
Ilustración 3.22: Modelo inicial previo a la tronadura (Andesita), (creación propia).	46
Ilustración 3.23: Modelo inicial previo a la tronadura (Dacita), (creación propia). .	47

Ilustración 3.24: Modelo teórico de simulación de zonas de influencia de la tronadura, (creación propia).	48
Ilustración 3.25: Aplicación de la zona de influencia en las simulaciones, (creación propia).	48
Ilustración 3.26: Simulación en software Slide-Granito-Zona 1, (creación propia). 49	
Ilustración 3.27: Simulación en software Slide-Granito-Zona 2, (creación propia). 50	
Ilustración 3.28: Simulación en software Slide-Granito-Zona 3, (creación propia). 51	
Ilustración 3.29: Simulación en software Slide-Granito-Zona 1, (creación propia). 52	
Ilustración 3.30: Simulación en software Slide-Granito-Zona 2, (creación propia). 53	
Ilustración 3.31: Simulación en software Slide-Granito-Zona 3, (creación propia). 54	
Ilustración 3.32: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Exponencial-Granito	57
Ilustración 3.33: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Lineal-Granito.	57
Ilustración 3.34: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Logaritmo-Granito.	58
Ilustración 3.35: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Exponencial-Dacita	59
Ilustración 3.36: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Lineal-Dacita.	59
Ilustración 3.37: Factor de seguridad vs reduction ratio-función logaritmo-Dacita. 60	
Ilustración 3.38: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Exponencial-Andesita.	61
Ilustración 3.39: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Lineal-Andesita.. 61	
Ilustración 3.40: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Logaritmo-Andesita	62
Ilustración 3.41: Simulación de la roca granito por medio del criterio de H-B, considerando el factor D para cada una de las capas.....	63
Ilustración 3.42: Simulación de la roca dacita por medio del criterio de H-B, considerando el factor D para cada una de las capas.....	64
Ilustración 3.43: Simulación de la roca andesita por medio del criterio de H-B, considerando el factor D para cada una de las capas.....	65

Ilustración 3.44: Comportamiento del factor de seguridad frente a las distintas propuestas de simulación aplicadas.....	67
---	----

INDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Clasificación de macizos rocosos - GSI de Hoek.....	8
Tabla 2.2: Límites de factor de seguridad para un talud según su temporalidad (Osinergmin, 2017).....	16
Tabla 3.1: Dimensiones del talud minero	23
Tabla 3.2: Dimensiones de precorte en Andina Fase 4.....	23
Tabla 3.3: Tabla resumen de las propiedades de las rocas	25
Tabla 3.4: extensión de la zona dañada por la explosión como resultado de la voladura de producción de una mina a cielo abierto	30
Tabla 3.5: Rangos de radio según la zona de influencia.....	31
Tabla 3.6: Obtención de GSI y RR (Ratio reduction).....	34
Tabla 3.7: Parámetros de Hoek-Brown y Mohr Coulomb para las distintas zonas identificadas.	38
Tabla 3.8: Parámetros de criterio de Hoek-Brown para roca granito intacto.	45
Tabla 3.9: Parámetros de criterio de Hoek-Brown para roca Andesita intacto.	46
Tabla 3.10: Parámetros de criterio de Hoek-Brown para roca Dacita intacto	47
Tabla 3.11: Resumen resultados por medio del método de Spencer.....	55
Tabla 3.12: Resumen resultados por medio del método de Bishop	55
Tabla 3.13: Resultados obtenidos por medio del método clásico del criterio de rotura de Hoek-Brown	56
Tabla 3.14: Resumen de resultados de factor de seguridad para la roca granito.	56
Tabla 3.15: Resumen de resultados de factor de seguridad para roca Dacita.	58
Tabla 3.16: Resumen de resultados de factor de seguridad para roca Andesita. .	60
Tabla 3.17: Resultados simulaciones utilizando las funciones de decrecimiento de la resistencia por capas.....	66
Tabla 3.18: Resultados simulaciones utilizando el criterio de Hoek-Brown para el decrecimiento de la resistencia por capas	66

Tabla 3.19: Porcentaje de disminución del factor de seguridad en relación a la roca intacta.....	68
Tabla 3.20: Porcentaje de disminución del factor de seguridad en relación a la roca intacta- Modelos por capas.	68

INDICE DE ECUACIONES

Ecuación 2.1: Criterio de Hoek-Brown generalizado	9
Ecuación 2.2: Cálculo de constante “mb” para el criterio de Hoek.Brown	9
Ecuación 2.3: Cálculo de constante “s” para el criterio de Hoek.Brown.	9
Ecuación 2.4: Cálculo de constante “a” para el criterio de Hoek.Brown.	9
Ecuación 2 5: Criterio de Mohr Coulomb.....	12
Ecuación 2.6: relación de esfuerzos para el cálculo de factor de seguridad.	15
Ecuación 2.7: Ecuación de Fellenius.....	18
Ecuación 2.8: Método simplificado de Bishop.	19
Ecuacion 3.1: Modelo de Hustrulid	30

INDICE DE ANEXOS

Ilustración 6.1: Simulación en software Slide-Granito-Zona 1, (creación propia) .	74
Ilustración 6.2: Simulación en software Slide-Granito-Zona 2, (creación propia) .	75
Ilustración 6.3: Simulación en software Slide-Granito-Zona 3, (creación propia) .	76
Ilustración 6.4: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 1, (creación propia)....	77
Ilustración 6.5: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 2, (creación propia)....	78
Ilustración 6.6: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 3, (creación propia)....	79
Ilustración 6.7: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 1, (creación propia)....	80
Ilustración 6.8: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 2, (creación propia)....	81
Ilustración 6 9: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 3, (creación propia)....	82
Ilustración 6 10: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 1, (creación propia)..	83
Ilustración 6.11: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 2, (creación propia)..	84
Ilustración 6.12: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 3, (creación propia)..	85

Ilustración 6.13: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 1, (creación propia).	86
Ilustración 6.14: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 2, (creación propia).	87
Ilustración 6.15: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 3, (creación propia).	88
Ilustración 6.16: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 1, (creación propia).	89
Ilustración 6.17: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 2, (creación propia).	90
Ilustración 6.18: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 3, (creación propia).	91
Ilustración 6.19: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 1, (creación propia).	92
Ilustración 6.20: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 2, (creación propia).	93
Ilustración 6.21: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 3, (creación propia).	94
Ilustración 6.22: Geometría general de un talud minero.....	95
Ilustración 6.23: Esquema de Agrietamiento Radial.....	97
Ilustración 6.24: Agrietamiento radial, onda de choque y zona de pulverización en una tronadura de rocas	98
Ilustración 6.25: Mecanismo de Rotura por Flexión.	99
Ilustración 6.26: Mecanismo de fragmentación por colisión	99
Ilustración 6.27: Diagrama de presión versus volumen de gases	103
Ecuación 6.1: Presión de detonación.....	100
Ecuación 6.2: Presión máxima transmitida	100
Ecuación 6.3: Relación de impedancia entre la roca y el explosivo	100
Ecuación 6.4: Tensión radial generada	101
Ecuación 6.5: Calculo de la impedancia en relación al medio.....	101
Ecuación 6.6: presión de onda reflejada.	101

Tabla 6.1: Rendimiento energético de explosivos.	102
Tabla 6.2: Propiedades de resistencia de las rocas más comunes.....	104

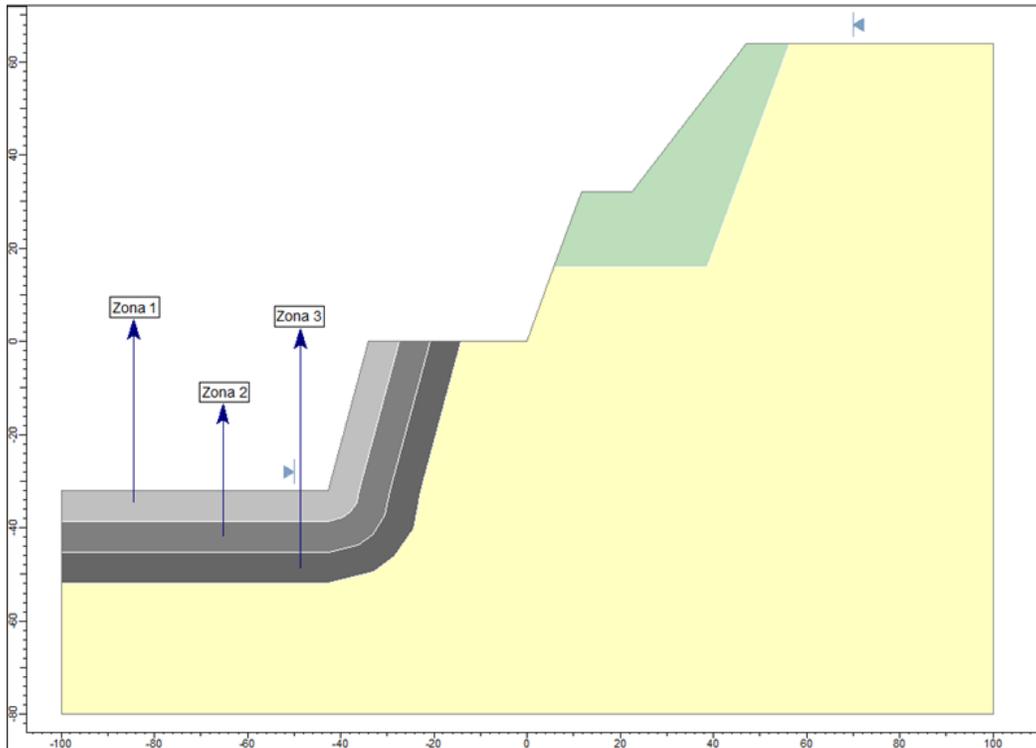
1. CAPITULO I: Introducción.

1.1 Problematización.

El presente proyecto trata sobre taludes en minería a cielo abierto, más específico aún, su estabilidad y como esta se afectada frente a factores como lo son las ondas de energía provocadas por las tronaduras cercanas al macizo rocoso en corte. Para esto se considerará una configuración de talud habitual para el sector de la minería chilena, tanto en su geometría como en sus propiedades geológicas y geomecánicas, lo anterior, con el fin de plantear y contribuir al desarrollo de diseños de distintos escenarios aplicables a la minería chilena actual, en donde las propiedades geomecánicas que indican la resistencia y la estabilidad de un talud se ven deterioradas por las tronaduras de producción cercanas al pie de este.

Actualmente existen variados métodos para investigar los mecanismos de potenciales fallas de un talud, los más utilizados son: Método de equilibrio límite y Modelamiento numérico (Método de Elementos infinitos y Método de Diferencias Finitas). Si bien ambos métodos el análisis de fuerzas y esfuerzos sobre el plano inclinado, no consideran de forma implícita y automática el efecto que tienen las tronaduras sobre los macizos rocosos circundantes. Para simular este efecto se proponen la utilización de zonas (tres) con disminución de resistencia en función de su cercanía con la tronadura, las cuales se denominan: Zona altamente afectada, Zona medianamente afectada y Zona levemente afectada. Se ha considerado un campo de extensión de la tronadura delimitado, con una magnitud 21 metros de influencia por la tronadura, a partir del último pozo cargado.

Estas zonas representan el efecto que tiene las tronaduras sobre la roca, expresados en la disminución de los parámetros del criterio de rotura de Hoek-Brown, los cuales indican la resistencia de las rocas.



Sumado a lo anterior, el sistema del talud pasa por 2 escenarios de descompensación de esfuerzos.

- El primero se produce cuando se realiza la tronadura, el macizo rocoso que en un principio consideraremos intacto, 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 sobre el nivel de corte.
- La segunda corresponde a cuando esta masa de suelo que fue tronada anteriormente es retirada.

Sobre la base de lo explicado anteriormente, se incorporará en las simulaciones los escenarios mencionados, y verificar por medio de su factor de seguridad en qué medida afectan a la estabilidad del talud comparando las propuestas realizadas en esta investigación con la metodología clásica utilizada.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

- Estudiar la sensibilidad de la estabilidad estática de taludes de rajo compuesto por macizos rocosos considerando distintas propagaciones de daño por tronaduras cercanas en el pie del talud.

1.2.2 Objetivos específicos

- Analizar el efecto de las tronaduras sobre los parámetros geomecánicos del macizo rocoso
- Establecer diferentes propuestas de extensión de daño por tronadura, generando una alternativa al factor de alteración D del macizo rocoso utilizado en el método clásico del criterio de rotura de Hoek-Brown.
- Establecer la variabilidad de la estabilidad de taludes por medio de factor de seguridad en taludes con alteración de macizo rocoso en el sector del pie, y comparar los factores de seguridad obtenidos considerando las distintas disminuciones de resistencia propuesta, con los factores de seguridad obtenidos con la aplicabilidad clásica del criterio de rotura de Hoek-Brown.

1.3 Metodología

1.3.1 Metodología General

En este apartado, se presentan los procedimientos adoptados que hacen posible la obtención de los resultados descritos anteriormente.

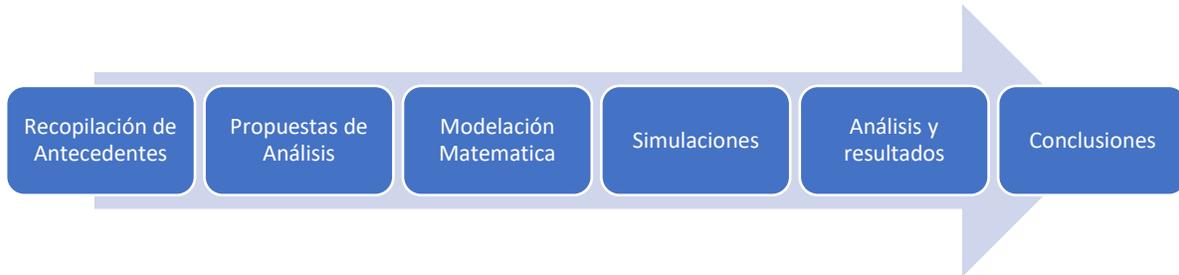


Ilustración 1 1: Esquema resumen de metodología.

- A. **Recopilación de antecedentes:** Al momento de hacer una investigación, es necesario que los modelos a investigar sean lo más fiel posible a la realidad en la que se aplicará, por consiguiente, en este apartado se reúne la base de datos sobre la que se va a trabajar, configuraciones de talud, unidades geotécnicas y sus propiedades.
- Para el caso práctico de esta investigación, se reunió información aplicable a la realidad de la minería chilena, utilizando el modelo geotécnico de Fase 4 Andina y considerando la geología que predomina en la minería chilena.
- B. **Propuestas de Análisis:** Para la realización de la investigación se propone tres zonas de deterioro de resistencia de la roca, bajo las cuales se realizarán simulaciones para ver como esta disminución de la resistencia afecta en los valores de factor de seguridad, lo mencionado anteriormente, será aplicado a un talud extraído de la investigación (Del Solar Vivanco, 2015).
- C. **Modelación matemática:** La modelación matemática en el análisis de taludes y sus propiedades es una práctica fundamental en la ingeniería geotécnica, en esta investigación la modelación matemática tiene por objetivo comprender y analizar de mejor manera las propiedades geotécnicas utilizadas en el criterio de rotura de Hoek-Brown.
- D. **Simulaciones:** Se realizarán una serie de simulaciones, las cuales plantean escenarios tanto favorables como desfavorables para el estudio.

E. Análisis y resultados: Se analizará el esquema anterior, además de realizar la entrega de conclusiones y recomendaciones para proyectos futuros.

1.3.2 Herramientas de análisis:

Para la realización de las simulaciones se utilizarán las herramientas de Rocscience Slide y RocData, el primero analiza estabilidad de taludes por medio del método de equilibrio límite, y el segundo analiza datos de resistencia de rocas y suelos.

2. CAPÍTULO II: Marco Teórico.

Dentro de las voladuras aplicadas a taludes de minería hay una gran cantidad de parámetros que influyen de manera positiva o negativa dependiendo de los resultados esperados, muchos de estos parámetros son propiedades intrínsecas de las rocas, por ende, son los explosivos y su forma de aplicación los que deben adaptar a ellas (EXSA, 2019). Para la debida aplicación de los explosivos es necesario conocer a fondo las características del suelo que se quiere tronar.

2.1 Clasificación de macizos rocoso

2.1.1 RQD-Deere (1967).

El índice RQD (Rock Quality Designation) se determina midiendo el porcentaje de recuperación de testigos, cuando estos que miden más de 100 mm de longitud. (Lucian C., 2013), los testigos que no estén firmes no deben considerarse, aunque cumplan el requisito previamente mencionado. El índice RQD es uno de los principales indicadores para las zonas de roca de baja calidad, existen tres maneras de calcular el RQD, a partir de sondajes, a partir de mapeo geotécnico y a partir de un levantamiento litológico-estructural.

- Obtenidos los sondajes se miden todos los trozos de testigo que excedan los 10 cm en intervalos de testigos de 1,5 metros. Este método fue introducido para realizarse con diámetros de testigo de 54,7mm.
- A partir de mapeos geotécnicos: se realiza el cálculo de RQD en función de la cantidad de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural.
- Obtenido el mapeo litológico-estructural, se calcula el RQD en función del número de fisuras por metro cúbico (j_v), este se usa para voladuras y se establece haciendo una relación entre RQD y j_v .

2.1.2 RMR-Bieniawski (1989).

El sistema RMR-Bieniawski es uno de los más usados actualmente en la mecánica de rocas, este consiste en clasificar los macizos rocosos relacionando

índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso, criterios de excavación y sostenimiento.

Este sistema de clasificación considera 6 parámetros geomecánicos para clasificar los macizos rocosos, estos son:

- Resistencia a la compresión uniaxial, Determinada a partir de ensayos de carga puntual o ensayos de laboratorio
- RQD, el cual indica la calidad de la roca asignando un valor de 20 si este es mayor a 90% y hasta 3 si es menor a 25%.
- Espaciamiento entre discontinuidades, este parámetro indica los planos de debilidad
- Condición o estado de discontinuidades, en donde se puntúa según la longitud, abertura, rugosidad, alteración y relleno de las discontinuidades.
- Agua subterránea o nivel freático, Dependiendo del flujo de agua existente en la excavación subterránea, o la presión que el agua ejerce sobre las discontinuidades.
- Orientación de las discontinuidades, determinado mediante sondajes o mapeos.

El resultado final de este método es entregado en intervalos de 20 puntos, de manera ascendente, siendo 0 la “peor” calidad de roca y 100 la “mejor” calidad de roca.

2.1.3 GSI-Hoek (2000).

El sistema índice geológico de resistencia (GSI) y su uso en el criterio de falla de Hoek-Brown ha sido usado en diversos artículos siendo un equivalente al sistema RMR. En los últimos años el sistema GSI se ha desarrollado con el objetivo de incluir macizos rocosos de baja calidad (Hoek, 1998). El sistema GSI utiliza dos parámetros geológicos principales, la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades, con esto se obtiene una relación que estima la disminución de la resistencia del macizo rocoso bajo variadas condiciones geológicas (Ilustración 2.1)

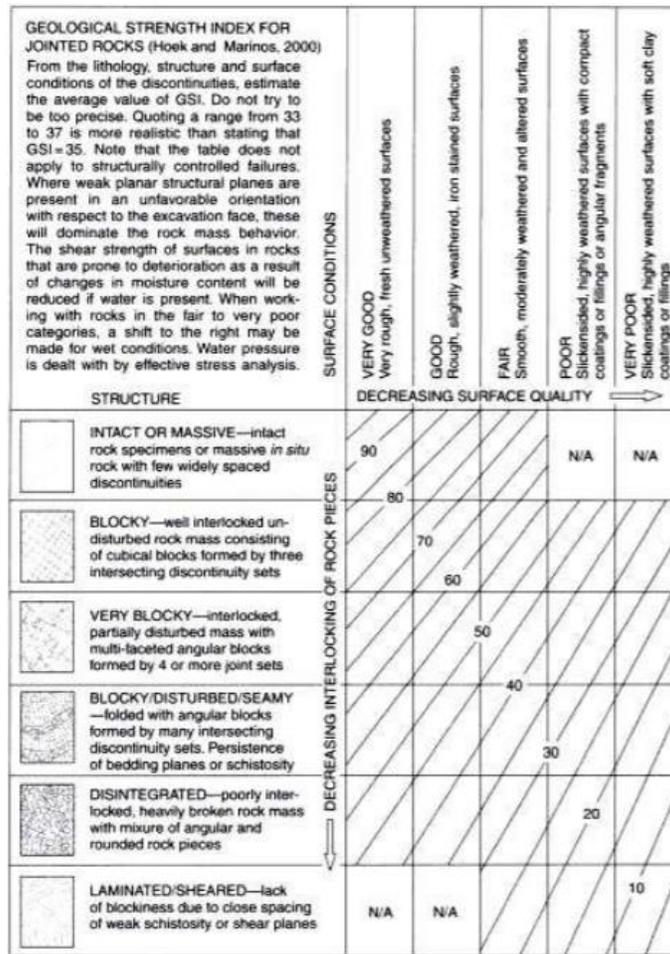


Ilustración 2.1: Determinación del GSI de Hoek (Hoek y Marinos, 2000)

Obtenido el cálculo del GSI, este posee 5 clasificaciones, las cuales van desde muy mala para GSI entre 0-20 hasta muy buena para GSI de entre 81 y 100 (Tabla 2.1).

Calidad del macizo	Clase	GSI
Muy mala	V	0-20
Mala	IV	21-40
Regular	III	41-60
Buena	II	61-80
Muy buena	I	81-100

Tabla 2.1: Clasificación de macizos rocosos - GSI de Hoek.

2.1.4 Criterio de rotura de Hoek-Brown

El criterio generalizado de Hoek-Brown para macizos rocosos alterados se expresa en la Ecuación 2.1:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \times \left[m_b \times \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right]^\alpha$$

Ecuación 2.1: Criterio de Hoek-Brown generalizado

Donde σ'_1 y σ'_3 son el esfuerzo principal mayor y el esfuerzo principal menor respectivamente, “mb” es el valor de la constante “m” de Hoek-Brown para macizos rocosos el cual depende del tipo de material, funciona principalmente como un relacionador de resistencias. Donde: “mb” es la constante de Hoek-Brown del macizo rocoso en general (Ilustración 2.2). Por otra parte, “s” y “a” son constantes que dependen de las características de discontinuidades y blocosidad del macizo rocoso

Estos parámetros se expresan a través de las siguientes ecuaciones:

$$m_b = m_i \times \exp \left[\frac{GSI - 100}{28 - 14D} \right]$$

Ecuación 2.2: Cálculo de constante “mb” para el criterio de Hoek.Brown

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

Ecuación 2.3: Cálculo de constante “s” para el criterio de Hoek.Brown.

$$\alpha = \frac{1}{2} + \frac{1}{2} \left[e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right]$$

Ecuación 2.4: Cálculo de constante “a” para el criterio de Hoek.Brown.

En las ecuaciones Ecuación 2.2, Ecuación 2.3 y Ecuación 2.4 se identifica un parámetro denominado GSI (Geological strength index), la resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los bloques de roca intacta y de la libertad que estos tienen para deslizarse bajo distintas condiciones.

Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	Medium	Fine	Very fine
SEDIMENTARY	Clastic		Conglomerates (21 ± 3)	Sandstones 17 ± 4	Siltstones 7 ± 2	Claystones 4 ± 2
			Breccias (19 ± 5)		Greywackes (18 ± 3)	Shales (6 ± 2) Marls (7 ± 2)
	Non-Clastic	Carbonates	Crystalline Limestone (12 ± 3)	Sparitic Limestones (10 ± 2)	Micritic Limestones (9 ± 2)	Dolomites (9 ± 3)
		Evaporites		Gypsum 8 ± 2	Anhydrite 12 ± 2	
	Organic				Chalk 7 ± 2	
METAMORPHIC	Non Foliated		Marble 9 ± 3	Hornfels (19 ± 4) Metasandstone (19 ± 3)	Quartzites 20 ± 3	
	Slightly foliated		Migmatite (29 ± 3)	Amphibolites 26 ± 6		
	Foliated*		Gneiss 28 ± 5	Schists 12 ± 3	Phyllites (7 ± 3)	Slates 7 ± 4
IGNEOUS	Plutonic	Light	Granite 32 ± 3	Diorite 25 ± 5	Granodiorite (29 ± 3)	
		Dark	Gabbro 27 ± 3 Norite 20 ± 5	Dolerite (16 ± 5)		
	Hypabyssal		Porphyries (20 ± 5)		Diabase (15 ± 5)	Peridotite (25 ± 5)
	Volcanic	Lava		Rhyolite (25 ± 5) Andesite 25 ± 5	Dacite (25 ± 3) Basalt (25 ± 5)	Obsidian (19 ± 3)
		Pyroclastic	Agglomerate (19 ± 3)	Breccia (19 ± 5)	Tuff (13 ± 5)	

Ilustración 2.2: Valor para la constante m_i para rocas intactas (1997, Hoek)

Por otra parte, D es un factor que depende en su mayoría del grado de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por los efectos de las voladuras. Este índice varía desde 0 para macizos rocosos que no poseen alteraciones hasta 1 para macizos rocosos muy alterados.

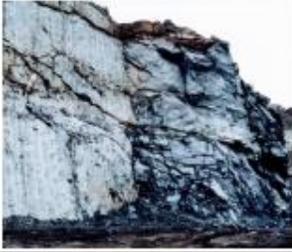
Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	$D = 0$
	Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting) results in minimal disturbance to the surrounding rock mass. Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	$D = 0$ $D = 0.5$ No invert
	Very poor quality blasting in a hard rock tunnel results in severe local damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass.	$D = 0.8$
	Small scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage, particularly if controlled blasting is used as shown on the left hand side of the photograph. However, stress relief results in some disturbance.	$D = 0.7$ Good blasting $D = 1.0$ Poor blasting
	Very large open pit mine slopes suffer significant disturbance due to heavy production blasting and also due to stress relief from overburden removal. In some softer rocks excavation can be carried out by ripping and dozing and the degree of damage to the slopes is less.	$D = 1.0$ Production blasting $D = 0.7$ Mechanical excavation

Ilustración 2.3: Directrices para estimar el factor de perturbación D (Hoek, 2002)

En la Ilustración 2.4, se representa la tensión de rotura para el criterio de Hoek-Brown, la figura describe una función que define el dominio elástico no lineal del

material, en donde el área por encima de la curva, son los estados de tensión de rotura, mientras que el área bajo la curva describe el dominio elástico.

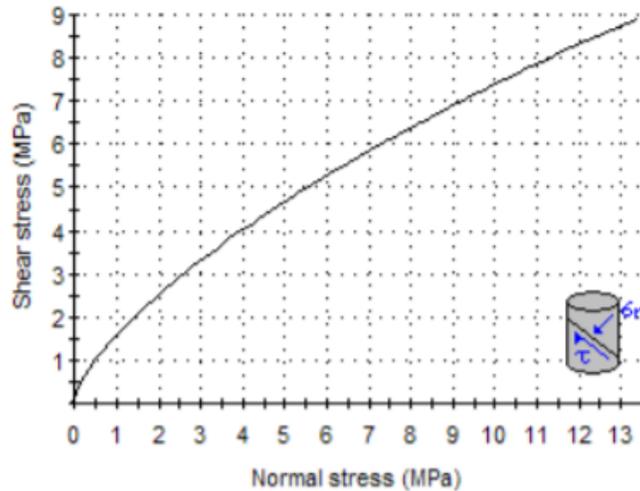


Ilustración 2.4: Representación del criterio de rotura de Hoek-Brown, en el espacio de tensiones normal y tangencial (ejemplo RocData)

2.5 Criterio de Mohr Coulomb

Cuando se estudia la estabilidad de un talud, en el apartado de la caracterización geotécnica una de las características más importantes es su resistencia (Valiente Sanz, Sobrecases Martí, & Díaz Orrego, 2016). El criterio más comúnmente usado es el de Mohr Coulomb (Ilustración 2.5), el cual nos permite definir la tensión de corte de un plano en función de la tensión efectiva de este considerando además los parámetros resistentes del suelo, la ecuación 6 expresa la ecuación general del criterio de Mohr Coulomb.

$$\tau_s = \sigma' \tan \varphi' + c' = c' + (\sigma - u_w) \tan \varphi'$$

Ecuación 2 5: Criterio de Mohr Coulomb.

Donde c' es la cohesión del terreno, σ' el esfuerzo efectivo, σ el esfuerzo normal total, u_w la presión intersticial del agua y φ' el ángulo de rozamiento interno del terreno

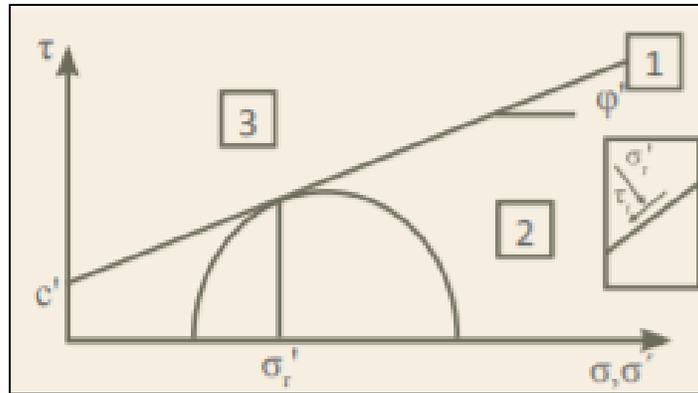


Ilustración 2.5: Criterio de rotura de Mohr Coulomb (Sanz, 2017).

Donde:

- Zona 1, representa el estado de rotura (envolvente de falla).
- Zona 2, que cuenta con un margen de seguridad para una determinada tensión efectiva normal; la tensión tangencial es inferior a la máxima movilizable.
- Zona 3, punto imposible, pues está ubicado por encima de la envolvente de falla de rotura, lo cual es incompatible con la resistencia del suelo.

2.2 Análisis de estabilidad

Dentro del análisis de taludes la modelación matemática es una práctica de la ingeniería geotécnica que tiene por objetivo analizar tanto la funcionalidad como la seguridad de los diseños de taludes.

Para esto, existen variadas formas de determinar si tanto la funcionalidad como la seguridad son las adecuadas para el objetivo que busca el diseño del talud.

2.2.1 Metodologías de análisis de estabilidad.

Según (Suarez, 2009) Existen tres metodologías disponibles para el análisis de estabilidad, dentro de estas están los métodos de equilibrio límite, los métodos numéricos y los métodos dinámicos, este último se utilizan para analizar la caída y flujos de roca principalmente.

Los métodos numéricos son los que muestran un mejor y más detallada aproximación, considerando las distintas condiciones de estabilidad (Suarez, 2009). Por otra parte, los métodos de equilibrio límite, permiten analizar los casos de falla más frecuentes, de una manera práctica y sencilla considerando factores como la geometría y geología, resistencia de la roca, etc.

Gracias a la utilización de estos parámetros, se puede recrear de manera fácil el análisis de las fallas más frecuentes en la minería a cielo abierto, como lo son la falla traslacional, falla rotacional e incluso falla de inclinación y cuña.

Si bien los modelos que gobiernan los taludes y sus fallas son variados y complejos, en la Ilustración 2.6, se presenta un resumen de los métodos convencionales a emplear en este proyecto.

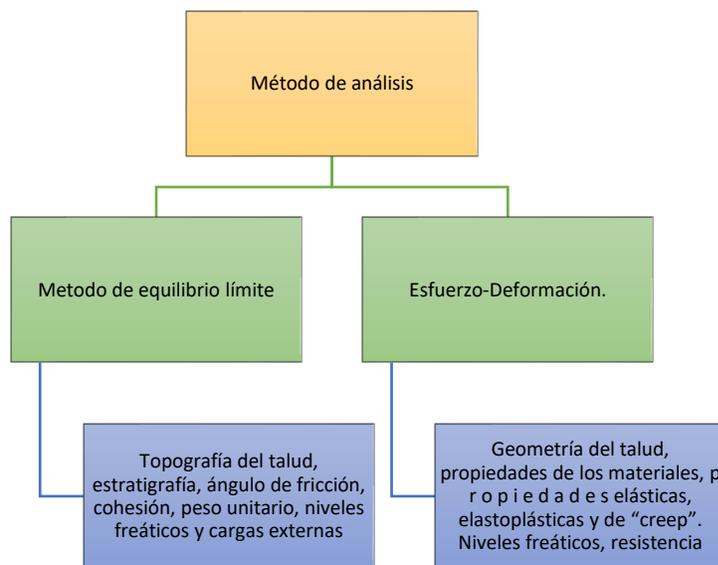


Ilustración 2.6: resumen metodologías más frecuentes (Suarez,2009).

2.2.2 Análisis de equilibrio límite

El denominado análisis de equilibrio límite permite obtener los valores de resistencia al corte al momento de falla, 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.

2.2.3 Factor de seguridad

Como menciona Fellenius (1922), El factor de seguridad es empleado por los ingenieros para conocer cuál es el factor de amenaza para que el talud falle en las peores condiciones de comportamiento para el cual se diseña. Ecuación 2.6, presenta al Factor de seguridad (F.S) como la relación entre la resistencia al corte real, entregada directamente por el material del talud y los esfuerzos de corte crítico que inducen la falla.

$$F.S = \frac{\text{Resistencia al corte disponible}}{\text{Esfuerzos cortante actuante}}$$

Ecuación 2.6: relación de esfuerzos para el cálculo de factor de seguridad.

Este factor es un número adimensional el cual, según las recomendaciones y normativas de la disciplina indican deben estar entre 1 y 1,5 según la temporalidad del talud que se está evaluando. (Sernageomin, 2019).

(Sernageomin, 2019), Artículo 237 “Las minas a rajo abierto ya sean de minerales metálicos o no metálicos, deben ser explotadas mediante un sistema de “graderías” o “bancos”, cuyo ancho, alto y ángulos de taludes, serán determinados de tal forma que garanticen los mejores estándares de seguridad para las operaciones, tomando en consideración, entre otros aspectos, factores tales como comportamientos geomecánicos de la roca, envergadura de los equipos de trabajo, planificación de expansiones, carpetas de rodados.”

A partir del artículo anterior, se debe tener claro desde un principio el objetivo y la temporalidad que se proyecta para los taludes diseñados. En la Tabla 2.2, se describe de manera resumida el rango de F.S para taludes con plazos largos, medianos y cortos.

Plazo	Rango de FS	Periodo
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1,5	LP > 1 año
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1,3-1,5	3 meses > MP <1 año

Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1-1,3	CP < 3 meses
---	---------	--------------

Tabla 2.2: Límites de factor de seguridad para un talud según su temporalidad (Osinergmin, 2017)

2.2.3.1 Formas de falla de las superficies.

Se considera como una superficie de falla, a la superficie que a lo largo del talud esta propensa a sufrir un deslizamiento de masa o alguna rotura de talud, no obstante, estas roturas no ocurren si el diseño del talud es el adecuado. El factor de seguridad mencionado anteriormente (Ecuación 2.6), asume que todos los puntos a lo largo de la superficie de falla son iguales, por ende, el valor calculado es un promedio del valor total de las superficies. Generalmente se asumen un gran número de superficies de falla hasta encontrar la denominada “superficie crítica de la falla”, esta es la superficie más propensa a los deslizamientos (Ilustración 2.7).

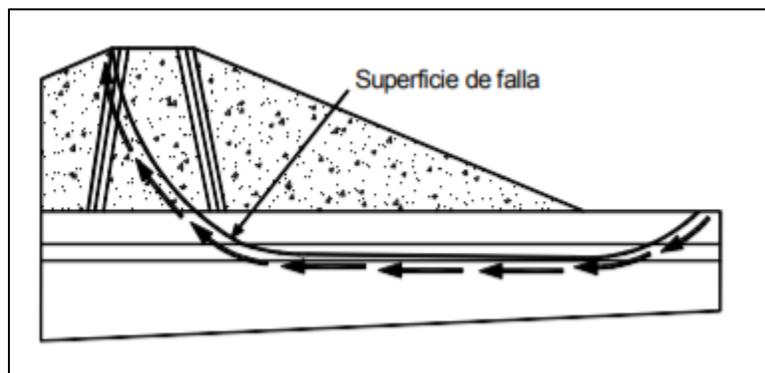


Ilustración 2.7: Superficie de falla (Duncan y Wright, 2005)

2.2.3.2 Formas de falla de las superficies.

El análisis de equilibrio límite se utiliza para estimar dos tipos de deslizamiento: traslación y rotación. Para estudiar de manera efectiva las superficies se agrupan en 3 grupos principales (Ilustración 2.8):

- Análisis de superficies planas: Cuando se estudian discontinuidades planas en el talud, se realiza un análisis de falla traslacional.
- Análisis de superficies curvas: Análisis preferente a suelos blandos, donde las superficies tienden a producir fallas a deslizamiento, estas fallas tienden a tener superficies curvas.

- Grietas de tensión: La existencia de grietas de tensión aumenta de manera considerable la tendencia a fallar (De Mattesis, 2003), estas grietas suelen llenarse con agua lluvia lo que genera presiones de poro que puede afectar la estabilidad del talud.

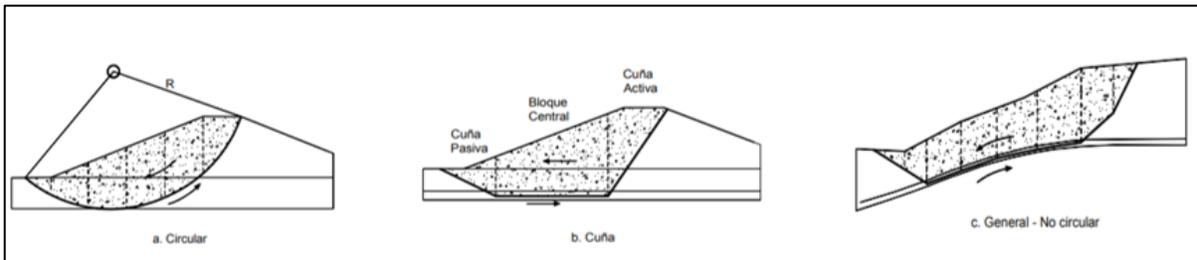


Ilustración 2.8: Formas en que fallan las superficies (Duncan y Wright, 2005).

2.2.4 Métodos de equilibrio límite.

El análisis de equilibrio límite supone un sistema donde las fuerzas actuantes y resistentes son iguales a lo largo de toda la superficie, El equilibrio entre estas fuerzas se expresa mediante un factor adimensional. Para realizar este análisis se puede considerar la totalidad de la longitud de la falla o dividir esta en tajadas o más conocidas como dovelas.

2.2.4.1 Método de las dovelas:

El método de las dovelas se aplica para los métodos de fallas curvas o circulares, en donde la masa de la parte superior de la superficie se divide en tajadas verticales. Tomando esto en cuenta, se considera el análisis de equilibrio límite de manera bidimensional, considerando el equilibrio de momentos con relación al centro del círculo de todas estas tajadas (Ilustración 2.9).

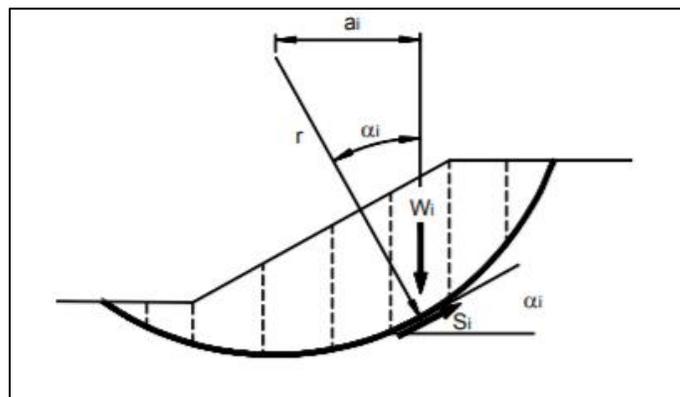


Ilustración 2.9: Esquema de un sistema típico de análisis con tajadas o dovelas (Duncan y Wright, 2005).

Las fuerzas que actúan sobre este sistema son:

- Peso: El cual se descompone como una fuerza tangente y una normal a la superficie de la falla
- Fuerzas resistentes: Cohesión y ángulo de fricción que actúan en forma tangente a la superficie de falla
- Fuerzas: De presión de tierra y cortante en las paredes entre las dovelas.

Al realizar la sumatoria de momentos respecto al centro del círculo se obtiene la siguiente expresión:

$$F.S = \frac{\sum [C' \Delta l + (W \cos \alpha - u \cos^2 \alpha) \text{Tan} \phi']}{\sum W \text{sen} \alpha}$$

Ecuación 2.7: Ecuación de Fellenius.

Donde:

a = Ángulo del radio del círculo de falla con la vertical bajo el centroide en cada tajada.

W = Peso total de cada tajada.

u = Presión de poros = $\gamma w h w$

Δl = longitud del arco de círculo en la base de la tajada

C', ϕ' = Parámetros de resistencia del suelo.

Esta ecuación es más conocida como ecuación de Fellenius, este método solo satisface equilibrios de momentos, pero no así, el equilibrio de las fuerzas.

2.2.4.2 Método de Bishop

Bishop (1955), presentó un modelo utilizando el método de las dovelas y además incorporando el efecto de las fuerzas entre las dovelas (Ilustración 2.10).

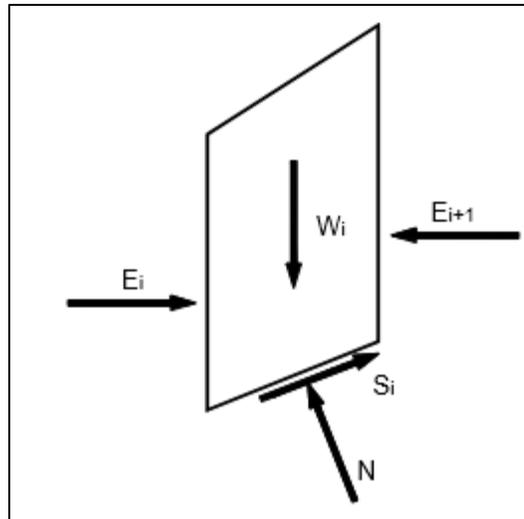


Ilustración 2.10: Esquema de las fuerzas sobre una dovela en el método de Bishop Simplificado (Duncan y Wrigth, 2005)

La versión simplificada del método de Bishop se describe de acuerdo con la siguiente expresión:

$$F.S = \frac{\sum \left[\frac{C' \Delta l \cos \alpha + (W' u \Delta l \cos \alpha) \text{Tan} \varphi'}{\cos \alpha + (\text{Sen} \alpha \text{Tan} \varphi') / FS} \right]}{\sum W \text{Sen} \alpha}$$

Ecuación 2.8: Método simplificado de Bishop.

Donde:

Δl = longitud de arco de la base de la dovela

W = Peso de cada dovela

C', f = Parámetros de resistencia del suelo.

u = Presión de poros en la base de cada dovela

α = Angulo del radio y la vertical en cada dovela.

Como se puede apreciar en la ecuación, existe el termino F.S a ambos lados de la ecuación, esto quiere decir que es un proceso iterativo. Al igual que Fellenius, este método solo satisface el equilibrio límite de momentos, este método ofrece resultados muy precisos en comparación con Fellenius.

2.2.4.3 Método de Spencer.

El procedimiento de Spencer (1967), a diferencia de los métodos anteriores satisface tanto el equilibrio de momentos como el de esfuerzos. Este se basa en la suposición de que las fuerzas entre las dovelas son paralelas entre ellas, ósea, todas tienen el mismo ángulo de inclinación (Ilustración 2.11).

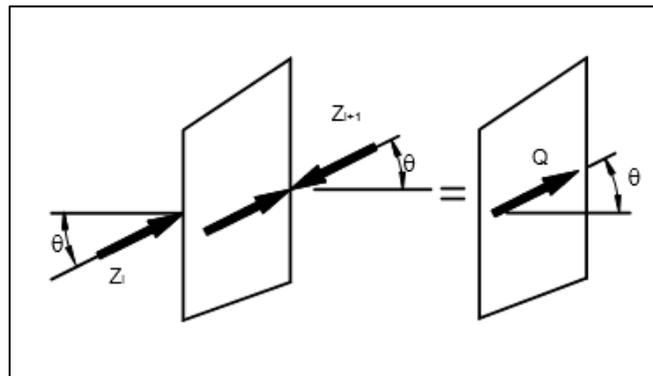


Ilustración 2.11: Paralelismo de las fuerzas entre dovelas en el método de Spencer (Duncan y Wrigth, 2005).

El método de Spencer plantea dos ecuaciones de equilibrio, la primera correspondiente a las fuerzas y la segunda al equilibrio de momentos, estas se resuelven para identificar los F.S y la inclinación de las fuerzas entre dovelas (φ), a continuación, la Ilustración 2.12 muestra, de manera gráfica las fuerzas actuantes en las ecuaciones planteadas por Spencer.

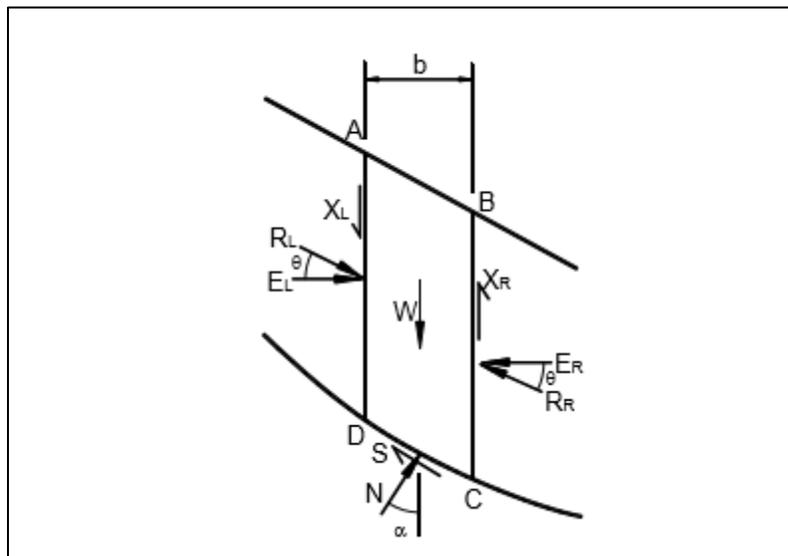


Ilustración 2.12: Fuerzas que actúan sobre las dovelas en el método de Spencer (Duncan y Wrigth, 2005).

El método de Spencer es frecuentemente utilizado debido a su versatilidad para todo tipo de geometría de talud y su gran precisión. Actualmente es considerado como uno de los procedimientos de equilibrio más completos y sencillos para el cálculo de factor de seguridad. (Duncan y Wright, 2005).

2.2.4.4 Consideraciones finales

Dado el campo de aplicabilidad de este proyecto, se selecciona el método de Spencer y el método de Bishop para la estimación del factor de seguridad de los taludes.

3. Capítulo III: Caso de estudio.

3.1 Antecedentes del caso de estudio:

En este capítulo se describe el caso de estudio, el cual fue una recopilación de data de distintas fuentes, entre ellos están diseño de talud (Del Solar Vivanco, 2015) y geología área de influencia de tronaduras (España, 1994) y (Hustrulid, 1999), geología predominante en Chile por medio de (Minería, s.f.).

3.1.1 Criterio de diseño de Talud

Se entiende por talud cualquier superficie inclinada con respecto a la horizontal, ya sea de origen natural (laderas) o de origen artificial producida por la intervención de hombre (talud artificial). Los resultados de deslizamientos de masa de un talud pueden terminar en resultados catastróficos significando la pérdida de bienes e incluso vidas (De Mattesis, 2003).

El proceso de diseño de un talud parte con el análisis y división de los dominios geológicos y geotécnicos, ya que las características de cada unidad geológica pueden ser utilizadas para formular un nuevo diseño en base a las respuestas geotécnicas de estas unidades. Cada una de estas formulaciones implica un análisis de los principales factores que van a determinar el potencial modo de falla que puede presentar cada uno de los dominios a escalas de banco, inter-rampa y global (Lorig, et al).

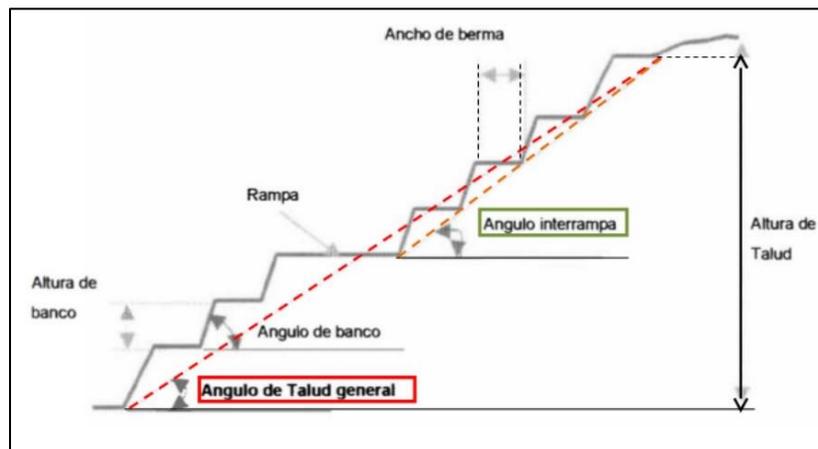


Ilustración 3.1: Parámetros principales de un talud minero (Morales Cabrera, 2000).

De acuerdo con el alcance de esta memoria, se considerará el diseño geotécnico a escala de banco (Tabla 3.1), la geología y el diseño de la tronadura, considerando dimensiones de precorte (Tabla 3.2). Todo lo anterior es extraído del caso de estudio (Del Solar Vivanco, 2015) y (Rodríguez, 2020)

Talud	Dimensiones	Unidad de medida
Ángulo de banco	70	Grados
Altura del talud	32	Metros
Ancho de berma	10,8	Metros

Tabla 3.1: Dimensiones del talud minero.

Precorte	Dimensiones	Unidad de medida
Ángulo de banco	69	Grados
Altura del talud	32	Metros
Ancho de Precorte	20	Metros

Tabla 3.2: Dimensiones de precorte en Andina Fase 4.

Dicho lo anterior, las principales variables a escala de banco son:

- Ángulo caro de Banco.
- Altura de Banco.
- Ancho de berma.

En la Ilustración 3.2:, se aprecia la configuración seleccionada para simular el talud a nivel de banco de Andina fase 4 (Tabla 3.1).

En la siguiente imagen (Ilustración 3.3), se aprecia el modelo base sobre el que se trabajará en esta investigación, donde en línea punteada roja se ilustra el diseño del precorte mencionado en la (Tabla 3.2), a su lado se encuentra un polígono achurado el cual muestra la masa de suelo a remover (tronar) y, por otra parte, el sector verde que se aprecia en el modelo base, grafica la unidad geológica (arenisca) que intercepta este talud.

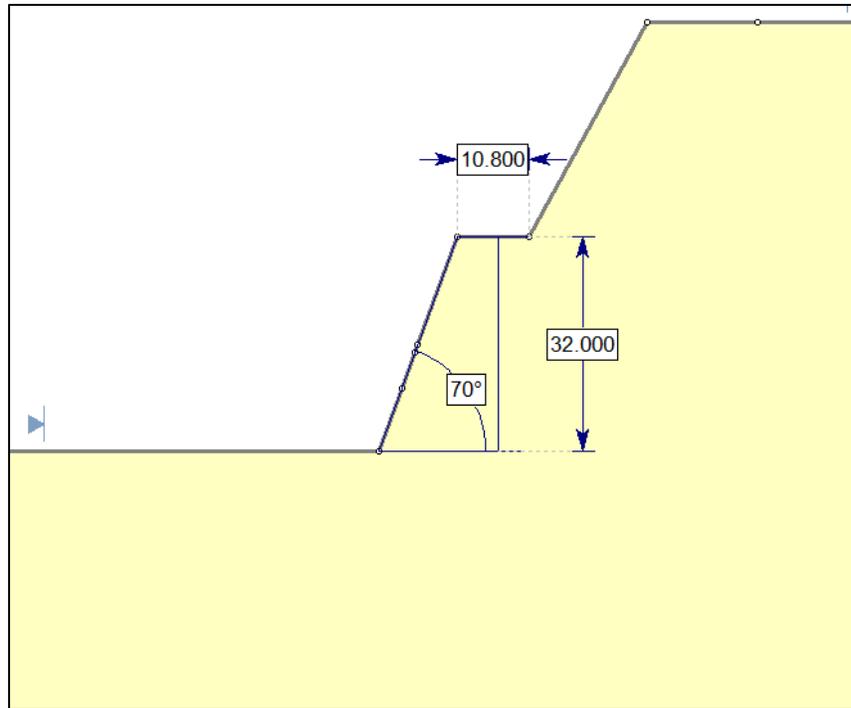


Ilustración 3.2: Modelo a escala de banco (creación propia).

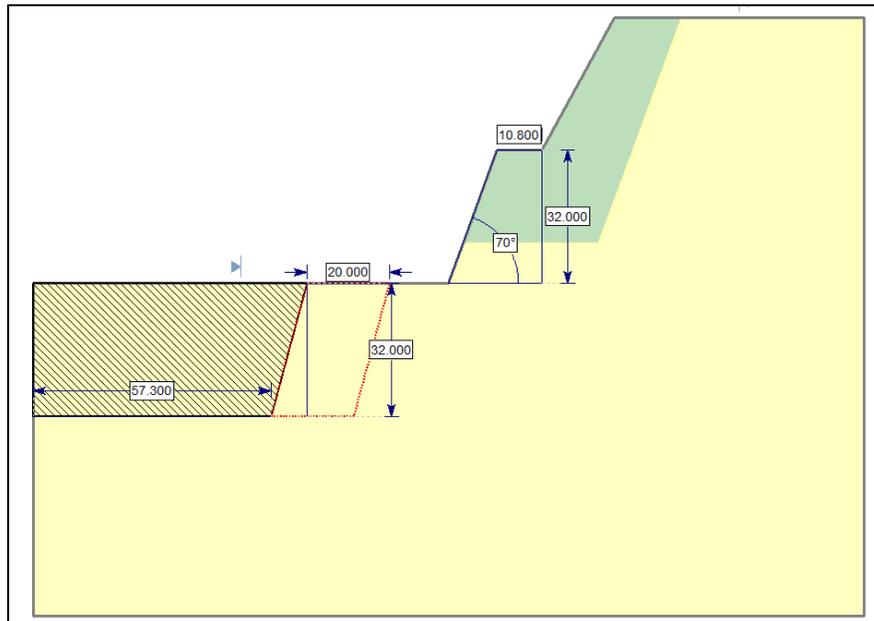


Ilustración 3.3: Modelo a escala de banco, talud de Fase Andina 4(creación propia).

3.1.2 Unidades geotécnicas.

Para hacer un estudio lo más aplicable a la realidad chilena posible, se reunió una base de dato de distintos tipos de roca existentes en nuestro país (Tabla 6.1). a

través de la publicación (Servicio Nacional de Geología y Minería, 2004), se seleccionaron unidades geológicas representativas a los sectores mineros. En la Tabla 3.3 están destacadas las unidades geológicas que se seleccionaron.

Rocas	Densidad (kg/m ³)	Módulo de Young (GPa)	Coefficiente de Poisson	Porosidad (%)	Resistencia a la Compresión (MPa)	Resistencia a la Tracción (MPa)	Resistencia a la Flexión (MPa)
Arenisca	2100-25000	15-47	0,07-0,12	10-20	10-120	1,5-6	4-16
Granito	2500-2750	30-70	0,12-0,25	0,1-2	120-280	4-7	10-20
Dacita	2500-2750	8-18	0,09-0,2	0,5-5	80-160	3-8	9-20
Andesita	2300-2750	12-35	0,11-0,2	0,2-8	40-320	5-11	13-25

Tabla 3.3: Tabla resumen de las propiedades de las rocas

En la Tabla 3.3, se aprecia un material de color verde el cual es arenisca, este será parte del modelo, pero estará fuera del análisis principal.

3.2. Propuesta de análisis

3.2.1 Área de daño por tronaduras.

La perforación y tronadura es una técnica aplicable a la extracción de rocas en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son rentables. Las técnicas de tronadura son las encargadas de producir daño en el macizo rocoso circundante a la roca que se quiere tronar. Se pueden identificar 4 etapas principales que generan el daño en la roca a la hora de producirse una tronadura:

- I. Etapa 1 y 2, donde la presión de detonación produce una onda de choque que supera considerablemente la resistencia a la compresión de la roca, produciendo un efecto de trituración o pulverización. La onda que viaja a una velocidad de entre 3000 y 5000 [m/s] y genera esfuerzos tangenciales que crean grietas radiales.
- II. Etapa 3, donde la onda de compresión se propaga a través de la roca, cuando la onda de compresión alcanza la cara libre de la zona a tronar, esta

onda se ve reflejada como onda de tracción. La acción de estas ondas provocará fisuras en la roca debido a que los materiales son menos resistentes a las ondas de tracción que a las de compresión.

- III. Etapa 4, en esta etapa final, por acción de las altas presiones de gases, las primeras grietas se ven acrecentadas por las ondas de compresión y tracción y la fuerza aplicada por la expansión de los gases. De este modo, se produce la principal descompensación de esfuerzos, donde se libera todas las energías almacenada por los procesos anteriores.

Muchas veces estos mecanismos tienen efectos no deseados sobre el macizo rocoso, ya que existen efectos como los que producen las ondas de energía y expansión de gases que afectan de manera local al macizo rocoso objetivo, como también existen efectos como la descompensación de esfuerzos por la desestabilización de bloques a causa de estructuras geológicas preexistentes que pueden afectar tanto a escala local como a escala global.

Dicho lo anterior, al diseñar la configuración de la tronadura es necesario considerar la variable temporalidad sobre la cual se someterá el talud, ya que un talud definitivo debe tener consideraciones mucho más amplias que un talud que tendrá una vida útil de corto plazo.

Para disminuir los efectos de la tronadura sobre parámetros geomecánicos del macizo rocoso se desarrollaron distintas técnicas de tronadura las cuales buscan evitar que la tronadura de producción este consiguiente al macizo rocoso.

3.2.2 Tipos y técnicas de tronaduras.

I. Tronadura de producción

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 (Chancado y molienda).

II. 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.

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.

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.

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.

- 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.

III. 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. En la Ilustración 3.4 se presenta una configuración característica de tronadura de remate, donde se observan filas de producción, filas de buffer y amortiguación con cargas mínimas.

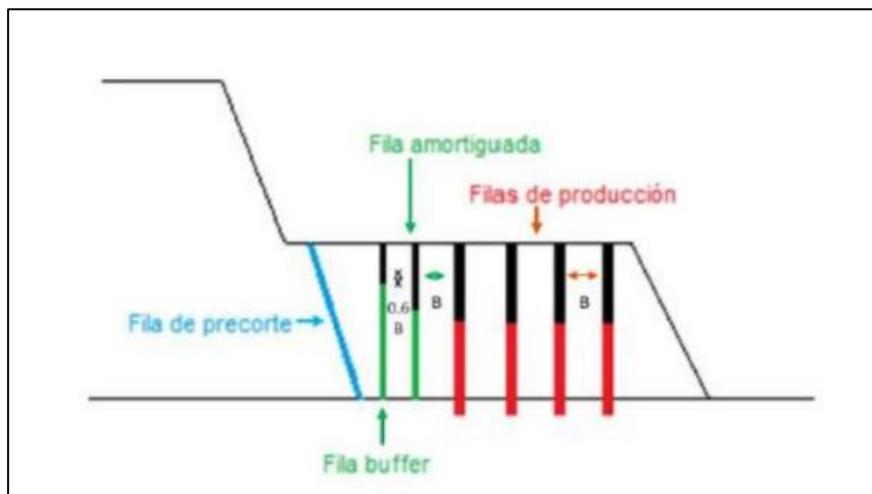


Ilustración 3.4: Configuración tipo de tronadura de remate (Revista seguridad minera, año 2018).

3.2.3 Área de influencia de la tronadura

Como se mencionó anteriormente, las tronaduras pueden tener diversos efectos en la roca, estos pueden ser indeseados dependiendo del objetivo de la tronadura, en esto radica la importancia de considerar la zona de influencia de la tronadura como un factor preponderante a la hora de diseñar el plan de perforación y tronadura.

(Sánchez, 2018), en su investigación aplicada a la minera Spencer identifica que un 74% de los patios tronados presentan incumplimiento de las condiciones geotécnicas a nivel de banco. En este estudio se analizaron 3 condiciones geométricas afectadas: ancho de berma, ángulo de talud y distancia pata-pata entre taludes. De estos 3 factores mencionados el ángulo de talud es el que se vio más afectado obteniéndose un incumplimiento en los requerimientos de diseño de

aproximadamente un 90%. De igual manera, se estudian los efectos que tienen las tronaduras en los taludes en la memoria (Rodríguez, 2020), donde los efectos adversos de las tronaduras de producción provocan pérdidas de ancho de berma en el sector estudiado, provocando como consecuencias de esta pérdida de ancho de berma una falla a escala de banco con posterior desplazamiento de material.

Según (Hustrulid W. , 1999) la zona de transición de daño por tronadura está dividida en tres subzonas las cuales llamó según el efecto que provoca la tronadura en la roca, estas zonas están directamente relacionadas con el diámetro del tiro y sus valores de PPV. La zona altamente afectada (Zona 1), a, la zona de afectada medianamente (zona 2) y la zona con menos efecto post tronadura lleva por nombre zona levemente afectada (zona 3). Para simplificar la identificación de estas zonas a lo largo de la memoria se mencionan como Zona 1, Zona 2 y Zona 3 respectivamente.

(Karzulovic & Hoek, 2000) establecen que existe una relación directa entre la altura de la columna a tronar y el área de influencia, esta zona de daño denominada “zona D” dependerá de las condiciones bajo las cuales de efectúe la tronadura. A continuación, en la Tabla 3.4 se detalla los resultados obtenidos por los autores.

Condiciones de la voladura de producción.		Zona D.
1	Gran explosión de producción, confinada y con poco o ningún control.	D = 2 a 2,5 H
2	Granallado de producción sin control, pero granallado a una cara libre.	D = 1 a 1,5 H
3	Explosión de producción confinada, pero con cierto control, por ejemplo, una o más filas de búfer.	D = 1 a 1,2 H

4	Granallado de producción con cierto control, por ejemplo, una o más filas de amortiguación y granallado a una cara libre.	$D = 0,5 \text{ a } 1 H$
5	Explosión de producción cuidadosamente controlada con cara libre.	$D = 0,3 \text{ a } 0,5 H$

Tabla 3.4: extensión de la zona dañada por la explosión como resultado de la voladura de producción de una mina a cielo abierto

Cabe mencionar que Hoek y Karzulovic consideran esta zona D como una aproximación al área de influencia de la tronadura, es decir, el punto de partida desde donde debe iniciarse el estudio.

Como se mencionó en la recopilación de antecedentes, el caso a estudiar son taludes de banco de 32 metros. El diseño de la tronadura aplicada a estos bancos está definido por una línea de producción, una hilera de buffer y precorte, además esta tronadura de producción se realiza con barrenos de 12 ¼ pulgadas (311 milímetros).

Tomando en consideración la Zona D estudiada por Hoek y Karzulovic y la aplicación al caso de estudio, se considera la condición 4, donde la tronadura de producción es relativamente controlada debido a sus filas de buffer y precorte.

La selección de la Zona D se describe a continuación:

- Modelo de Hoek y Karzulovic

$$D = 0,5 \text{ a } 1 H$$

$$D = \text{entre } 16m \text{ y } 32m$$

ecuación 3.1: Modelo de Hoek y Karzulovic

Donde:

D=Zona de influencia de la tronadura

H=Altura de la columna a tronar. (32m)

- Modelo de Hustrulid

Zona de influencia	Rango de radios
Zona de altamente afectada (Z1)	4 - 6D
Zona de roca medianamente afectada (Z2)	12 - 15D
Zona de roca levemente afectada (Z3)	50 - 60D

Tabla 3.5: Rangos de radio según la zona de influencia.

A partir de este modelo, se considera la zona 3 (Zona levemente afectada) como la zona de máximo alcance de la tronadura.

$$Z3 = 311mm * 50 \text{ y } 311mm * 60$$

$$Z3 = 15,5m \text{ y } 18,66 m$$

Ecuación 1: Modelo de Hustrulid

3.2.4 Propuestas para la variabilidad de la influencia de la tronadura al interior del macizo.

En base a esta teoría expuesta anteriormente, se proponen 3 curvas o funciones (Lineal, Exponencial y logarítmica) de decrecimiento de resistencia relacionadas estrechamente con la distancia. Este decrecimiento de la resistencia va desde la distancia cero hasta la distancia máxima de influencia de tronadura 21 metros, esta distancia de influencia se seleccionó en combinación de los modelos de Hustrulid y Hoek y Karzulovic, aunque estos últimos autores exponen que la distancia de influencia puede alcanzar hasta los 50 metros.

En la Ilustración 3.5, se presenta la de manera gráfica el significado del coloreado mostrado en la Ilustración 3.6. Como se mencionó en un principio, este estudio busca replicar modelos de la realidad, por ende, no se incorporó la roca intacta con un GSI por sobre 75, de igual manera, el extremo inferior de esta tabla no fue

considerado, ya que, una roca por debajo del GSI 20 está extremadamente fracturada, más allá de lo que busca una tronadura en la minería.

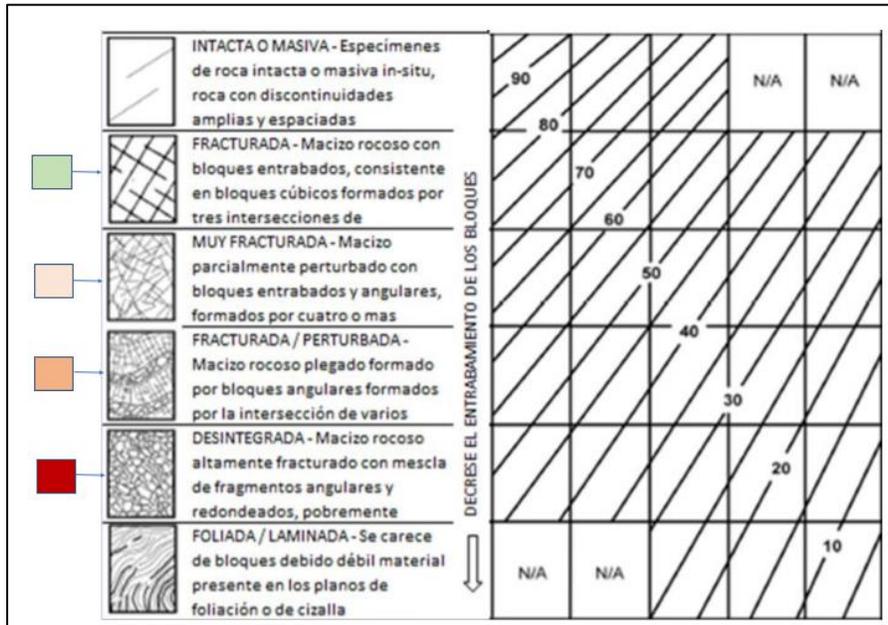


Ilustración 3.5: Índice de resistencia Geológica (GSI).

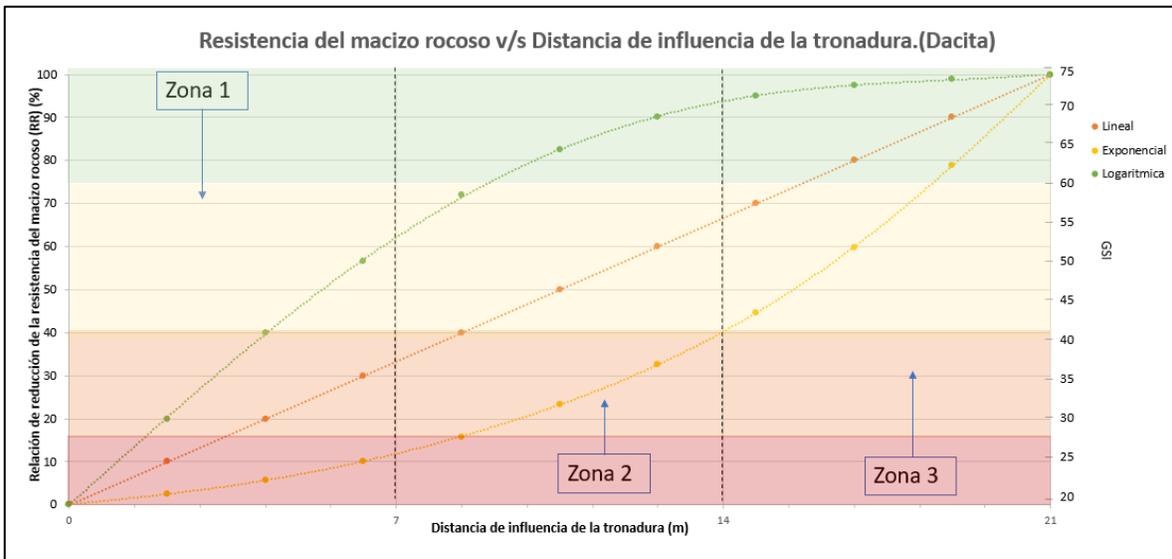


Ilustración 3.6: Propuestas de extensión de daño por tronadura en función de la distancia, (creación propia).

En la gráfica anterior (Ilustración 3.6) se aprecian tres propuestas de disminución de la resistencia de la roca en función de la distancia (línea verde, línea amarilla y

línea naranja), a continuación, se explican estas tres funciones de disminución de la resistencia según sus colores.

- Logarítmica (Verde): En esta propuesta se identifica un menor efecto en la zona 1, la cual es la más cercana a la zona de tronadura.
- Exponencial (Amarilla): En esta propuesta se identifica un mayor efecto de la tronadura en el campo cercano (zona 1), ya que, en los primeros metros, la roca solo alcanza hasta un 10% aproximadamente de su resistencia intacta.
- Lineal (Naranja): En esta propuesta se grafica un efecto igual a lo largo de toda el área de efecto de la tronadura.

Esta disminución graficada anteriormente en forma de funciones será uno de los parámetros principales a la hora de estimar la resistencia de los materiales, ya que es la alternativa que se propone en reemplazo del factor “D” del criterio de rotura Hoek-Brown, esta alternativa indica que las tronaduras en taludes no sólo alteran la blocosidad de la roca intacta, si no, que afectan directamente la resistencia del macizo rocoso obteniéndose una roca con propiedades distintas a las analizadas previo a la tronadura.

Como se mencionó anteriormente, para efectos prácticos de estimación se considerará un macizo rocoso intacto, sin alteraciones en el índice “D”, esto se traduce en un factor de $= 0$, ya que la alteración de la resistencia del macizo rocoso se verá reflejada en las funciones propuestas anteriormente.

Para esto se estimará la resistencia promedio de las zonas demarcadas en la gráfica, esto se puede visualizar en la Ilustración 3.7, donde se toma como ejemplo la zona 1 (la zona más afectada por la tronadura). la extensión de esta zona 1 identificada con la flecha doble diagonal la cual se encuentra entre los primeros 7 metros desde la zona donde se realizó tronadura, muestra el rango de resistencia de la roca sobre el cual está trabajando la zona 1, es decir entre un 0 y un 35% de la resistencia de la roca (eje y principal), si se estima el promedio entre estos dos rangos, se obtiene una resistencia de 17,5% con respecto a la roca sana. Por otra

parte, si se proyecta este promedio estimado con el eje y secundario (GSI), se visualiza cual es el valor del índice de resistencia geológica (GSI) que representa este porcentaje de resistencia (27,5 GSI).

El procedimiento anterior es aplicado para las distintas funciones y sus respectivas zonas 1, 2 y 3. Obteniéndose como resultado los siguientes parámetros de resistencia y GSI.

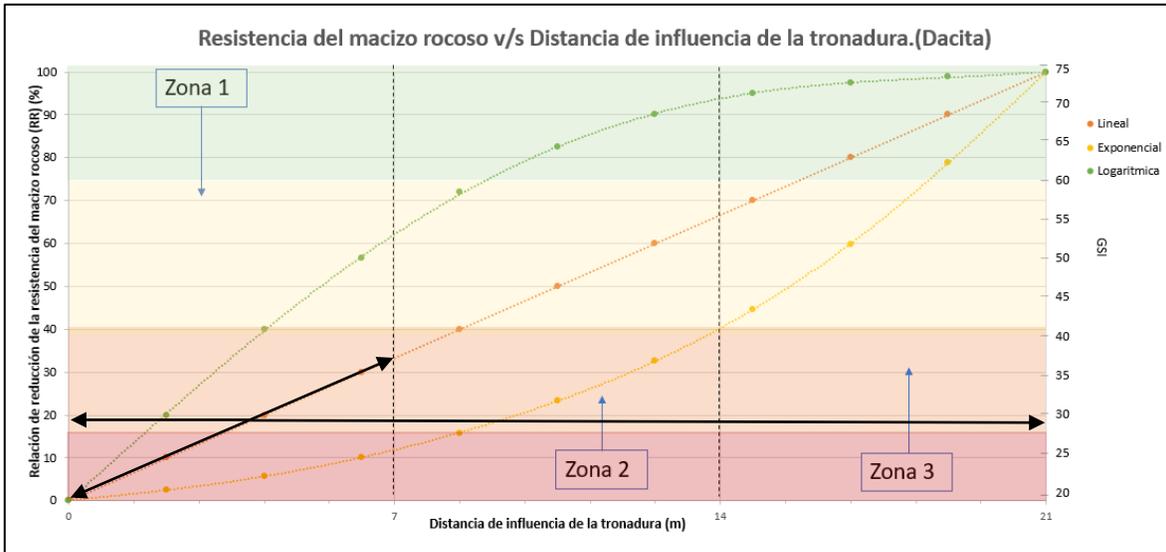


Ilustración 3.7: Propuestas de extensión de daño por tronadura en función de la distancia, (creación propia).

	Función Exponencial			Función Lineal			Función Logaritmo		
	Zona 1	Zona 2	Zona 3	Zona 1	Zona 2	Zona 3	Zona 1	Zona 2	Zona 3
GSI	22,5	32,72	60	27,5	45	67,5	37,5	62,5	72,5
RR	5%	25%	75%	15%	50%	85%	30%	80%	95%

Tabla 3.6: Obtención de GSI y RR (Ratio reduction).

3.4 Modelamiento

3.4.1 Modelación numérica

“La modelación es la reproducción de determinadas propiedades y relaciones del objeto investigado en otro objeto especialmente creado (modelo) con el fin de su estudio detallado.” Sheptulín, (1983).

El modelamiento numérico es una de las etapas clave durante el estudio de una tesis de simulación, ya que es aquí donde la información recopilada se procesa por medio de los softwares de Rocscience, estos softwares nos otorgan herramientas

de Análisis de estabilidad y simulación logrando con esto, recrear modelos más fieles a la realidad.

Para el caso práctico de la investigación, la modelación numérica en taludes tiene como principal objetivo reproducir condiciones de corte en roca, con el fin de comparar los resultados obtenidos a través de cálculos manuales con los resultados obtenidos en el software a utilizar (RocData).

3.4.2 Modelación Roca granito

Para hacer la comparativa de las condiciones de corte en roca, se utilizó el criterio de rotura de Hoek-Brown y se identificó el esfuerzo de corte de la roca vs el esfuerzo normal de la roca.

En la Ilustración 3.8 se observan 3 curvas, la curva llamada H-B, indica el criterio de rotura de Hoek-Brown de esta curva se puede observar que la intersección con el eje τ indica el inicio de las microfisuras en el macizo rocoso. Por otra parte, la curva de nombre M-C, indica la envolvente Mohr-coulomb, en este caso el eje τ indica el momento en el que el macizo rocoso falla, es decir se ve afectada la resistencia global del macizo rocoso.

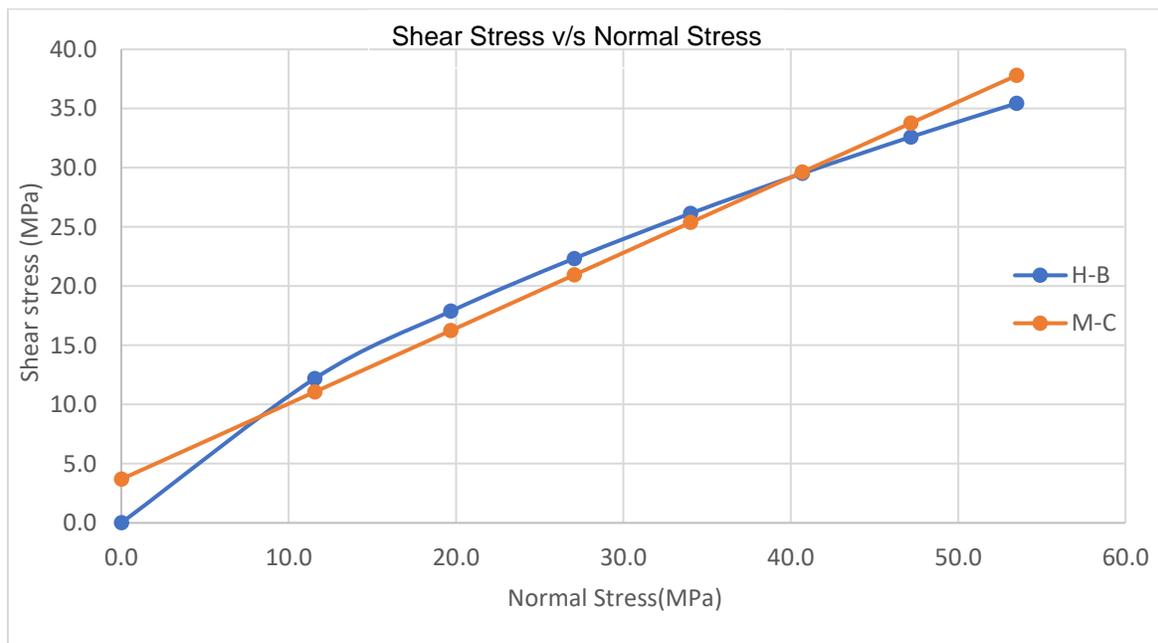


Ilustración 3.8: Modelación numérica criterio de H-, Roca Granito – GSI:25.

En la Ilustración 3.9, se presenta una ejemplificación de los resultados obtenidos a partir de la modelación numérica, se utilizó como ejemplo a la Roca granito considerando la propuesta de función Exponencial.

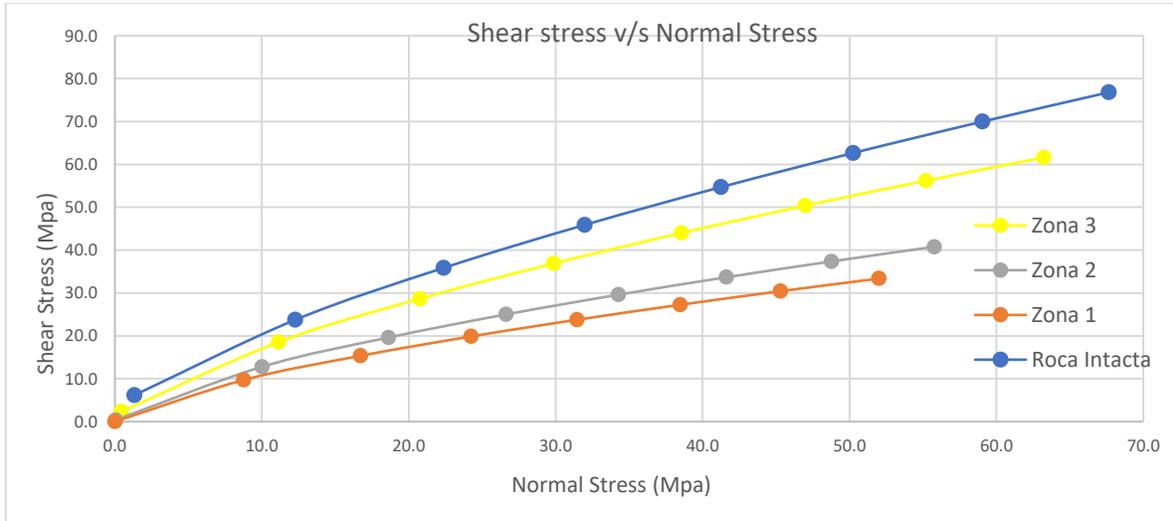


Ilustración 3.9: Modelación numérica para roca Granito, función exponencial.

3.4.3 Propiedades de los materiales.

Como ha mencionado anteriormente, el método de equilibrio límite será analizado por medio del criterio de rotura de Hoek-Brown, en la interfaz del software Slide, los parámetros de Hoek-Brown se ingresan de la siguiente manera:

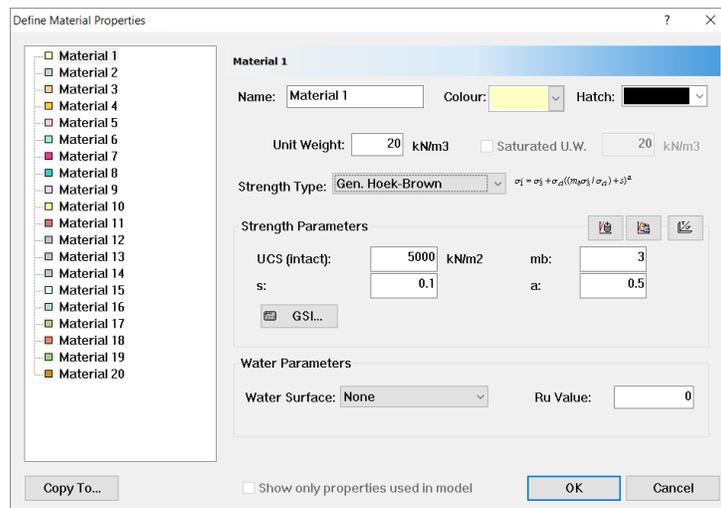


Ilustración 3.10: Interfaz de definición de materiales en software Slide.

Estos parámetros son el indicador principal del estado en el que se encuentran la roca, proyectándose en estos la variación de la resistencia de las rocas antes y después de simular la tronadura.

Para el cálculo de estos parámetros se utilizó la base de datos mencionada anteriormente (Tabla 3.3) y por medio del software RocData se estimaron los parámetros correspondientes a Hoek-Brown y Mohr Coulomb.

Una vez obtenidos los parámetros de resistencia de la roca intacta, se estimó la pérdida de resistencia de esta misma por medio de la variación de los parámetros antes mencionados, esta variación está acotada por las 3 zonas principales de efecto de la tronadura (Zona 1, Zona 2 y Zona 3).

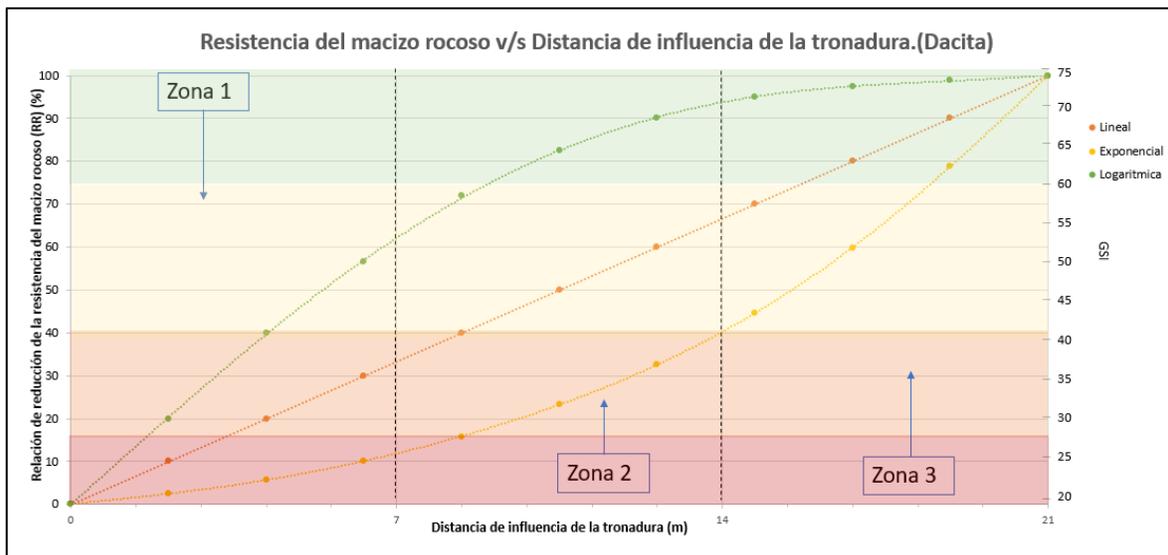


Ilustración 3.11: Propuestas de extensión de daño por tronadura en función de la distancia. (creación propia)

Para el caso particular del granito, se pueden apreciar los resultados de la estimación (Tabla 3.7) de los parámetros de Hoek-Brown y Mohr Coulomb para las 3 zonas afectadas por la tronadura.

Resultados de parámetros de Hoek-Brown para las distintas disminuciones de resistencia propuestas						
Función Exponencial						
	GSI	mb	s	a	Cohesión	A.Fricción
Zona 1	22,5	1,06754	0,000182071	0,536976	0,38216	55,8211
Zona 2	32,722	1,53671	0,000565513	0,518628	0,540436	59,1929
Zona 3	60	4,07407	0,0117436	0,502841	1,73178	63,7067
Función Lineal						
	GSI	mb	s	a	Cohesión	A.Fricción
Zona 1	27,5	1,27625	0,000317334	0,526435	0,45433	57,6378
Zona 2	45	2,38435	0,00221808	0,508086	0,846601	61,9111
Zona 3	67,5	5,32546	0,0270218	0,501639	2,65772	63,9428
Función Logaritmo						
	GSI	mb	s	a	Cohesión	A.Fricción
Zona 1	37,5	1,82407	0,000963976	0,513469	0,637263	60,3961
Zona 2	62,5	4,45456	0,0155039	0,502372	1,98902	63,8372
Zona 3	72,5	6,36663	0,0470965	0,501115	3,59901	63,8383

Tabla 3.7: Parámetros de Hoek-Brown y Mohr Coulomb para las distintas zonas identificadas.

Una vez obtenidos los resultados visualizados en la Tabla 3.7, se grafica la resistencia al corte de las rocas analizadas con el fin de entender como se ve afectada la resistencia de la roca al aplicar las disminuciones propuestas por esta investigación.

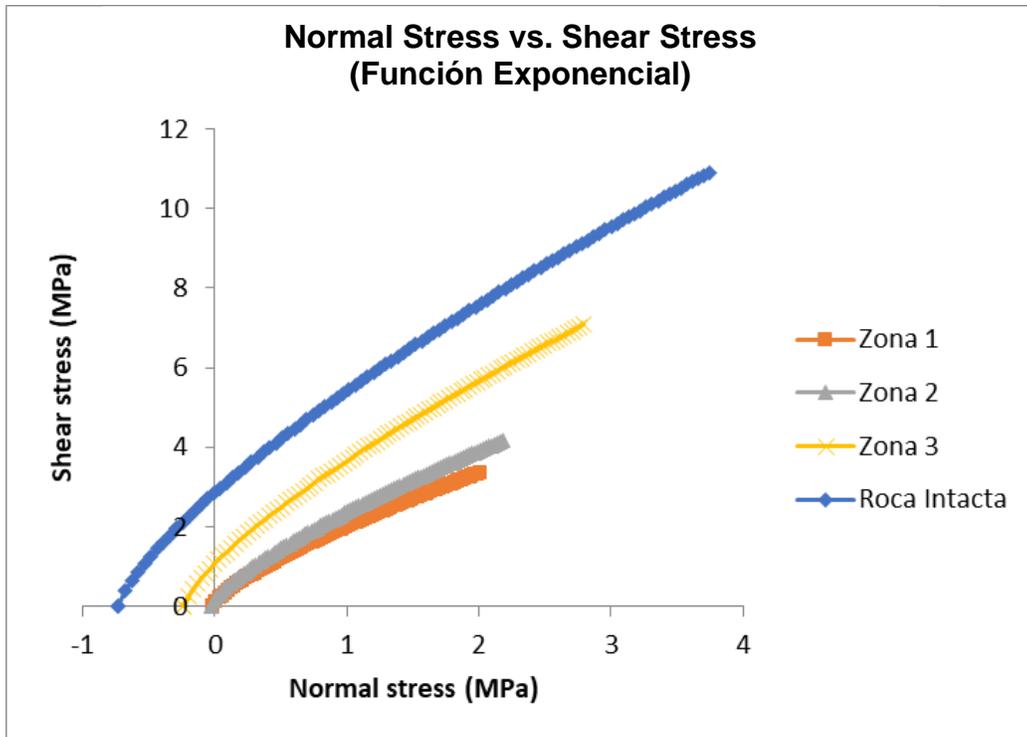


Ilustración 3.12: Grafica de la envolvente de rotura para el granito aplicada la función Exponencial en sus 4 fases-Software RocData (Intacta, Zona1, Zona2 y Zona3).

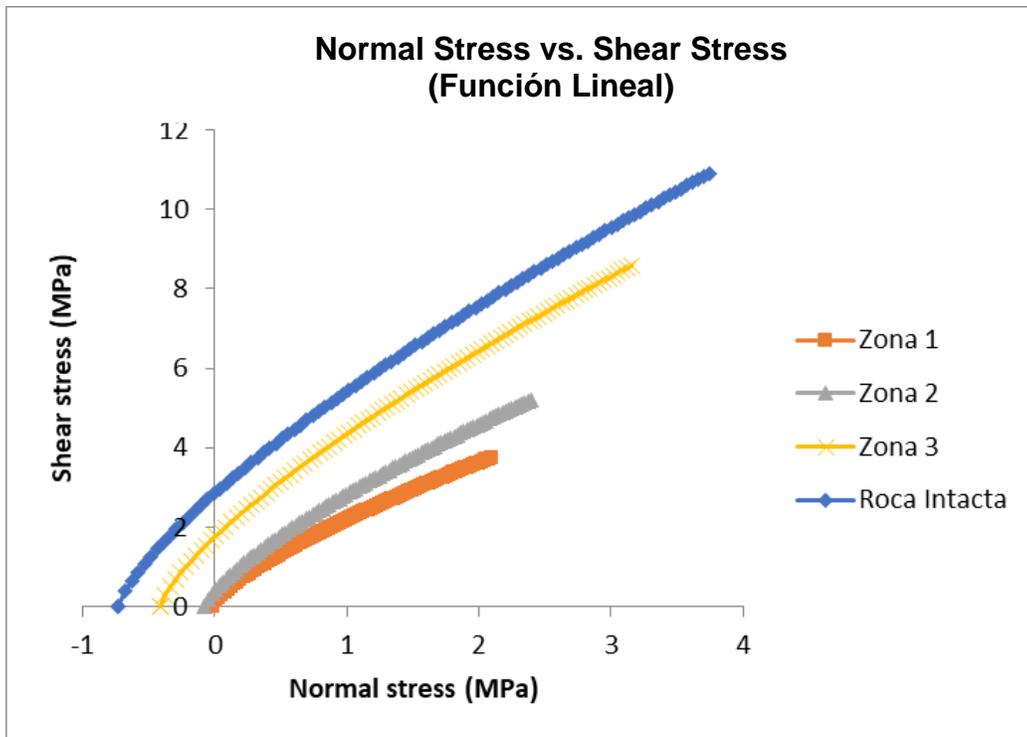


Ilustración 3.13: Grafica de la envolvente de rotura para el granito aplicada la función lineal en sus 4 fases - Software RocData (Intacta, Zona1, Zona2 y Zona3).

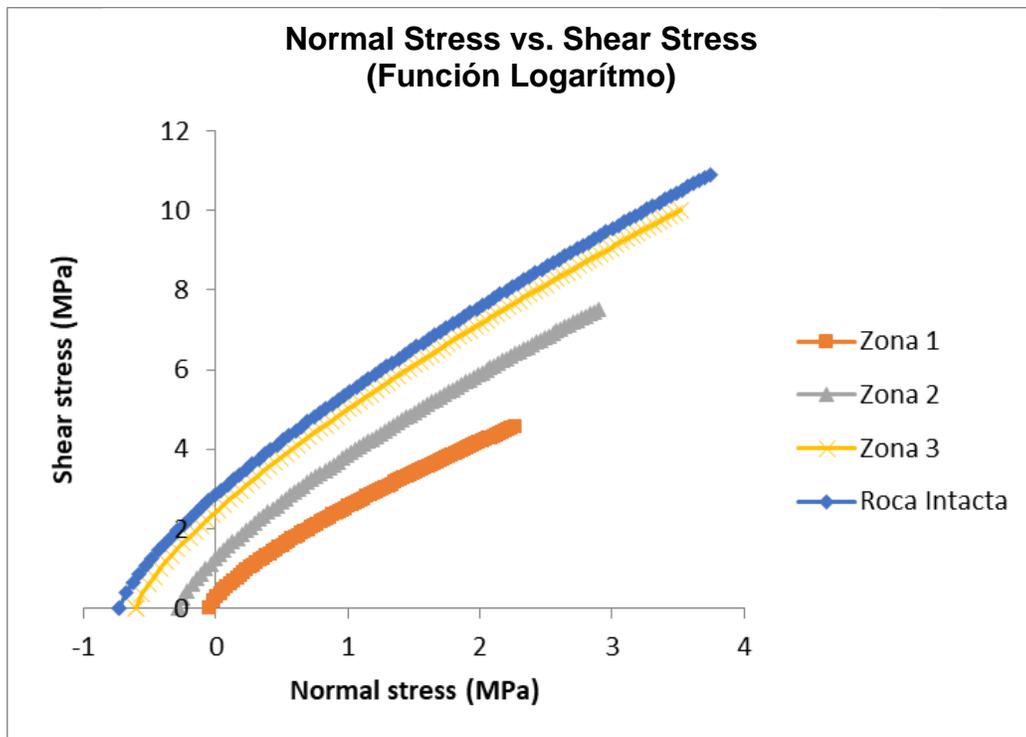


Ilustración 3.14: Grafica de la envolvente de rotura para el granito aplicada la función logaritmo en sus 4 fases -Software RocData (Intacta, Zona1, Zona2 y Zona3).

Al comparar los resultados obtenidos entre la modelación manual y la obtenida con el software de RocData, se obtienen parámetros idénticos en el criterio de Hoek-Brown, además de esto se identifica una tendencia similar en las curvas obtenidas.

3.4.4 Escenarios del modelo de simulación.

Al aplicar en el modelo de simulación todo lo mencionado anteriormente, se identifican tres escenarios principales, los cuales son:

- Modelo antes de la tronadura (Escenario 0, Ilustración 3.15)
- Modelo después de la tronadura, en este escenario la roca que era parte del macizo rocoso pasa a ser masa de suelo, la cual se transforma en una carga para el modelo (Escenario 1, Ilustración 3.16)
- Modelo una vez se retira la masa de suelo tronada (Escenario 2, Ilustración 3.17)

Al replicar estos 3 escenarios en el software Slide se obtiene lo siguiente:

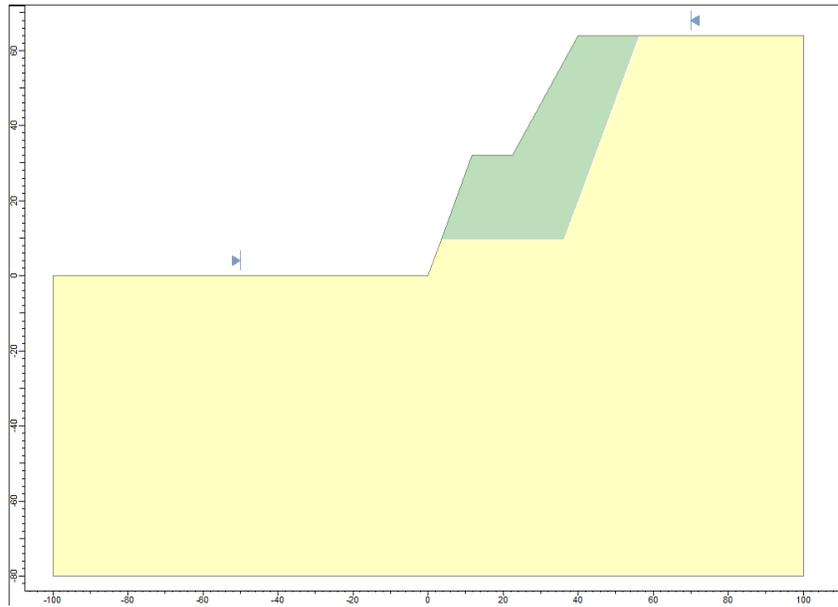


Ilustración 3.15: Escenario 0 (previo a la tronadura), (creación propia).

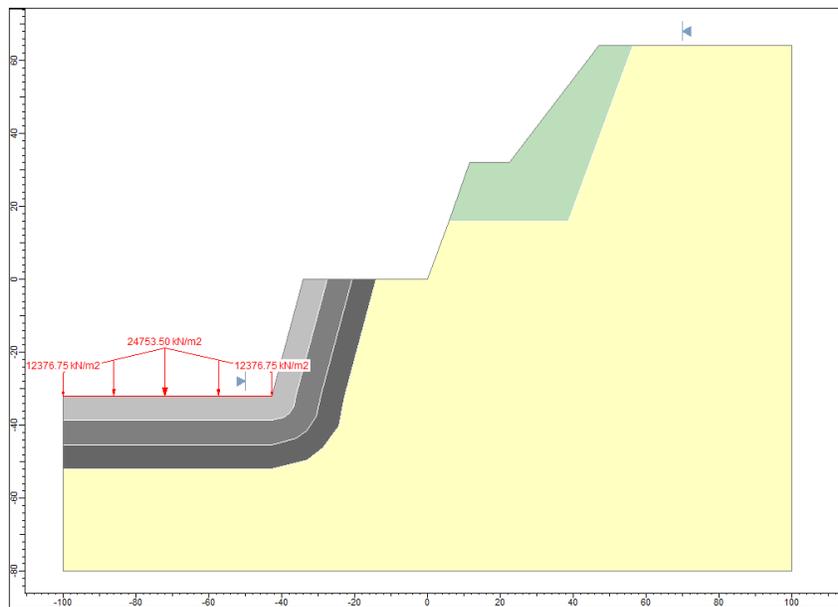


Ilustración 3.16: Escenario 1 (Post tronadura), (creación propia).

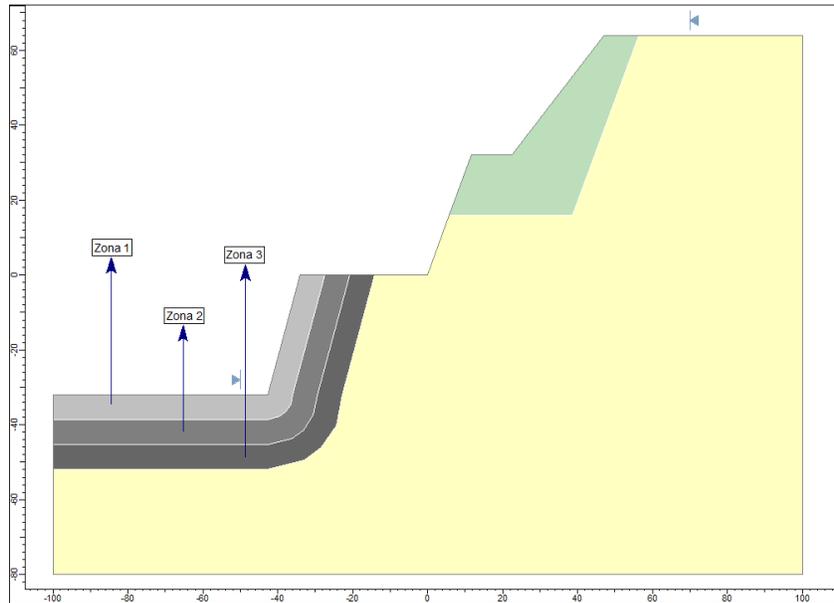


Ilustración 3.17: Escenario 2(Retirada la masa tronada), (creación propia).

3.5 Estimaciones de Factor de Seguridad vía MEL.

Por medio de la herramienta computacional Slide se han simulado los distintos escenarios mencionados a lo largo del trabajo de investigación, para optimizar la forma de presentar este apartado, se tomará como ejemplo al granito y se detallará como fue el proceso de la simulación. Es importante mencionar que el procedimiento fue igual para los 3 tipos de roca (Granito, Andesita y Dacita).

Para realizar la simulación de la descompensación de esfuerzos presentamos 3 procesos bajo los cuales se ve afectado el talud a estudiar.

- En la Ilustración 3.18, se observa el primer escenario (T0), cuando el talud está compuesto por roca “intacta” o resistencia, sin influencia de factores externos, este estado es previo a las tronaduras y posterior extracción de masa de suelo.

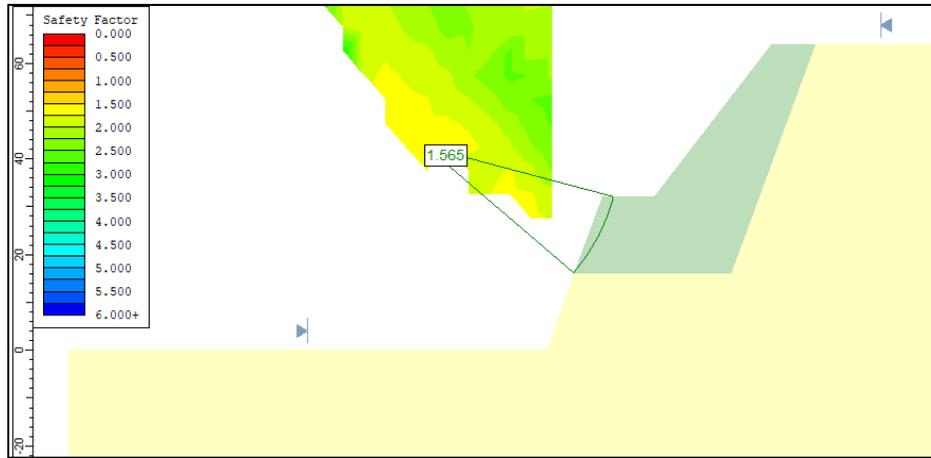


Ilustración 3.18: Factor de seguridad del talud en el momento T0, (creación propia).

- El segundo escenario (T1) se produce una vez efectuada la tronadura, la roca que anteriormente era “intacta” pasa por una descompensación de esfuerzos debido a la acción y efecto de la tronadura. La onda de energía y posterior expansión de gases generada por la tronadura, convierten a la roca que anteriormente era intacta, en una masa que, posterior a la tronadura trabaja como una carga para el nuevo macizo rocoso intacto. (Ilustración 3.19).

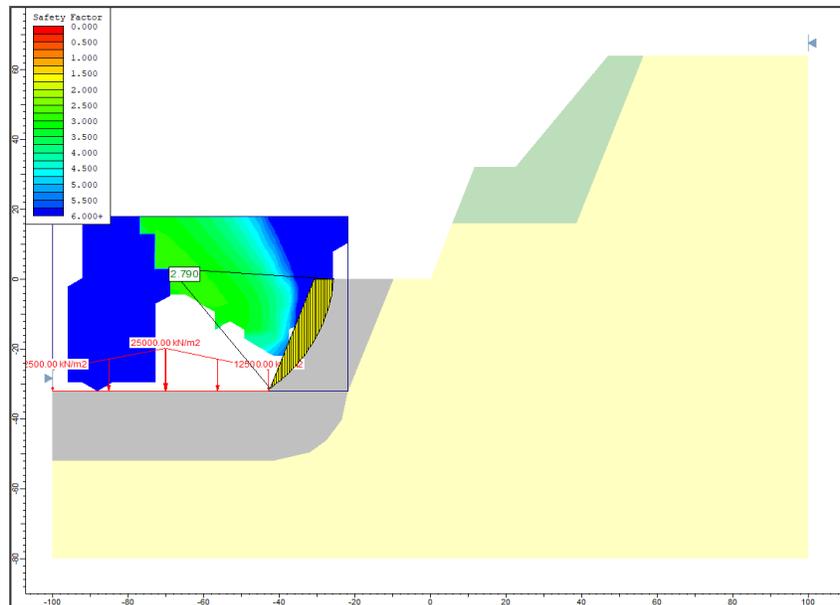


Ilustración 3.19: Factor de seguridad en el momento T1, (creación propia).

- El ultimo escenario (T2), donde la masa que estaba actuando como carga, es retirada produciendo una nueva descompensación de esfuerzos. Es en

este escenario sobre el cual se centrarán los análisis, ya que esta condición sobre la cual los taludes deben mantener su estabilidad a corto plazo (Ilustración 3.20).

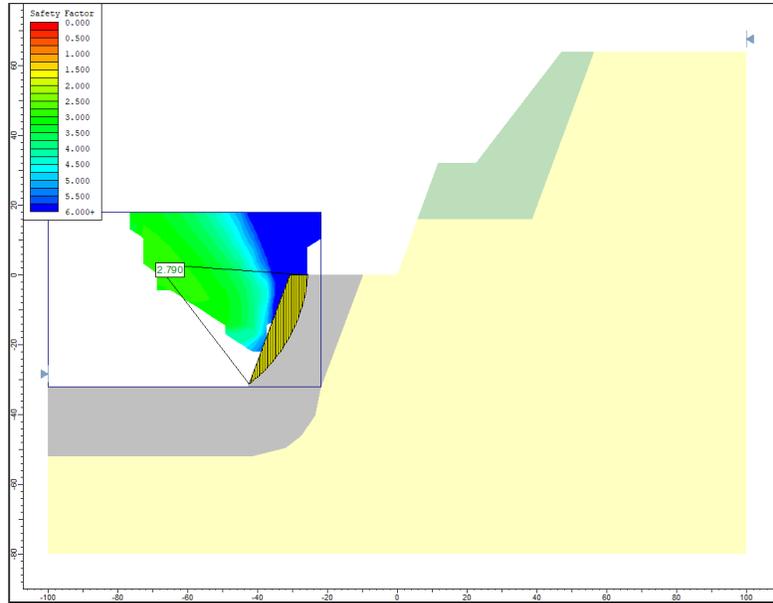


Ilustración 3.20: Factor de seguridad en el momento T2, (creación propia).

3.5.1 Modelos iniciales

A continuación, se presentan los modelos iniciales (T0) y sus respectivos parámetros iniciales de roca intacta.

- Granito Intacto.

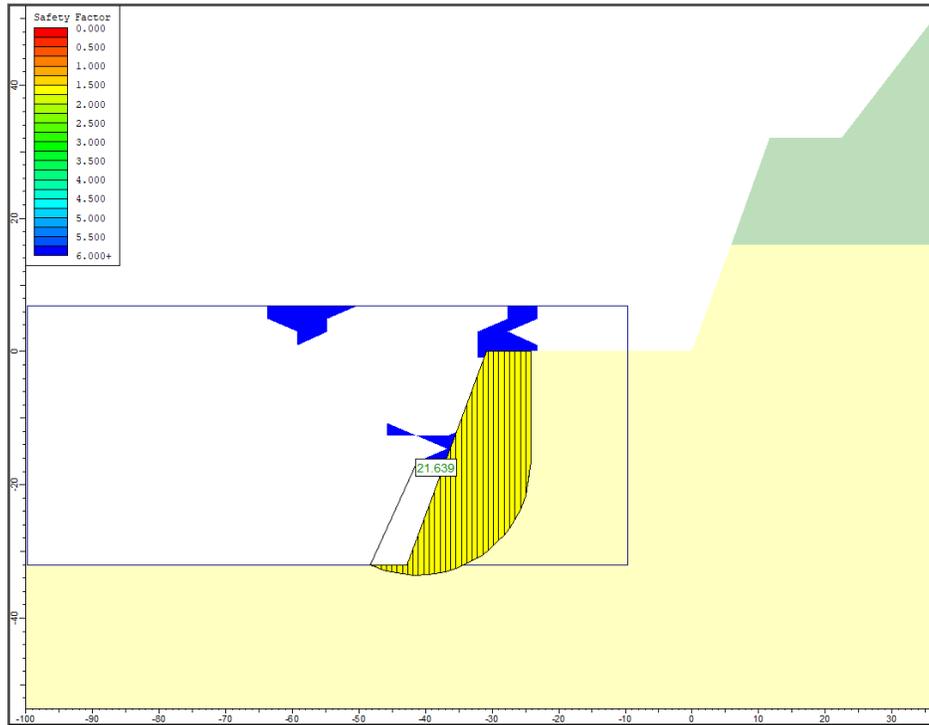


Ilustración 3.21: Modelo inicial previo a la tronadura (Granito), (Creación propia).

Roca	UCS(Mpa)	mi	D	GSI
Granito	120	32	0	75

Tabla 3.8: Parámetros de criterio de Hoek-Brown para roca granito intacto.

- Andesita Intacto.

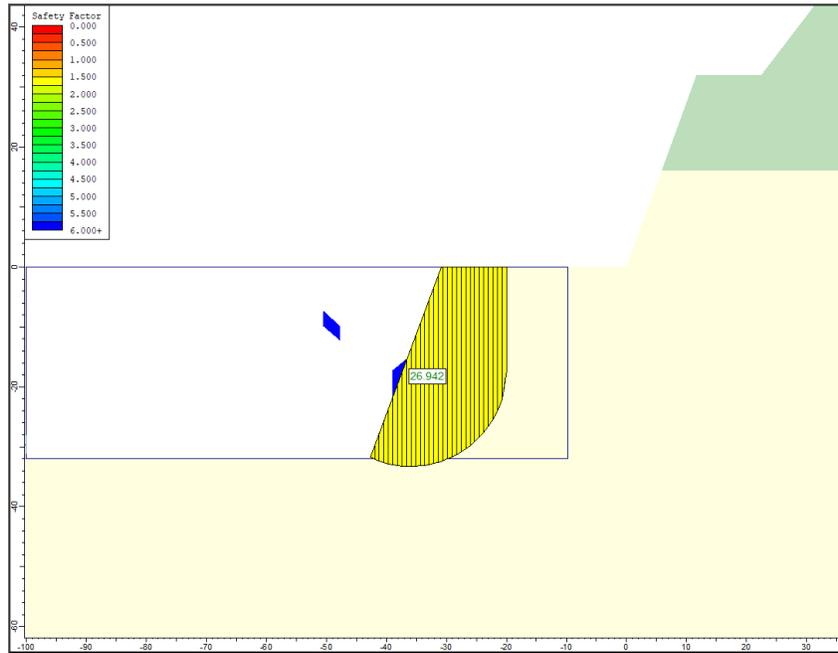


Ilustración 3.22: Modelo inicial previo a la tronadura (Andesita), (creación propia).

Roca	UCS(Mpa)	Mi	D	GSI
Andesita	150	25	0	75

Tabla 3.9: Parámetros de criterio de Hoek-Brown para roca Andesita intacto.

- Dacita Intacto.

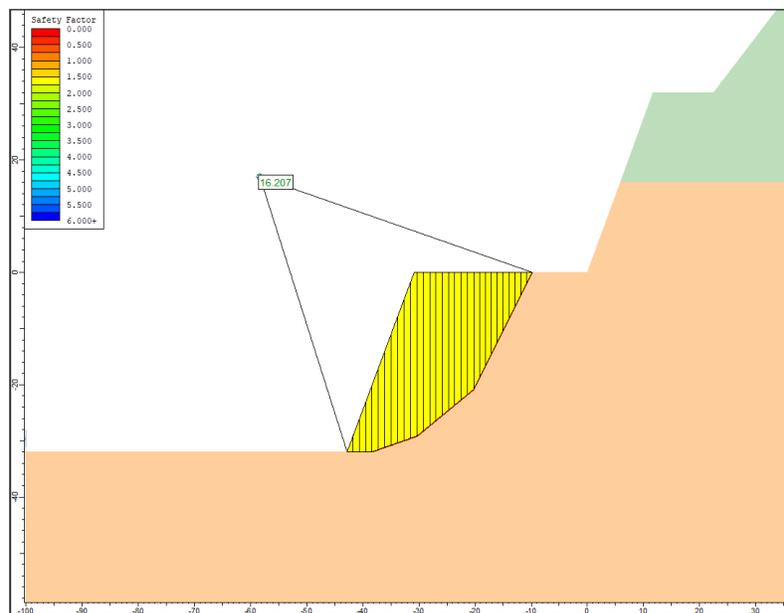


Ilustración 3.23: Modelo inicial previo a la tronadura (Dacita), (creación propia).

Roca	UCS(Mpa)	Mi	D	GSI
Dacita	80	25	0	75

Tabla 3.10: Parámetros de criterio de Hoek-Brown para roca Dacita intacto

Como se puede apreciar en la Ilustración 3.21, Ilustración 3.22 e Ilustración 3.23, los modelos iniciales cumplen con gran holgura las condiciones de estabilidad para el corto plazo, esto se debe principalmente a que se está evaluando un talud de roca completamente sana, sin ninguna alteración más que un GSI de 75.

3.5.2 Simulaciones considerando la zona de influencia de la tronadura.

Realizado el análisis en roca intacta, se procede a analizar el momento de descompensación de esfuerzos T2. Como un primer acercamiento al análisis de la estabilidad de los taludes, se presentan las simulaciones de los distintos materiales considerando la zona de influencia de la tronadura, para efectos de estimación se realizaron 3 simulaciones para cada una de las funciones de decrecimiento de la resistencia (Lineal, Exponencial y Logarítmica), considerando toda el área de influencia como Zona 1, Zona 2 o Zona 3. Esto se debe a que el análisis de estabilidad aplicado por el software Slide se centraba en la zona 1 (de mayor disminución de resistencia). Con estas simulaciones (Ilustración 3.25) se pretende comparar e identificar zona a zona la variación del factor de seguridad obtenido por medio de la metodología propuesta con respecto al criterio de Hoek-Brown que considerando el factor D.

Para visualizar como decrece la estabilidad del talud por medio de su factor de seguridad en cada una de las zonas de disminución de la resistencia, se realizó una simulación para cada una de estas, abarcando la totalidad de la zona influenciada por la tronadura.

Esta metodología se aplica de igual manera para los datos obtenidos por el método de Hoek-Brown clásico.

Esto se explica de manera gráfica a continuación:

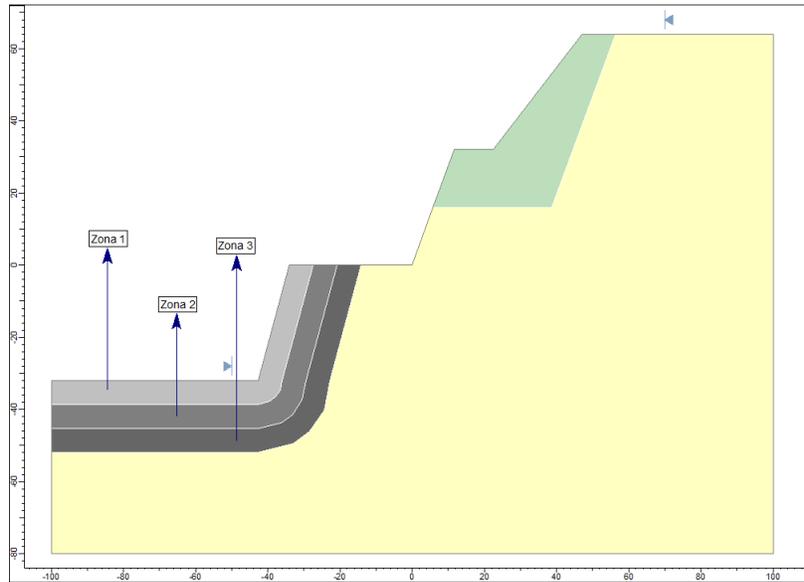


Ilustración 3.24: Modelo teórico de simulación de zonas de influencia de la tronadura, (creación propia).

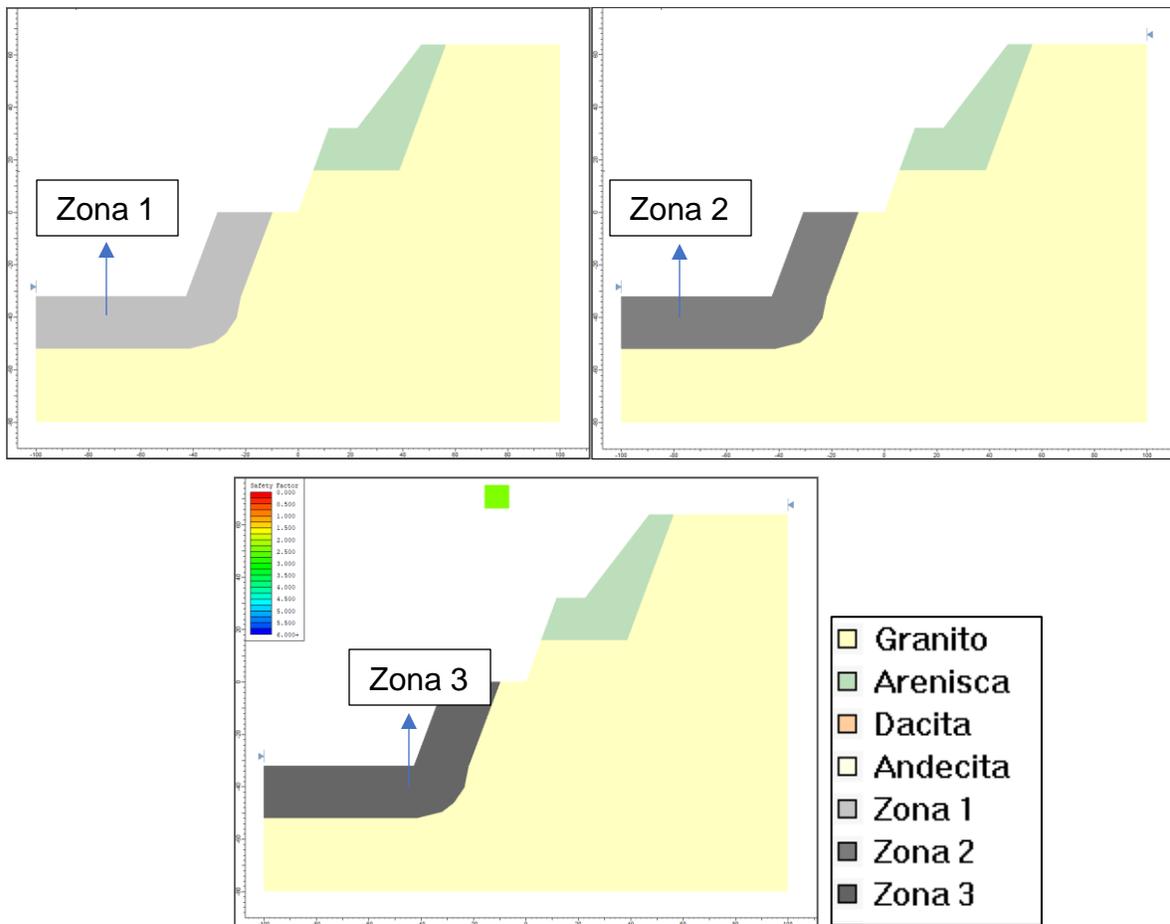


Ilustración 3.25: Aplicación de la zona de influencia en las simulaciones, (creación propia).

Finalmente, se realizaron las distintas simulaciones para cada uno de los materiales (Granito, Dacita y Andesita).

3.5.3 Simulación de roca granito.

- Función Exponencial.

1. Zona 1

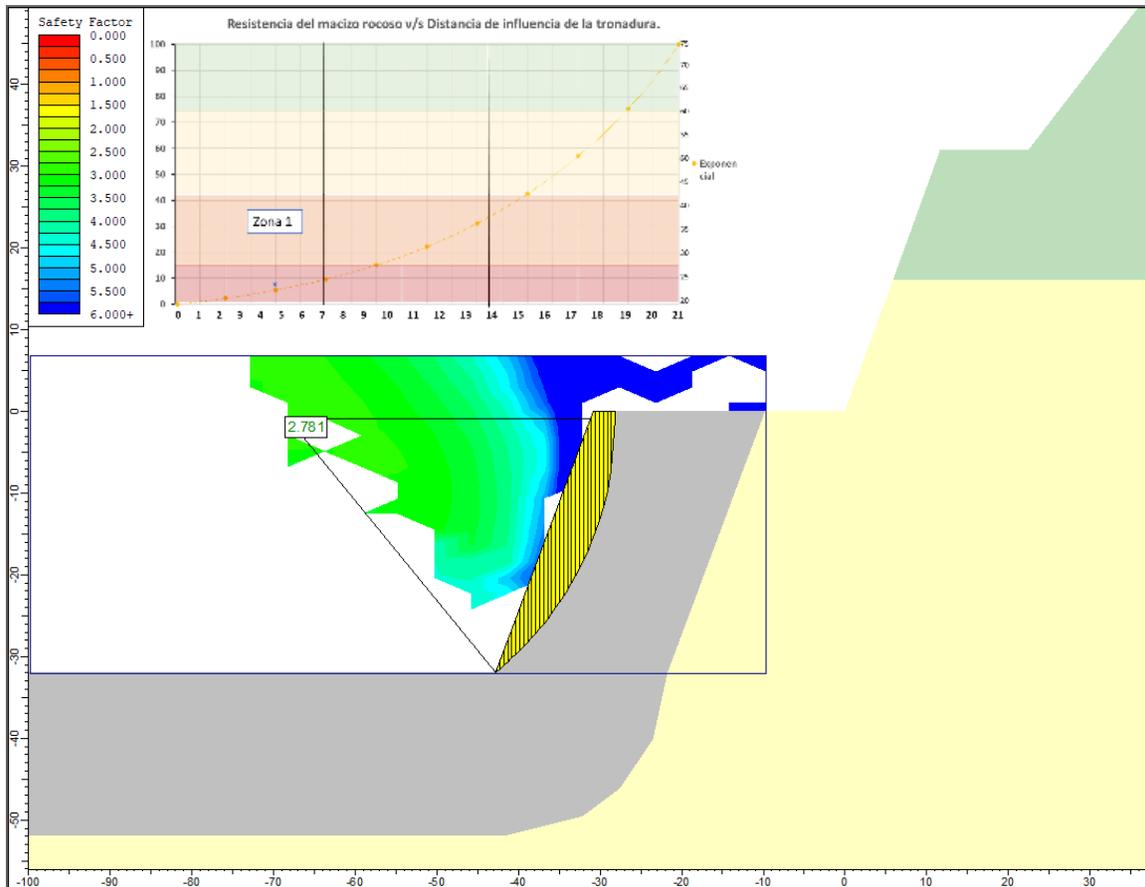


Ilustración 3.26: Simulación en software Slide-Granito-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

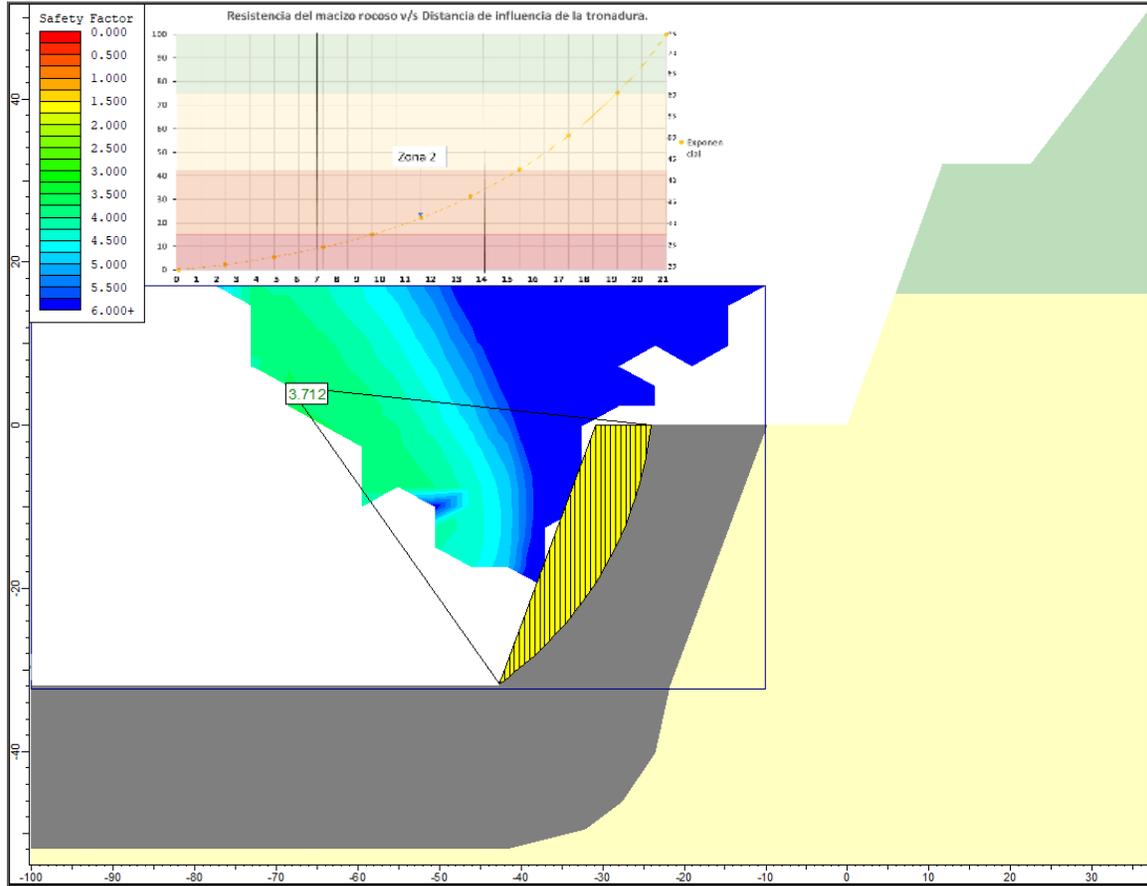


Ilustración 3.27: Simulación en software Slide-Granito-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

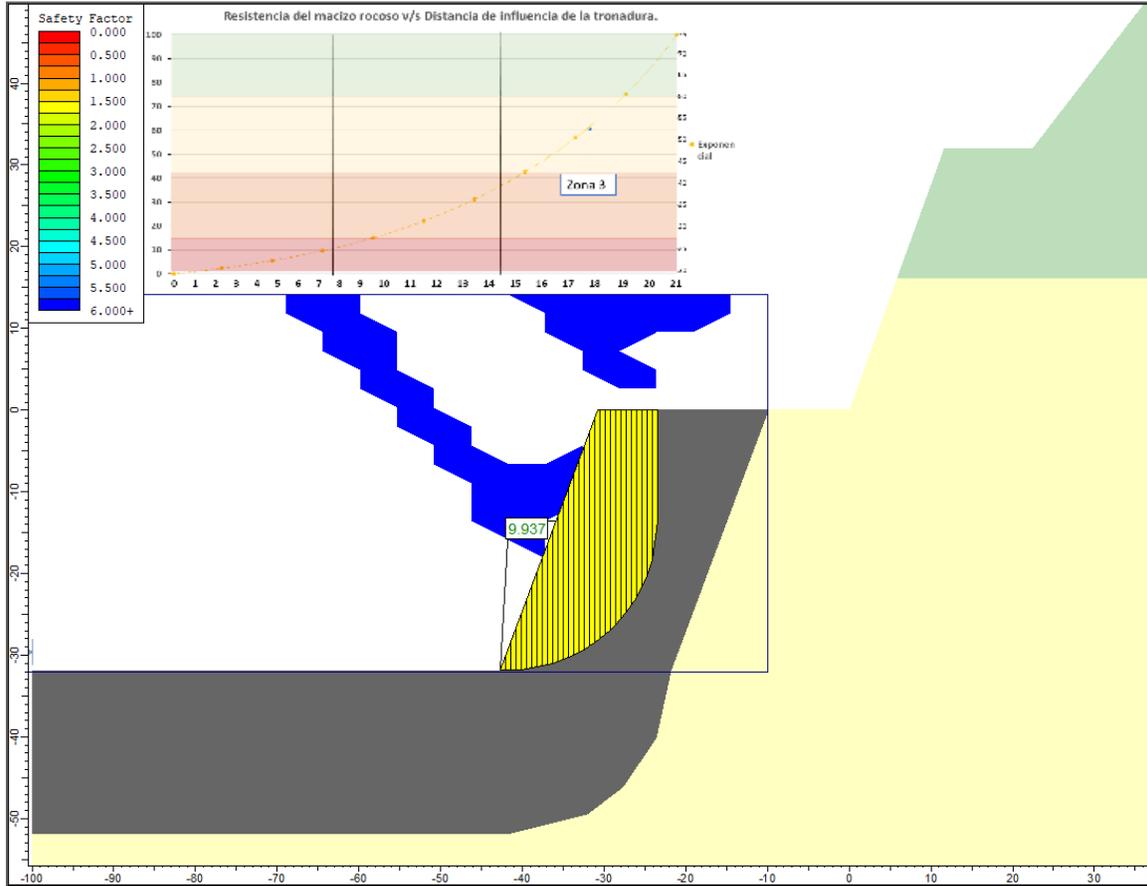


Ilustración 3.28: Simulación en software Slide-Granito-Zona 3, (creación propia).

- Función Lineal.
 1. Zona 1

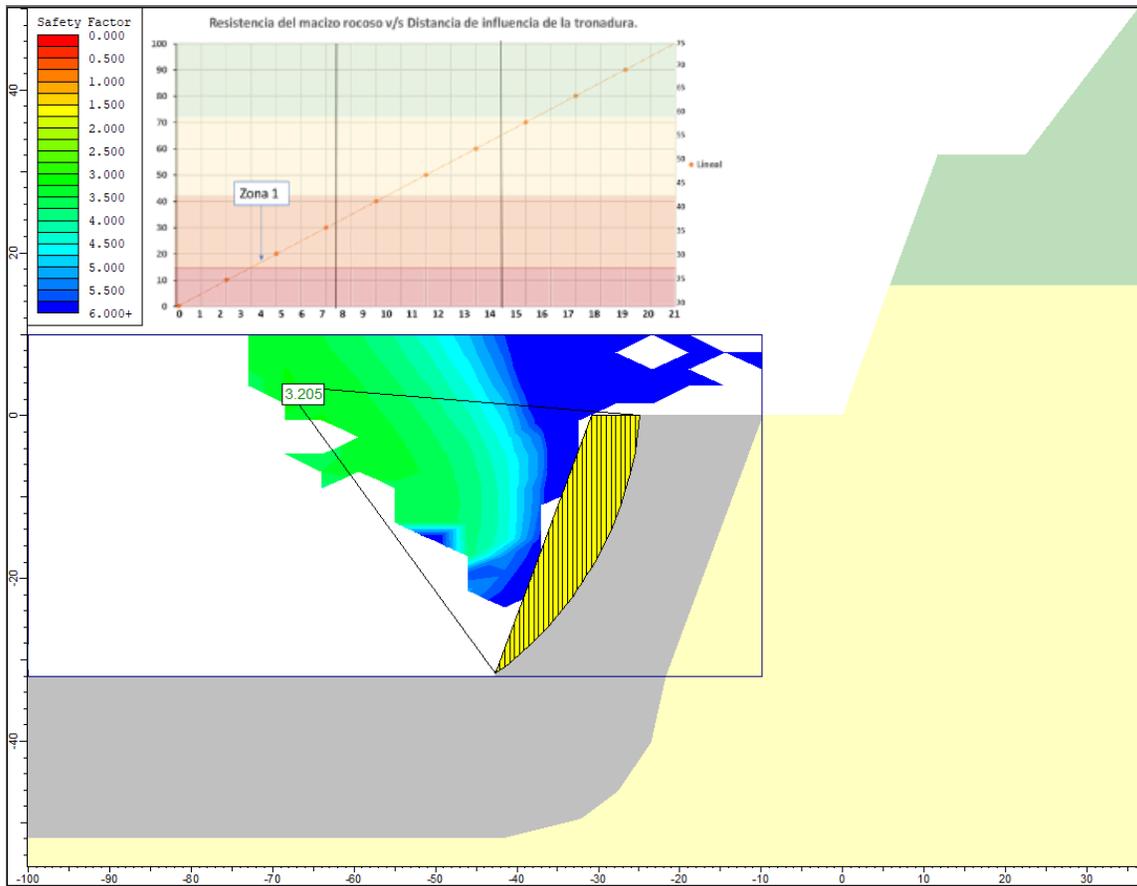


Ilustración 3.29: Simulación en software Slide-Granito-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

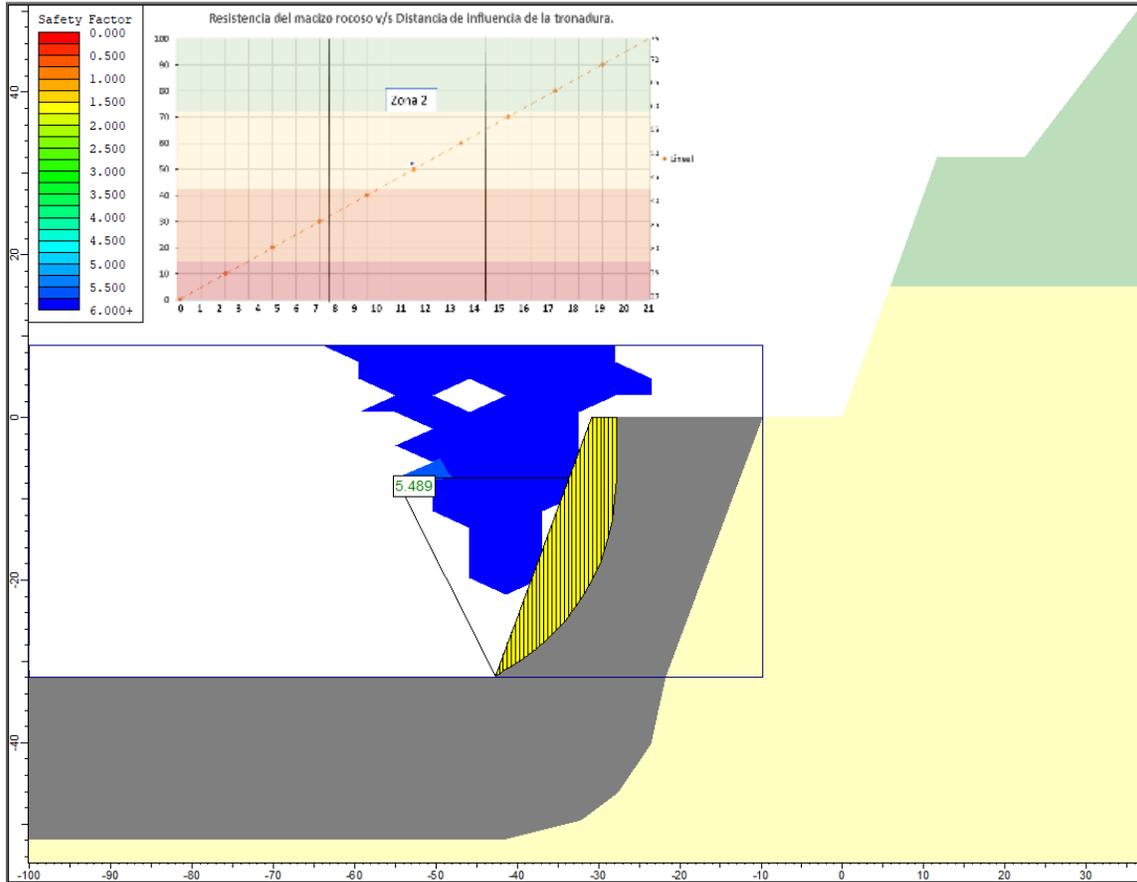


Ilustración 3.30: Simulación en software Slide-Granito-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

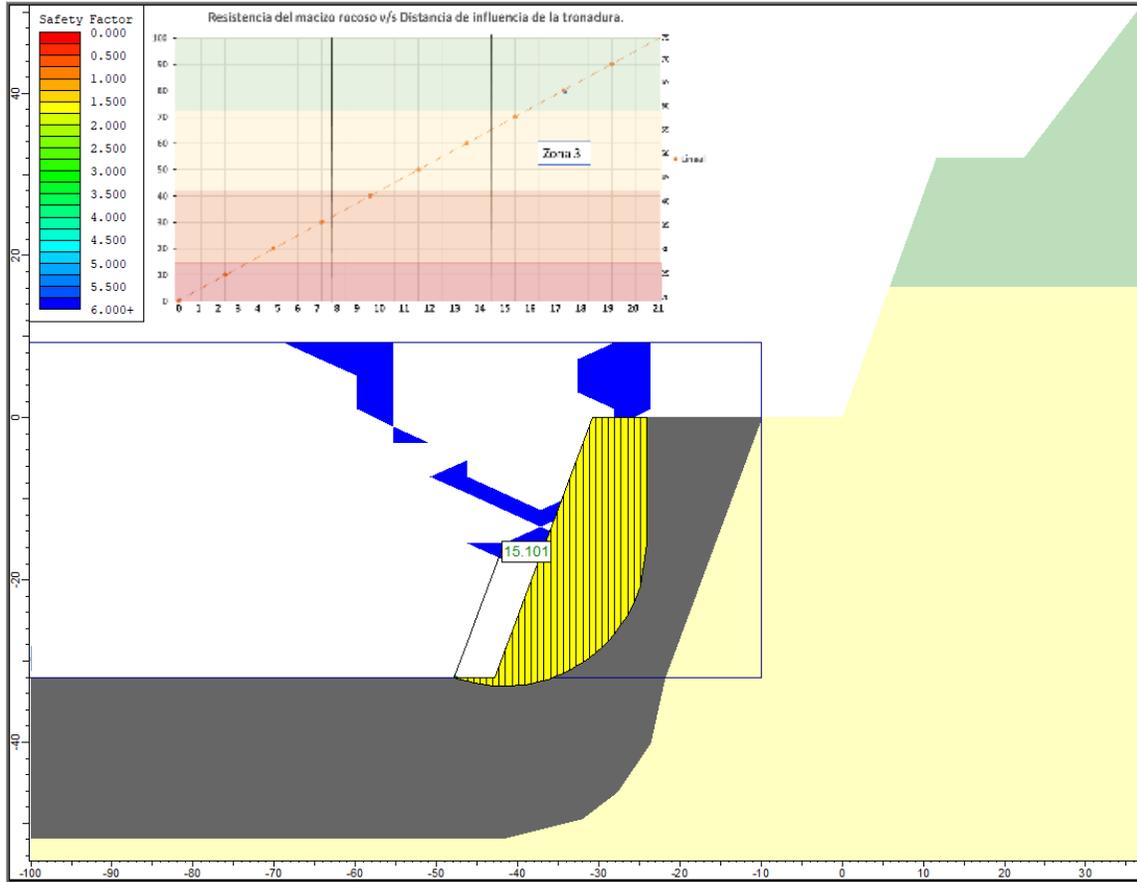


Ilustración 3.31: Simulación en software Slide-Granito-Zona 3, (creación propia).

Para facilitar la lectura de los resultados obtenidos en las simulaciones, en la Tabla 3.11 y Tabla 3.12 se presentan cuadros resumen con los resultados obtenidos a partir del método de Spencer y Bishop respectivamente.

Resultados simulaciones – Método Spencer				
Granito				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta
Exponencial	2,781	3,712	9,937	21,639
Lineal	3,205	5,489	15,101	21,639
Logaritmo	4,254	12,036	17,177	21,639
Dacita				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta

Exponencial	2,282	3,075	8,286	16,207
Lineal	2,651	4,551	12,676	16,207
Logaritmo	3,551	10,021	14,261	16,207
Andesita				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta
Exponencial	2,656	3,643	10,755	26,942
Lineal	3,485	6,678	19,782	26,942
Logaritmo	4,959	16,122	26,529	26,942

Tabla 3.11: Resumen resultados por medio del método de Spencer.

Resultados simulaciones – Método Bishop				
Granito				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta
Exponencial	2,783	3,681	9,177	21,639
Lineal	2,783	5,312	12,996	21,639
Logaritmo	4,202	10,264	16,968	21,639
Dacita				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta
Exponencial	2,411	3,042	7,607	16,207
Lineal	2,525	4,394	10,795	16,207
Logaritmo	3,474	8,509	13,71	16,207
Andesita				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta
Exponencial	2,622	6,361	9,946	26,942
Lineal	3,427	4,786	17,673	26,942
Logaritmo	4,786	13,732	25,913	26,942

Tabla 3.12: Resumen resultados por medio del método de Bishop

Para tener un estándar de comparación, se realizaron simulaciones con el método clásico del criterio de rotura de Hoek-Brown el cual considera el parámetro “D”. Como explica en el artículo (Styles, 2015), es una práctica no recomendada utilizar este parámetro de alteración del macizo rocoso para describir todo el macizo, se recomienda utilizar capas y evaluar el parámetro “D” según la distancia a la que fue realizada la tronadura, a continuación, se detalla a simulaciones realizadas.

Granito			Dacita			Andesita		
D	FS	% decrecimiento	D	FS	% decrecimiento	D	FS	% decrecimiento
0	21,639	100%	0	16,207	100%	0	26,942	100%
0.3	16,995	78%	0.3	14,101	78%	0.3	23,809	76%
0.7	14,153	48%	0.7	11,728	48%	0.7	19,492	44%
1	12,028	26%	1	9,948	26%	1	16,388	21%

Tabla 3.13: Resultados obtenidos por medio del método clásico del criterio de rotura de Hoek-Brown.

3.5.4 Comparación de resultados obtenidos por método de Spencer y método de Bishop.

3.5.4.1 Resultados material granito.

En la Tabla 3.14, se pueden visualizar de manera resumida los resultados obtenidos a partir de las simulaciones.

Granito				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta
Exponencial	2,781	3,712	9,937	21,639
Lineal	3,205	5,489	15,101	21,639
Logaritmo	4,254	12,036	17,177	21,639

Tabla 3.14: Resumen de resultados de factor de seguridad para la roca granito.

Para analizar los resultados obtenidos en la simulación, se grafica el decrecimiento de los factores de seguridad en relación con el porcentaje de pérdida de la resistencia del material estimado en las respectivas zonas de influencia. De izquierda a derecha se grafican los valores de factor de seguridad, desde la roca intacta hasta la zona más influenciada por la tronadura.

A continuación, se visualiza la relación entre el factor de seguridad y el reduction ratio para el material granito.

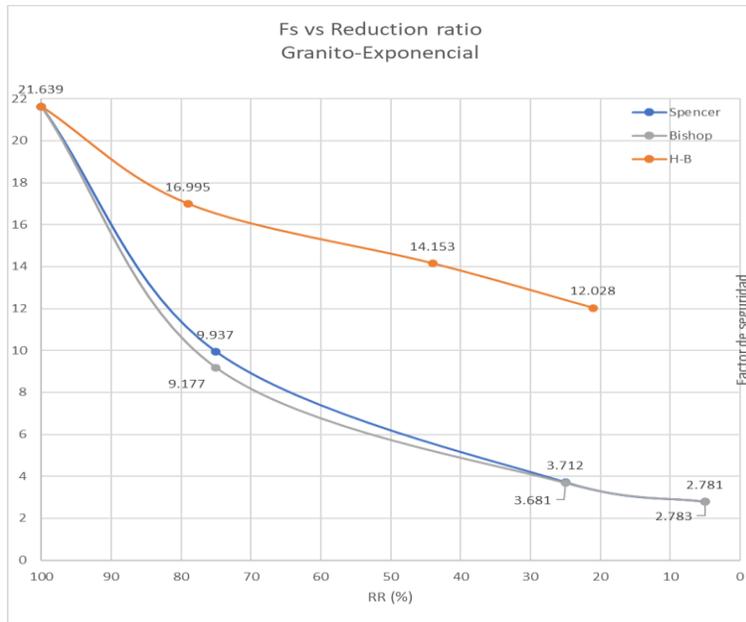


Ilustración 3.32: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Exponencial-Granito

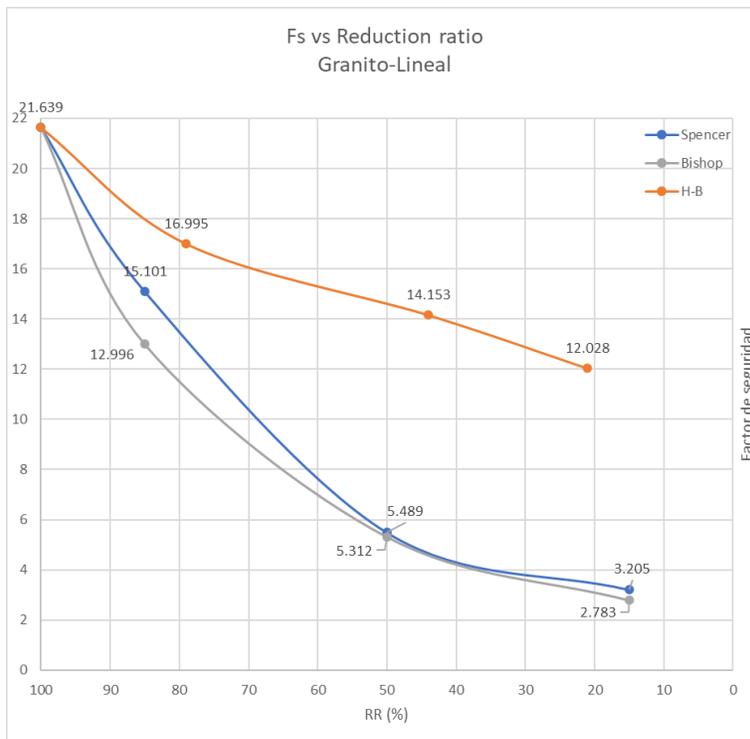


Ilustración 3.33: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Lineal-Granito.

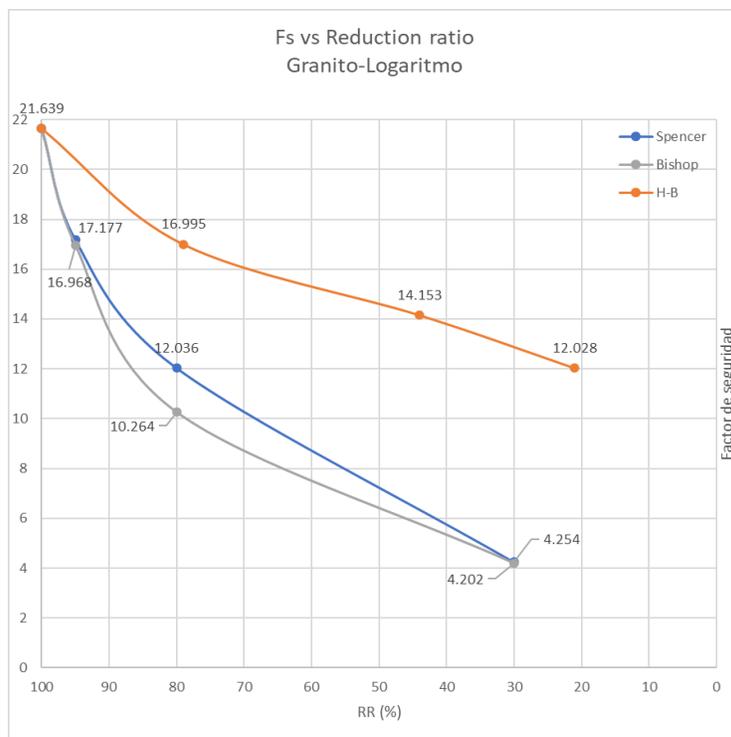


Ilustración 3.34: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Logaritmo-Granito.

3.5.4.2 Resultados material Dacita.

De igual modo que en el caso de la roca granito, a continuación, se presentan los resultados obtenidos de las simulaciones de talud compuesto por roca dacita.

Dacita				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta
Exponencial	2,282	3,075	8,286	16,207
Lineal	2,651	4,551	12,676	16,207
Logaritmo	3,551	10,021	14,261	16,207

Tabla 3.15: Resumen de resultados de factor de seguridad para roca Dacita.

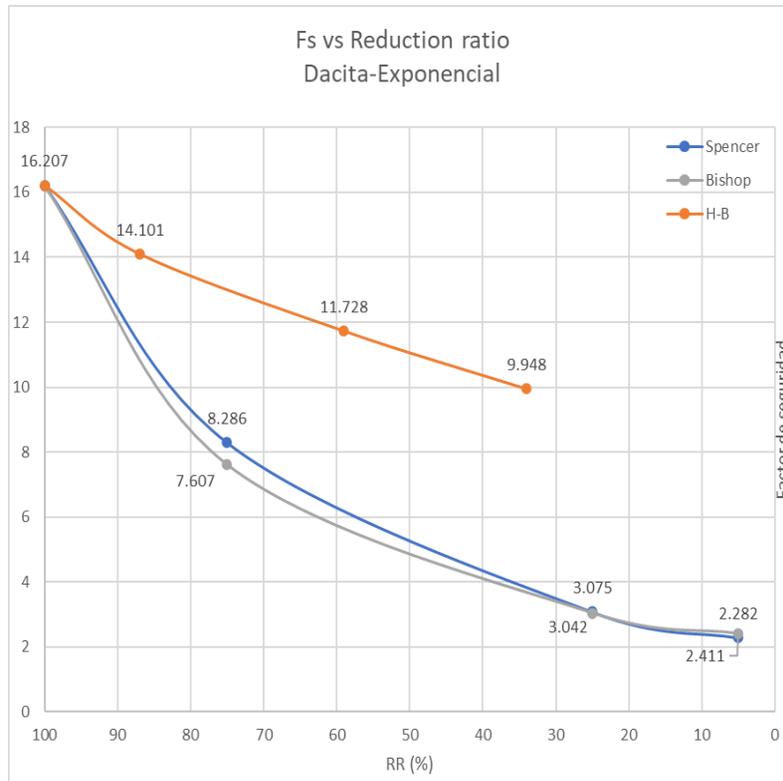


Ilustración 3.35: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Exponencial-Dacita

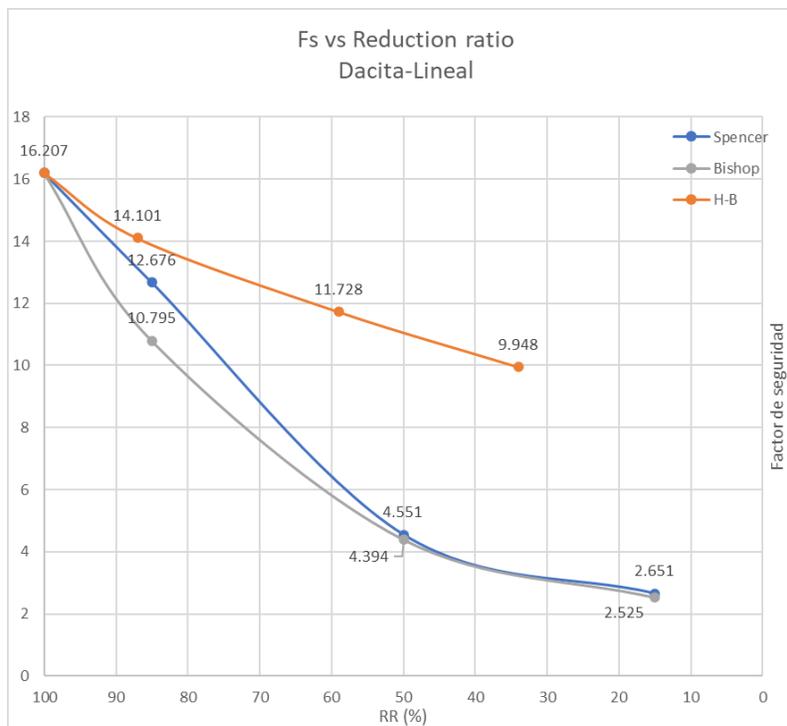


Ilustración 3.36: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Lineal-Dacita.

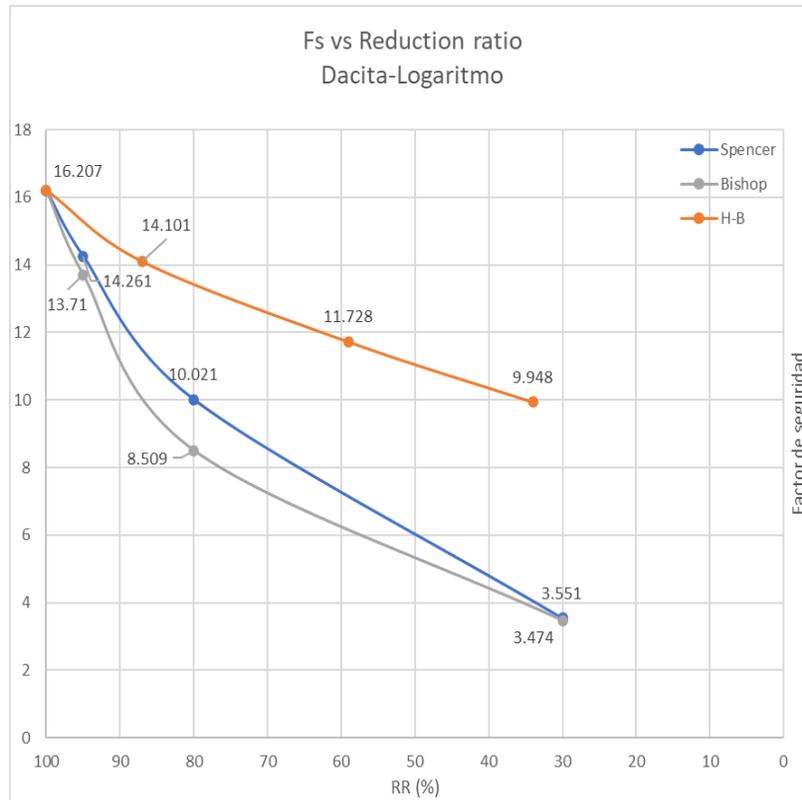


Ilustración 3.37: Factor de seguridad vs reduction ratio-función logaritmo-Dacita.

3.5.4.3 Resultados material Andesita.

Para finalizar, se presentan los resultados obtenidos a partir de las simulaciones de talud compuesto por roca Andesita.

Andesita				
Función	Z1	Z2	Z3	Roca Intacta
Exponencial	2,656	3,643	10,755	26,942
Lineal	3,485	6,678	19,782	26,942
Logaritmo	4,959	16,122	26,529	26,942

Tabla 3.18: Resumen de resultados de factor de seguridad para roca Andesita.

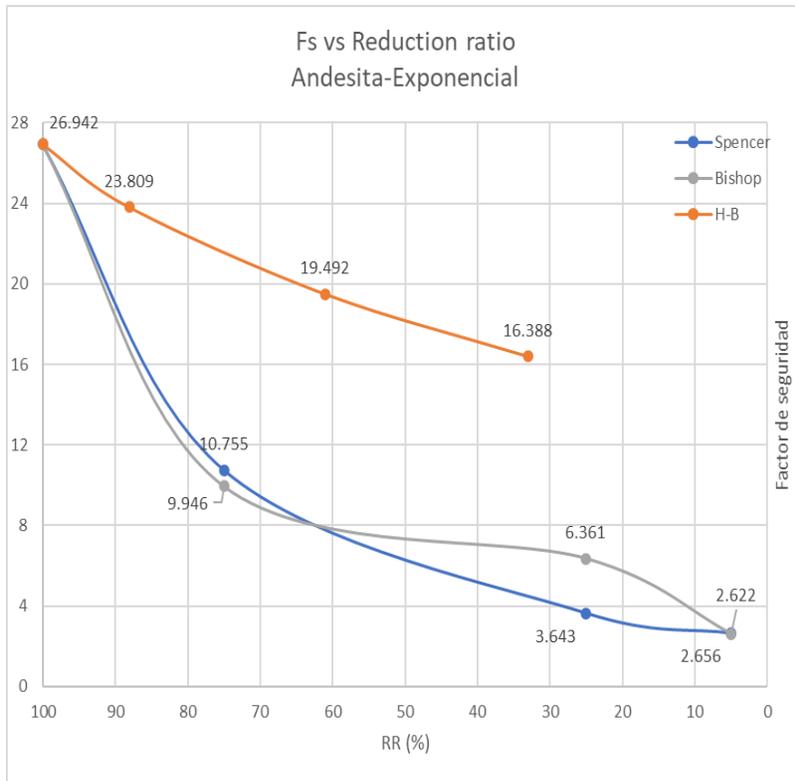


Ilustración 3.38: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Exponencial-Andesita.

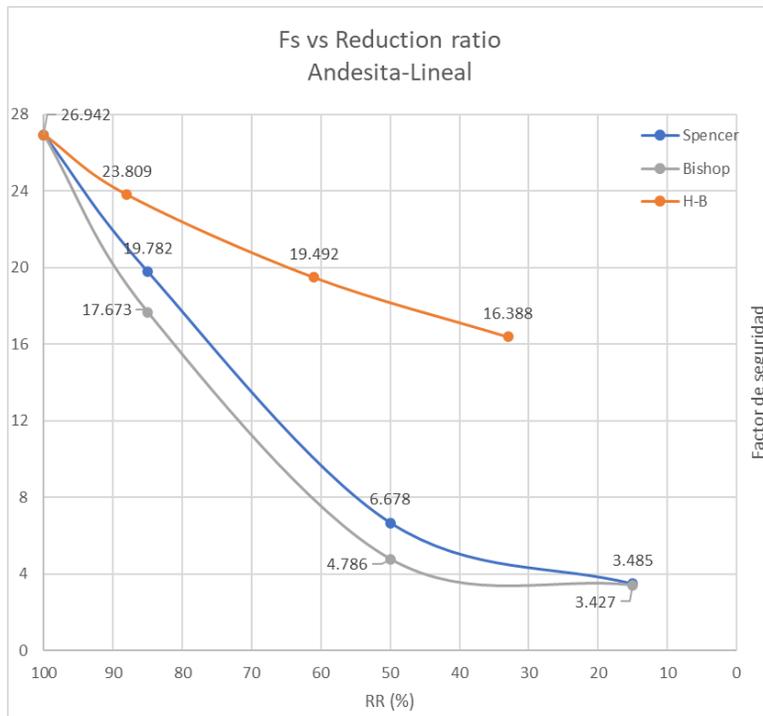


Ilustración 3.39: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Lineal-Andesita.

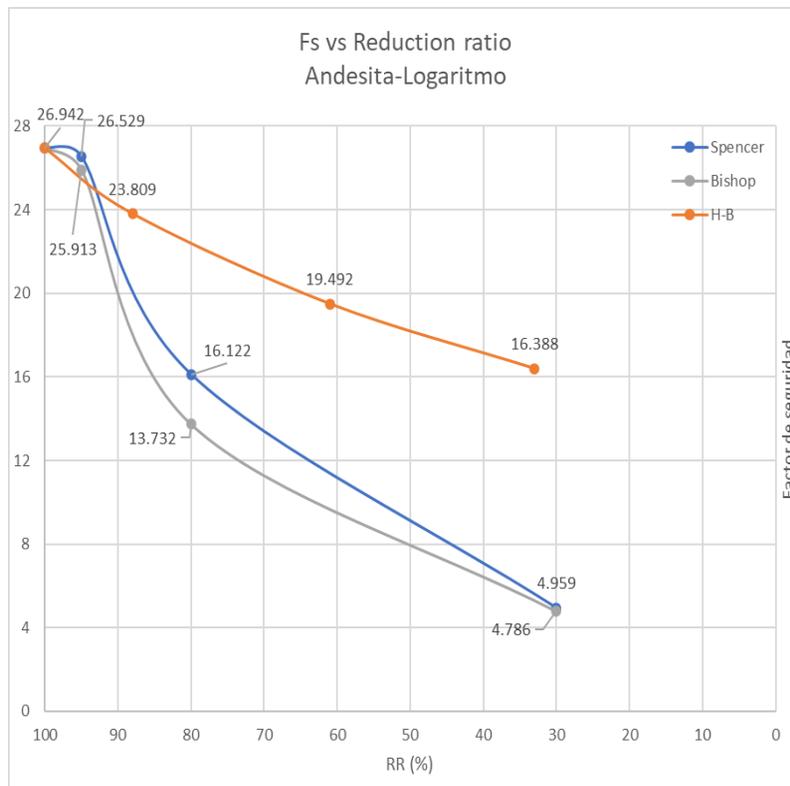


Ilustración 3.40: Factor de seguridad vs reduction ratio-función Logaritmo-Andesita.

Se puede identificar una tendencia lineal en la disminución del FS del método de H-B, esto se debe principalmente a que el factor D funciona principalmente como un ponderador de la resistencia del macizo rocoso.

3.5.5 Consideraciones de análisis:

Al comparar las curvas obtenidas por las propuestas simuladas con el método de Spencer y Bishop, no se observa una diferencia considerable entre los resultados obtenidos, ambos métodos convergen a resultados muy similares a la hora de evaluar la zona 1 la cual es la más deteriorada debido a su proximidad a la tronadura.

Para realizar el análisis se considerarán los datos obtenidos a través del método de Spencer, debido a su confiabilidad y precisión (Suarez, 2009).

3.6 Simulación de modelos con disminución de la resistencia por capas.

En los resultados mostrados anteriormente, se identifica cómo se ven afectadas una a una las capas al comparar las distintas propuestas con el modelo clásico de Hoek-

Brown, si bien, esto es una buena aproximación para ver como varían los factores de seguridad, estos modelos no son fieles a la realidad, a continuación, se presenta el modelo de disminución de la resistencia por capas, los cuales intentan replicar de una mejor manera el comportamiento de la tronadura.

Los modelos presentados en la Ilustración 3.41, Ilustración 3.42 e Ilustración 3.43, fueron modelados por medio del criterio de Hoek-Brown considerando un factor D de 0 para la roca intacta, 0,3 para la zona levemente afectada, 0,7 para la zona medianamente afectada y un parámetro D de 1 para la zona más cercana a la tronadura.

- Roca Granito

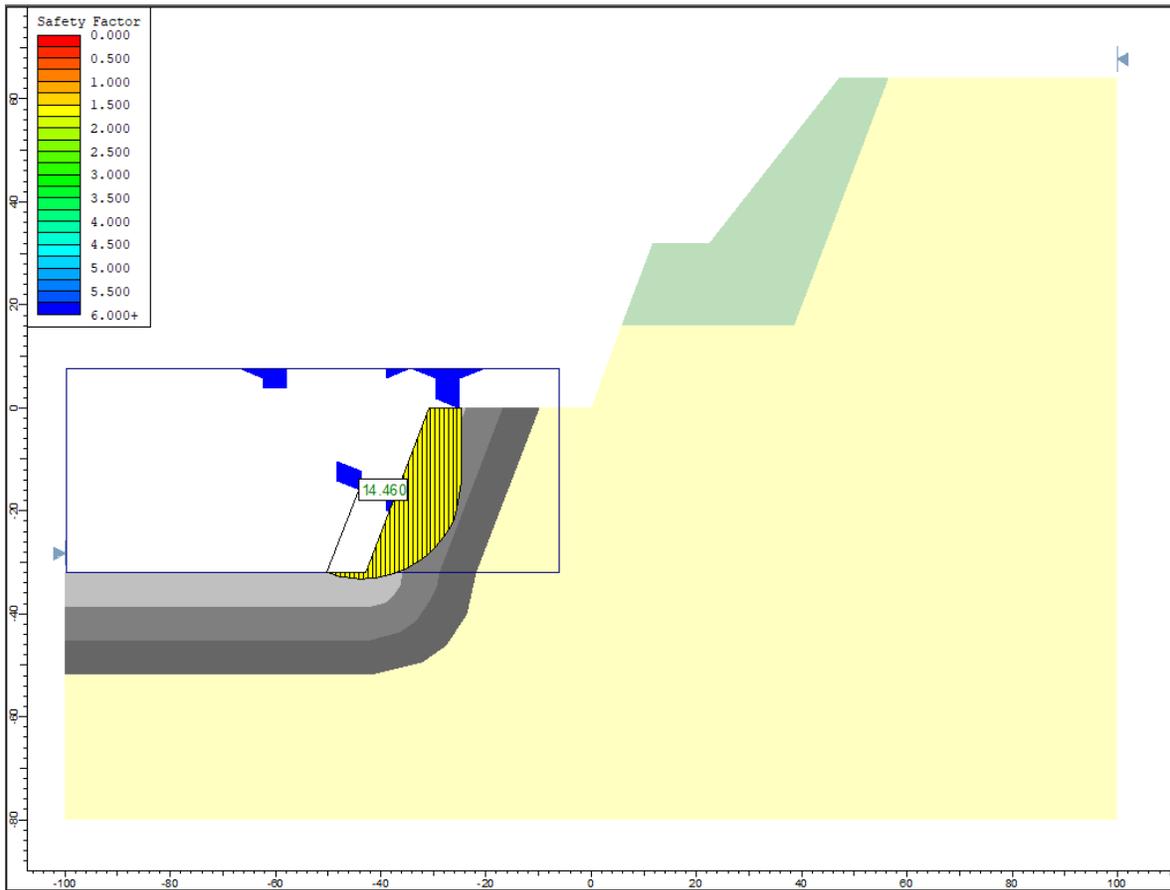


Ilustración 3.41: Simulación de la roca granito por medio del criterio de H-B, considerando el factor D para cada una de las capas.

- Roca Dacita

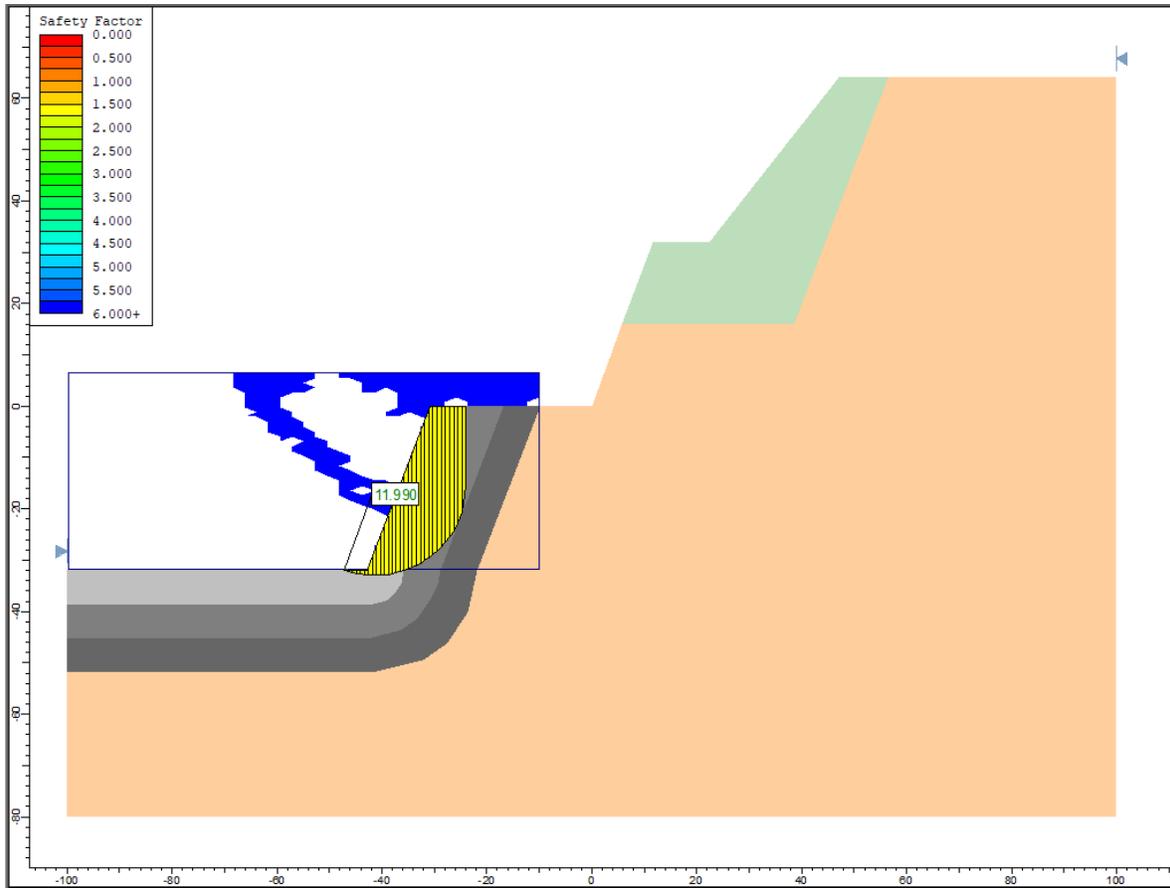


Ilustración 3.42: Simulación de la roca dacita por medio del criterio de H-B, considerando el factor D para cada una de las capas.

- Roca Andesita

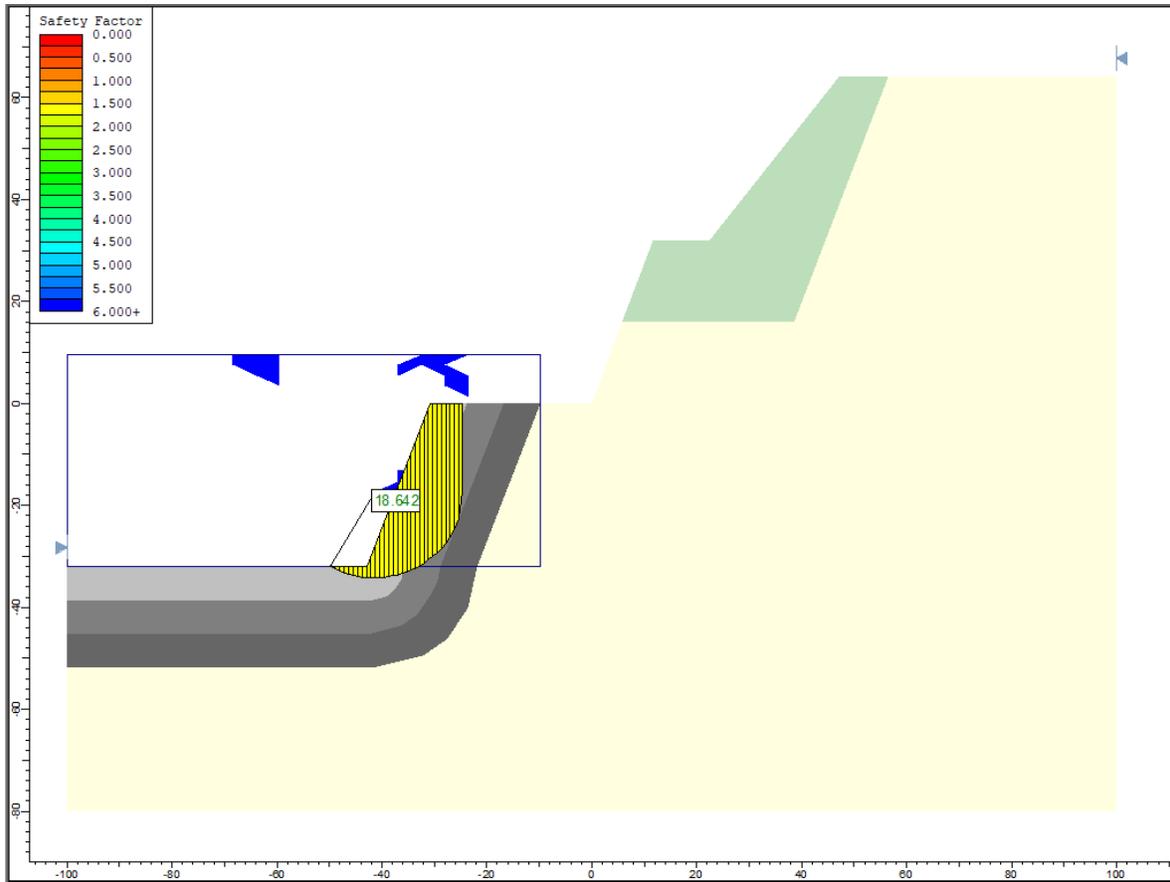


Ilustración 3.43: Simulación de la roca andesita por medio del criterio de H-B, considerando el factor D para cada una de las capas

Los resultados obtenidos por las simulaciones considerando las funciones propuestas se presentan en la Tabla 3..

Resultados simulaciones – Método de Spencer – Área de influencia por capas.	
Granito	
Función	Factor de Seguridad
Exponencial	2,697
Lineal	3,114
Logaritmo	4,843

Andesita	
Función	Factor de Seguridad
Exponencial	2,991
Lineal	3,606
Logaritmo	5,564
Dacita	
Función	Factor de Seguridad
Exponencial	2,282
Lineal	2,664
Logaritmo	3,774

Tabla 3.14: Resultados simulaciones utilizando las funciones de decrecimiento de la resistencia por capas.

Al igual que los resultados presentados con anterioridad, se requiere un estándar de comparación para analizar la variabilidad en los factores de seguridad de los modelos propuestos, para esto se realizaron simulaciones con el método clásico del criterio de rotura de Hoek-Brown (Tabla 3.16), los cuales se ven a continuación:

Resultados simulaciones – Método de Spencer – Área de influencia por capas (H-B).	
Material	Factor de seguridad
Granito	11,99
Andesita	14,46
Dacita	18,642

Tabla 3.16: Resultados simulaciones utilizando el criterio de Hoek-Brown para el decrecimiento de la resistencia por capas

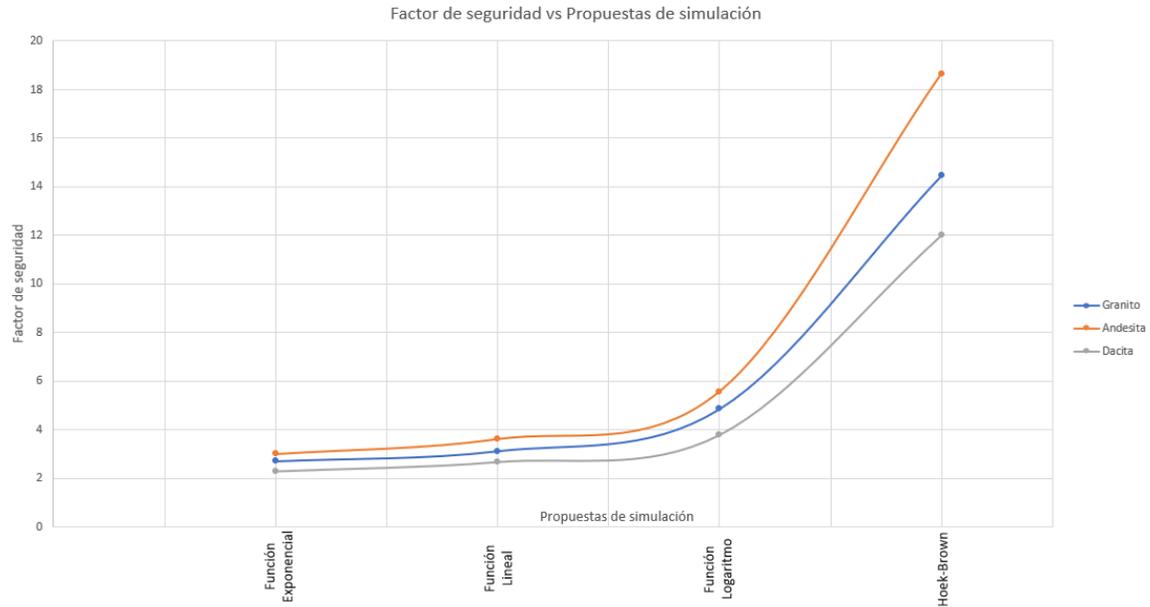


Ilustración 3.44: Comportamiento del factor de seguridad frente a las distintas propuestas de simulación aplicadas.

3.7 Comparación de resultados.

Al comparar los resultados obtenidos en el análisis individual para las distintas zonas entre las propuestas de esta investigación y el método clásico del criterio de Hoek Brown, se identifica una clara diferencia a la hora de ser evaluada la estabilidad, esto se presenta en la Tabla 3.17, el cual presenta el porcentaje de disminución del factor de seguridad en relación con la roca intacta.

Al analizar el factor de seguridad de la zona 1 para las distintas propuestas, estas no decaen más allá de un 80% para la mayoría de los casos, no obstante, el método clásico de Hoek-Brown decae hasta más allá del 50%, esto se traduce en una diferencia considerable en la estabilidad de los taludes.

Roca	Granito	Dacita	Andesita	Zona de influencia
Exponencial	87%	86%	90%	Zona 1
	83%	81%	86%	Zona 2
	54%	49%	60%	Zona 3
Lineal	85%	84%	87%	Zona 1
	75%	72%	75%	Zona 2
	30%	22%	27%	Zona 3

Logaritmo	80%	78%	82%	Zona 1
	44%	38%	40%	Zona 2
	21%	12%	2%	Zona 3
H-B	44%	39%	39%	D=0.3 (Zona 1)
	35%	28%	28%	D=0.7(Zona 2)
	21%	13%	12%	D=1 (Zona 3)
Roca Intacta	0%	0%	0%	D=0

Tabla 3.17: Porcentaje de disminución del factor de seguridad en relación con la roca intacta.

Por otra parte, los resultados obtenidos en la estimación de factor de seguridad para los modelos por capas indican la diferencia que hay entre cada uno de estos, donde tomando como ejemplo al material granito, el modelo de decrecimiento con función exponencial resulta ser el más conservador, disminuyendo hasta un 86% de la resistencia del material aproximadamente, con respecto al 73% de resistencia del material que muestra el método clásico de Hoek-Brown, si bien este fue el modelo más conservador, tanto el modelo de decrecimiento con función lineal y función exponencial están muy por debajo de la estimación de factor de seguridad por medio Hoek-Brown, estos disminuyeron un 84% y un 75% respectivamente. Esto se visualiza de mejor manera en la

Función Roca	Exponencial	Lineal	Logaritmo	H-B	Intacta
Granito	86%	84%	75%	27%	0%
Andesita	91%	89%	83%	42%	0%
Dacita	85%	83%	76%	24%	0%

Tabla 3.18, donde se ve el porcentaje de disminución del factor de seguridad para las distintas propuestas con respecto a la roca intacta.

Función	Exponencial	Lineal	Logaritmo	H-B	Intacta
----------------	--------------------	---------------	------------------	------------	----------------

Roca					
Granito	86%	84%	75%	27%	0%
Andesita	91%	89%	83%	42%	0%
Dacita	85%	83%	76%	24%	0%

Tabla 3.18: Porcentaje de disminución del factor de seguridad en relación a la roca intacta- Modelos por capas.

4. Capítulo IV: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

El objetivo principal de esta investigación era estudiar el comportamiento y la variabilidad de la estabilidad de taludes frente a tronaduras de operación cercanas, para concretar los objetivos se propuso una metodología por medio de simulaciones, en donde se plantea una alternativa al criterio de Hoek-Brown, estas alternativas consisten en la disminución de la resistencia de la roca en función a la cercanía que estas tienen con la tronadura, proponiéndose una disminución de la resistencia de manera exponencial, lineal y logaritmo. Estas propuestas a diferencia del criterio mencionado anteriormente tienen de manera implícita la disminución de la resistencia que sufren las rocas debido a las tronaduras.

Realizada la metodología propuesta en esta investigación se puede concluir que las funciones de decrecimiento de resistencia planteadas son una alternativa aplicable para describir el efecto que tiene la tronadura en los materiales del talud, obteniéndose resultados más conservadores que el criterio de Hoek-Brown a la hora de estimar la estabilidad por medio de métodos de equilibrio límite, al aplicar la disminución de resistencia para el material granito, por ejemplo, los resultados de factor de seguridad se redujeron hasta llegar a un 86% para la función exponencial, un 84% para la función lineal y un 75% para la función logaritmo (FS = 2,697 , 3,114, 4,843 respectivamente), en comparación a la roca intacta (FS =19,691) , por el contrario, el criterio de Hoek-Brown, estimó un FS de 14,46, esto se traduce en una disminución de sólo el 27% con respecto a la roca intacta.

De igual manera que con la roca granito, se realizaron análisis para un decrecimiento para los materiales dacita y andesita, en donde los resultados para las distintas funciones oscilaron entre un 83% y un 91% de disminución de FS, en comparación con un 58% estimado por medio del criterio de Hoek-Brown. Para la roca andesita se obtuvieron resultados de entre 85% y 76% con respecto a un 24% por medio del método de Hoek-Brown.

Dada la importancia que tiene la estabilidad y la seguridad en las obras mineras, es imprescindible aplicar técnicas que garanticen tanto los bienes materiales como la seguridad de los trabajadores, es por esto que se plantean nuevas alternativas que abarquen la mayor cantidad de variables que influyen en la estabilidad de los taludes. En base a esto se recomienda la utilización de nuevos criterios, como el expuesto en esta investigación, cuando no se tiene total certeza de que los métodos que se usan habitualmente no son suficientes para garantizar buenos resultados.

Finalmente, se recomienda utilizar otros métodos de estimación de estabilidad de taludes como lo son el Método de Elementos Finitos y el Método de Diferencias infinitas para comparar con los resultados obtenidos vía MEL. Además, utilizar modelos geológicos, en conjunto con modelos geotécnicos ayudaría en gran medida a incrementar la precisión en los resultados.

5. Bibliografía

- ASTM. (s.f.). *ASTM C99 Standard Test Method for Modulus of Rupture of Dimension Stone*.
- Bernaloa Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforacion y voladura de rocas en minería*. Madrid.
- C.K, M. (1992). *Manual de Tronadura*.
- Chapple, P. (2016). <http://www.nuevamineria.com/revista/mineria-subterranea-opcion-de-futuro/>. *Revista Nueva Minería y energía*.
- Das, B. M. (1999). *Fundamentos de ingeniería geotecnica*. Cengage Learning.
- De Mattesis, Á. F. (2003). *Geología y geotecnia, Estabilidad de Taludes*. Rosario.
- Decreto 132 (modificado)*. (2002). Obtenido de <https://www.leychile.cl/Navegar?idNorma=221064>
- Del Solar Vivanco, T. A. (2015). ESTUDIO DE CONTROL DE TALUD EN FASE 4 DE DIVISIÓN ANDINA.
- EFE SERVICIOS*. (s.f.). Obtenido de <https://www.efe.com/efe/andalucia/12>
- España, I. t. (1994). MECANISMOS DE ROTURA DE LA ROCA. En *Manual de perforacion y voladuras de rocas* (págs. 219-215). Madrid.
- EXSA. (2019). *MANUAL PRACTICO DE VOLADURA*.
- Goemans, R. y. (1977).

- Hagan. (1977). *Overbreak control Blasting Techniques en Australian Mineral*.
- Hoek, E. M. (1998). *Applicability of the Geological Strength Index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses*.
- Hustrulid. (1999). *Blasting principles for open pit mining: general design concepts*. Balkema.
- Hustrulid, W. (1999). *Blasting principles for open pit minning; General desing concepts; theoretical foundations*. Taylor & Francis, Inc.
- Karzulovic, A., & Hoek, E. (2000). *Rock mass properties for surface mines*. Littleton, Colorado: r WA Hustralid, MK McCarter y.
- Lownds. (1986).
- Lucian C., W. E. (2013). The Usefulness of Rock Quality Designation (RQD) in Determining Strength of the Rock. *International Refereed Journal of Engineering and Science (IRJES)*, 36-40. Obtenido de <https://www.sgs.cl/es-es/mining/metallurgy-and-process-design/unit-operations-and-metallurgical-services/comminution-and-beneficiation/rock-quality-designation-rqd>
- Maguiña Aliaga, J. R. (2014). *PAPPER MECANICA DE ROCAS*. Cajamarca.
- Minería, S. N. (s.f.). *Sernagiomin*. Obtenido de <http://www.ipgp.fr/~dechabal/Geol-millon.pdf>
- Osinermin. (2017). *GUÍA DE CRITERIOS GEOMECÁNICOS PARA MINERÍA SUBTERRANEA*. Lima: Osinermin.
- Ramirez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecanica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de taludes*.
- Rodríguez Donoso, S. (2020). *ANÁLISIS DE LOS FACTORES CONTRIBUYENTES EN LA PÉRDIDA DEL ANCHO DE BERMA EN LA FASE F10N DE LOSPELAMBRES*. SANTIAGO DE CHILE.

- Sánchez Bravo, I. L. (2018). *ESTUDIO DE VIBRACIONES INDUCIDAS POR TRONADURA EN MINERA SPENCE*. Santiago.
- Sernageomin. (2019). Artículo 237. En S. N. Minería, *NORMATIVA DE SEGURIDAD MINERA* (pág. 74).
- Servicio Nacional de Geología y Minería. (2004). *Servicio Nacional de Geología y Minería*. Obtenido de sernageomin: <https://www.sernageomin.cl/>
- Styles, T. (2015). Application of Blast Damage when Modelling Open Pit Slopes. *Mine to Market Conference*. Cambridge.
- Suarez, J. (2009). Cap. 4: Analisis de estabilidad. En J. Suarez, *Deslizamientos. Tomo I: Análisis Geotécnico* (págs. 127-172). Universidad Industrial de Santander UIS.
- Valiente Sanz, R., Sobrecases Martí, S., & Díaz Orrego, A. (2016). Estabilidad de Taludes: Conceptos. *Civilizate*, 50-54.
- VIVANCO, T. A. (2014). *ESTUDIO DE CONTROL DE TALUD EN FASE 4 DE DIVISIÓN ANDINA*. Santiago de Chile.
- Wyllie, D. C. (1981). Blasting. En *ROCK SLOPE ENGINEERING CIVIL & MINING*.

6. ANEXOS

Simulación de roca granito.

- Función Logaritmo.

1. Zona 1

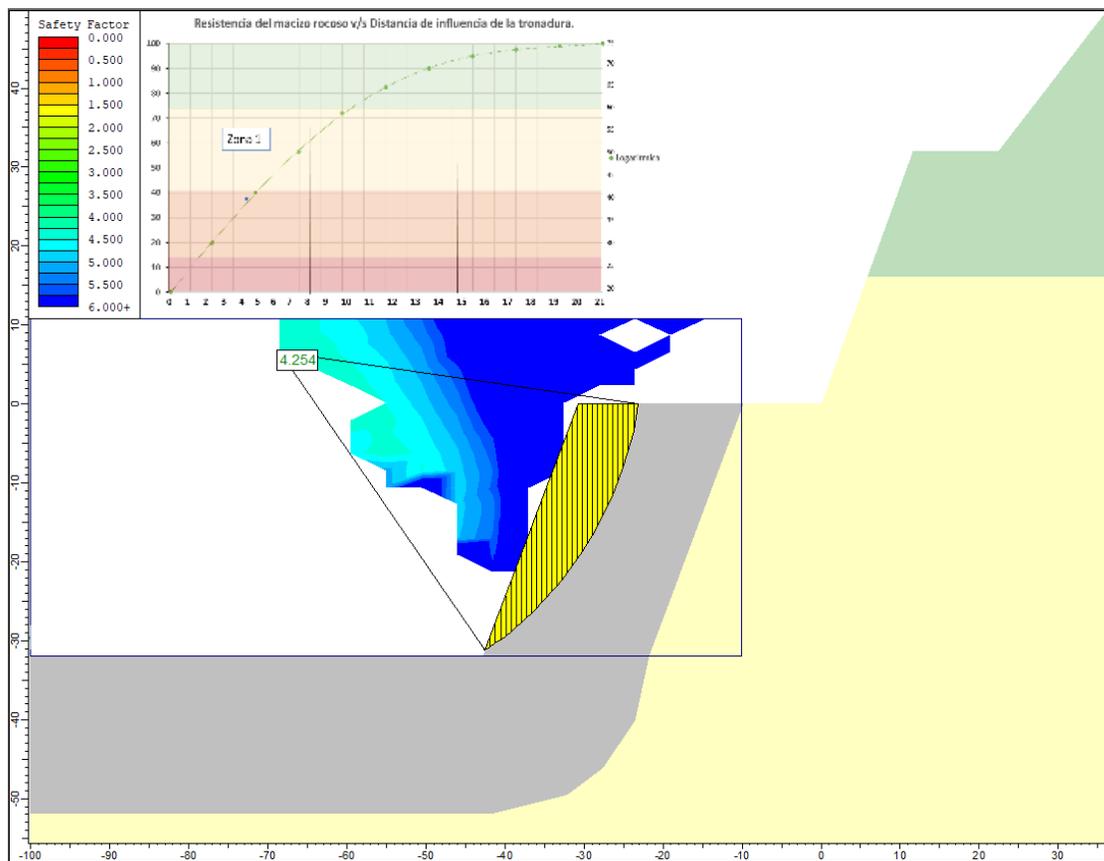


Ilustración 6.1: Simulación en software Slide-Granito-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

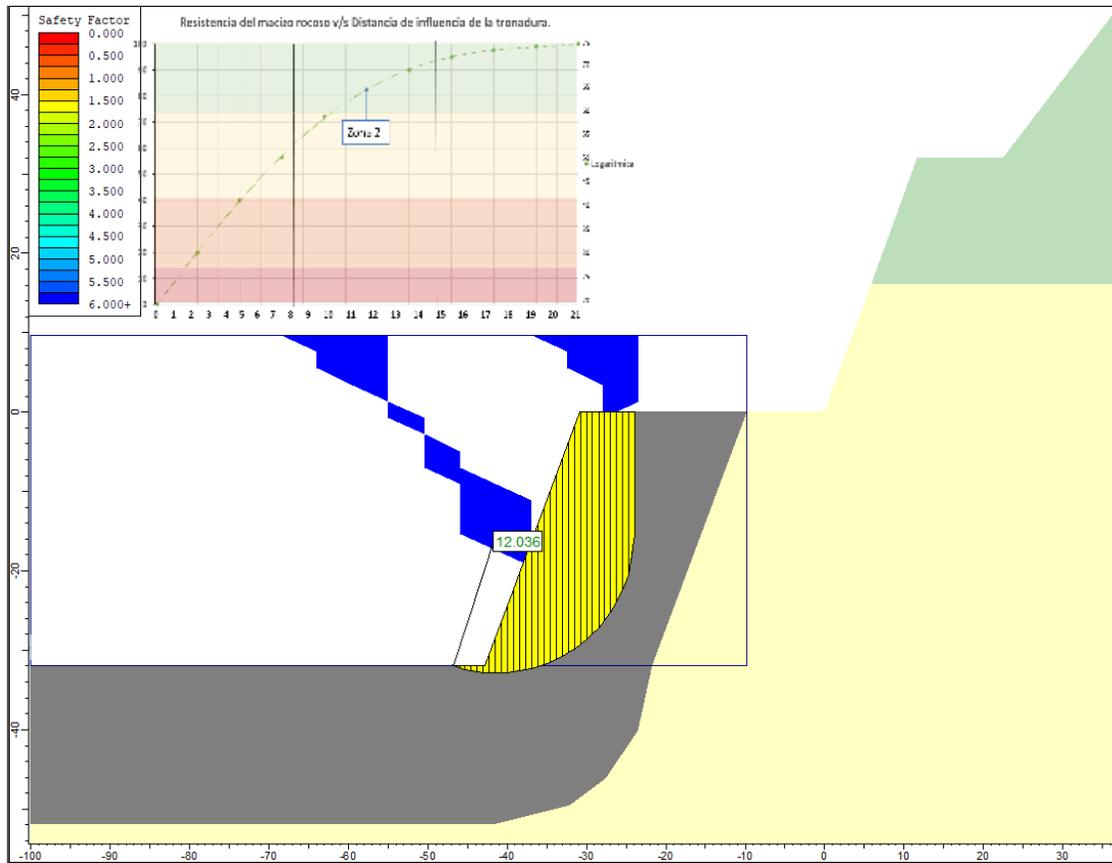


Ilustración 6.2: Simulación en software Slide-Granito-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

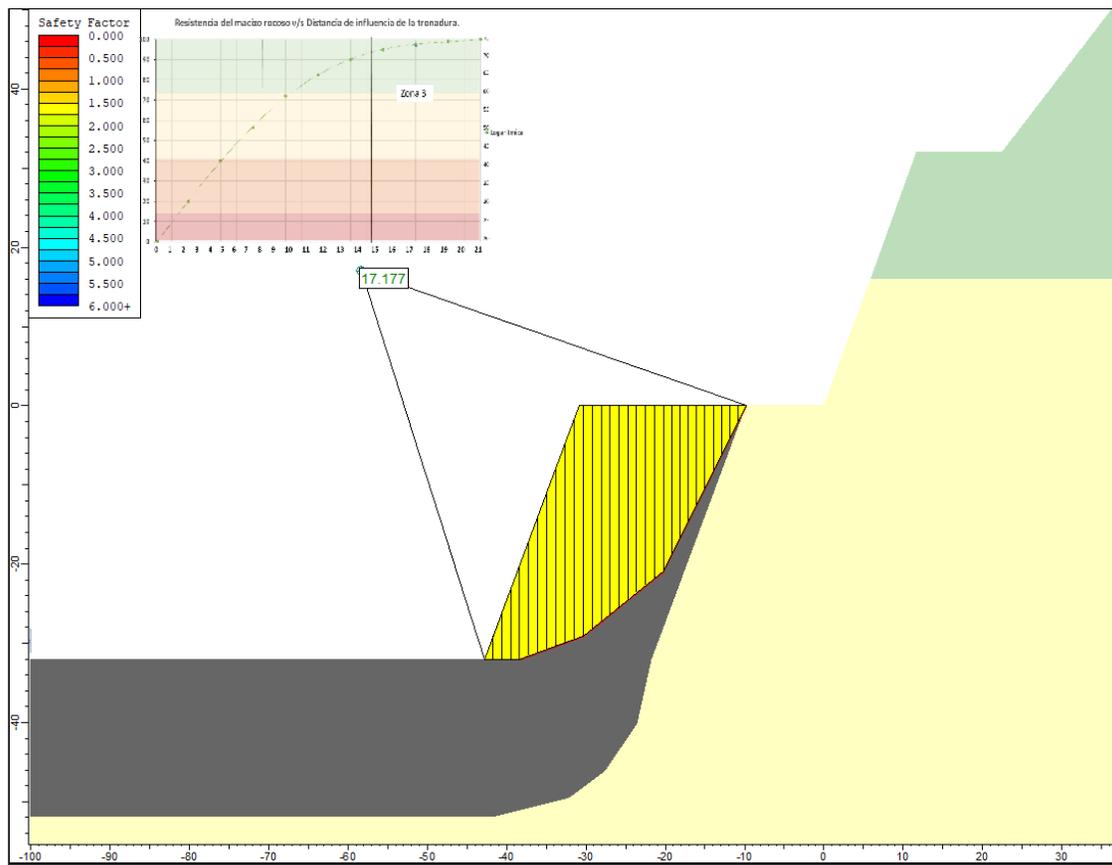


Ilustración 6.3: Simulación en software Slide-Granito-Zona 3, (creación propia).

Dacita.

- Función Exponencial.

1. Zona 1

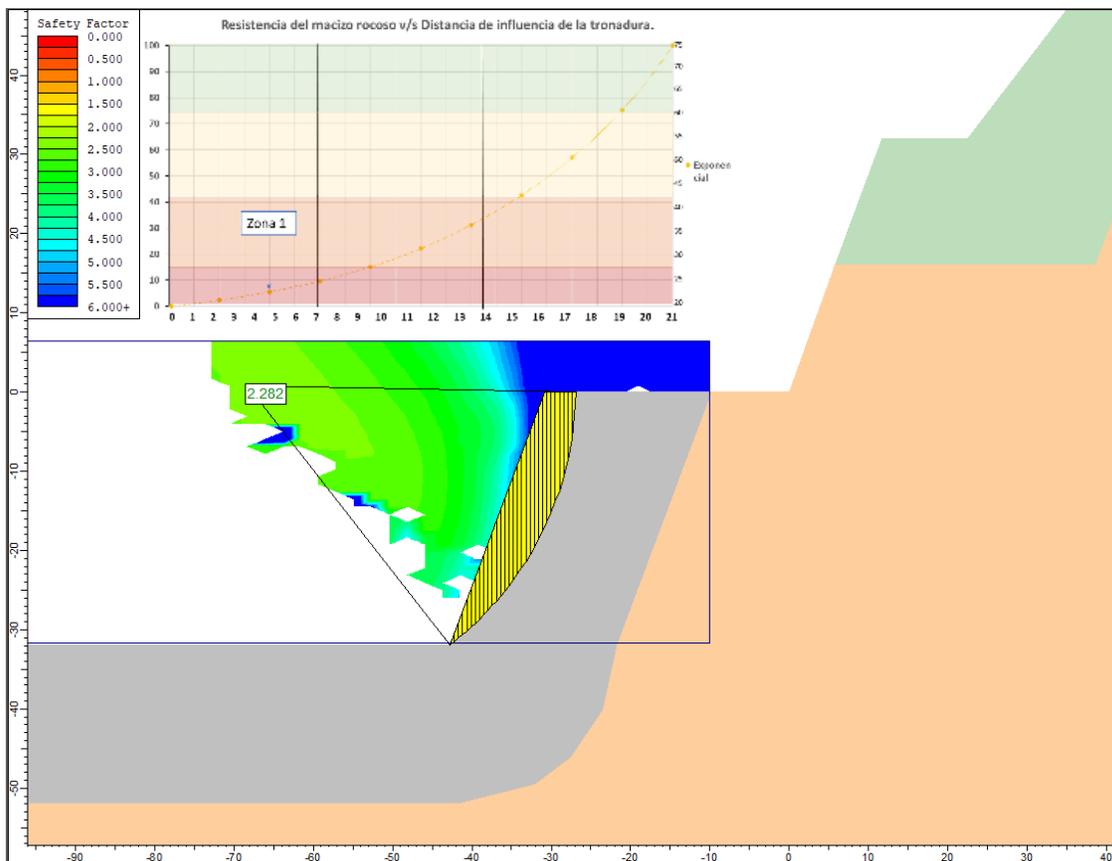


Ilustración 6.4: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

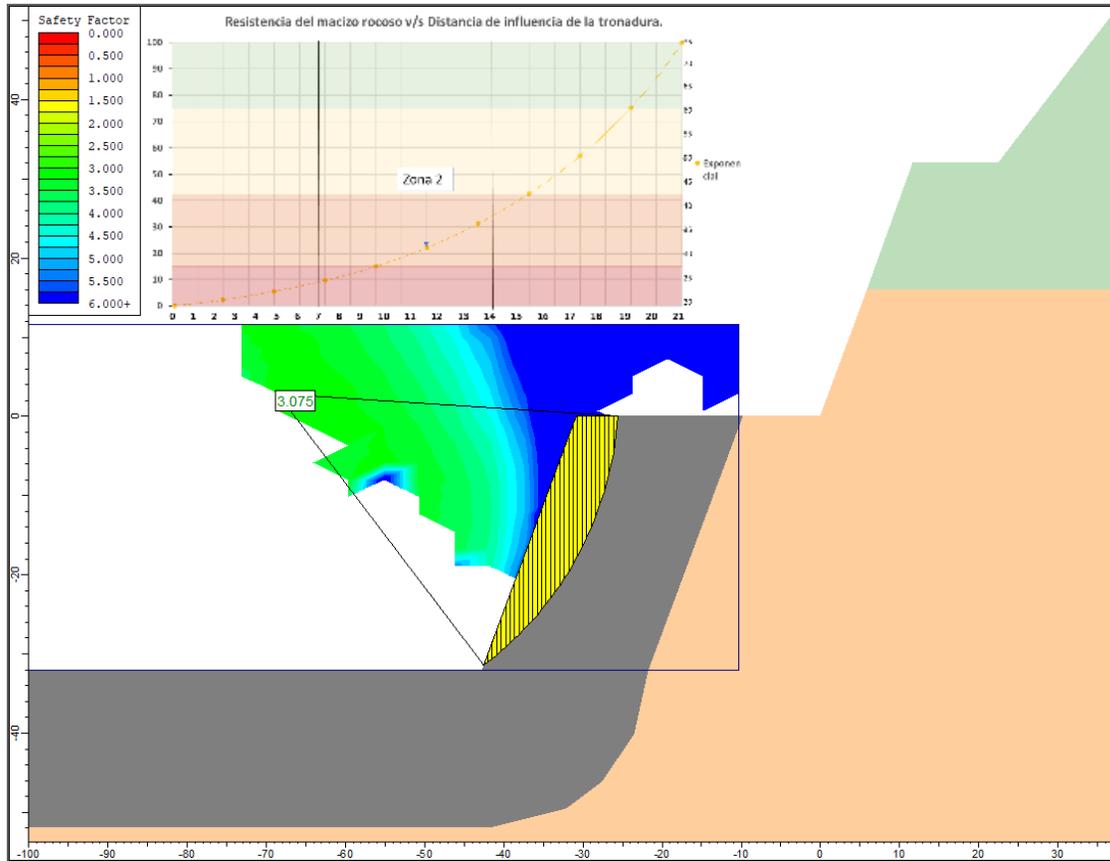


Ilustración 6.5: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

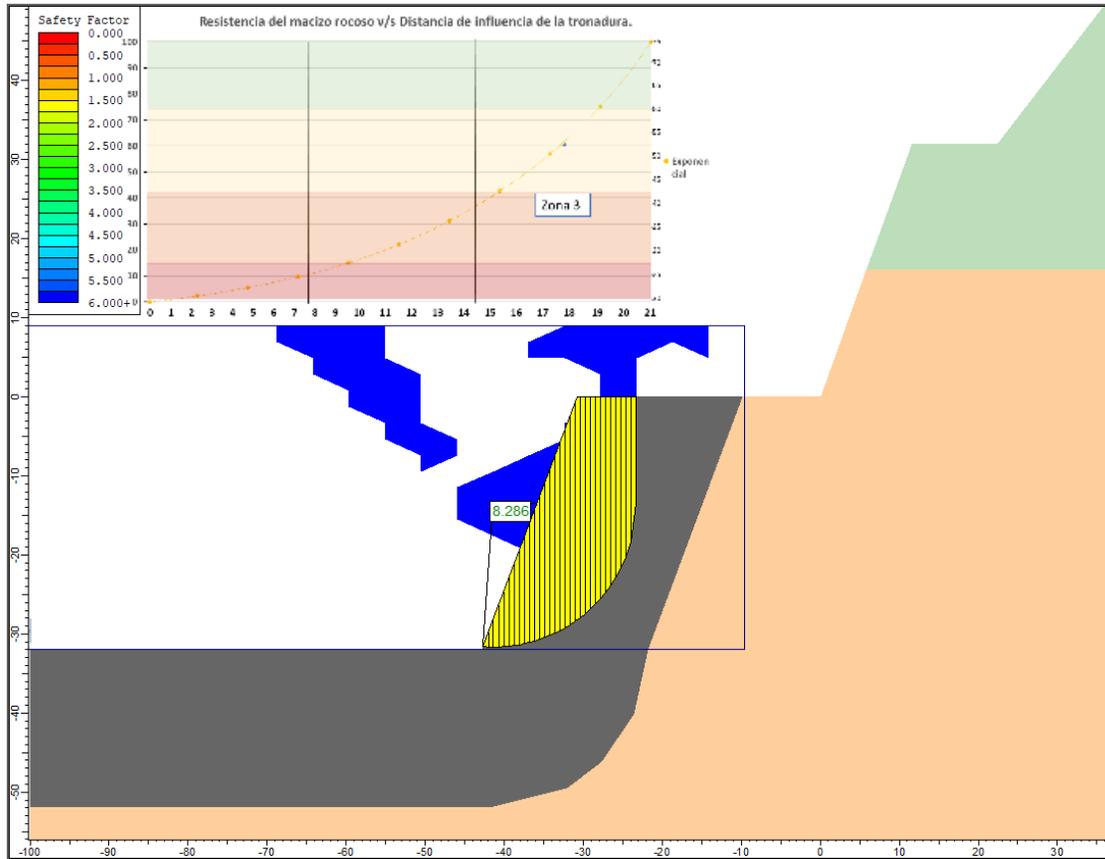


Ilustración 6.6: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 3, (creación propia).

- Función Lineal.

1. Zona 1

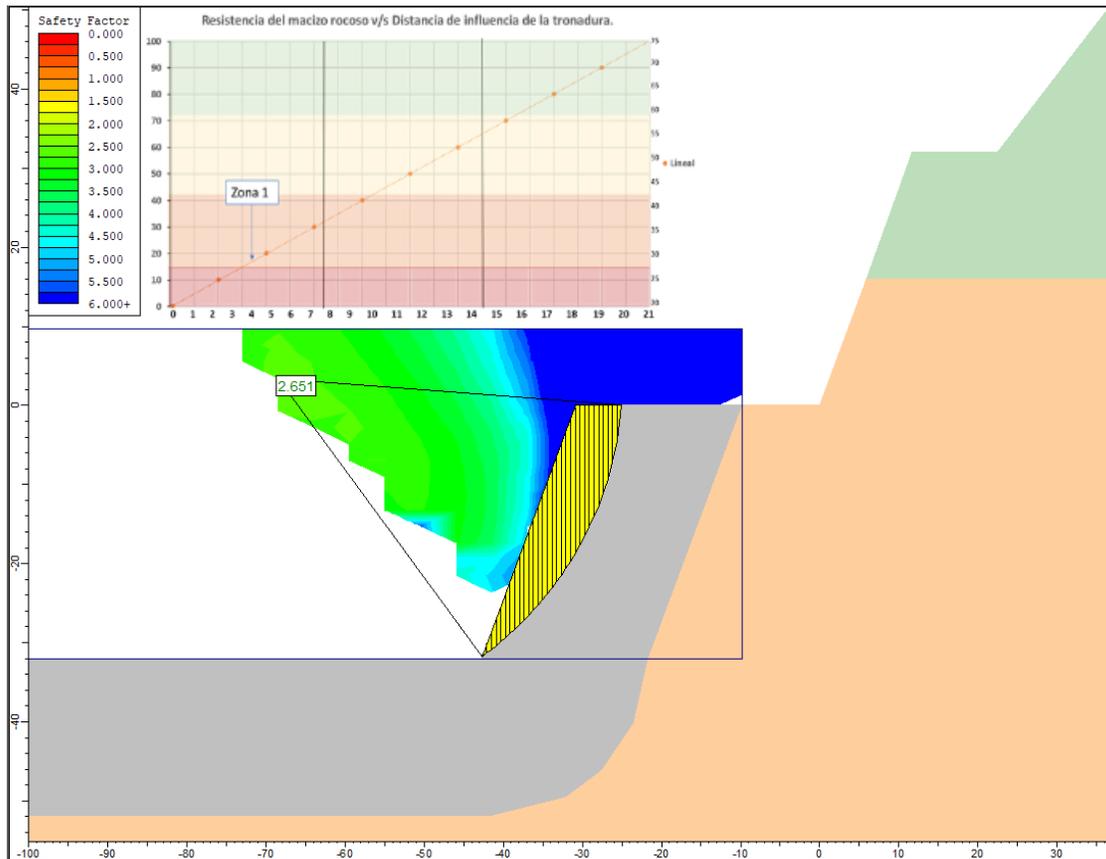


Ilustración 6.7: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

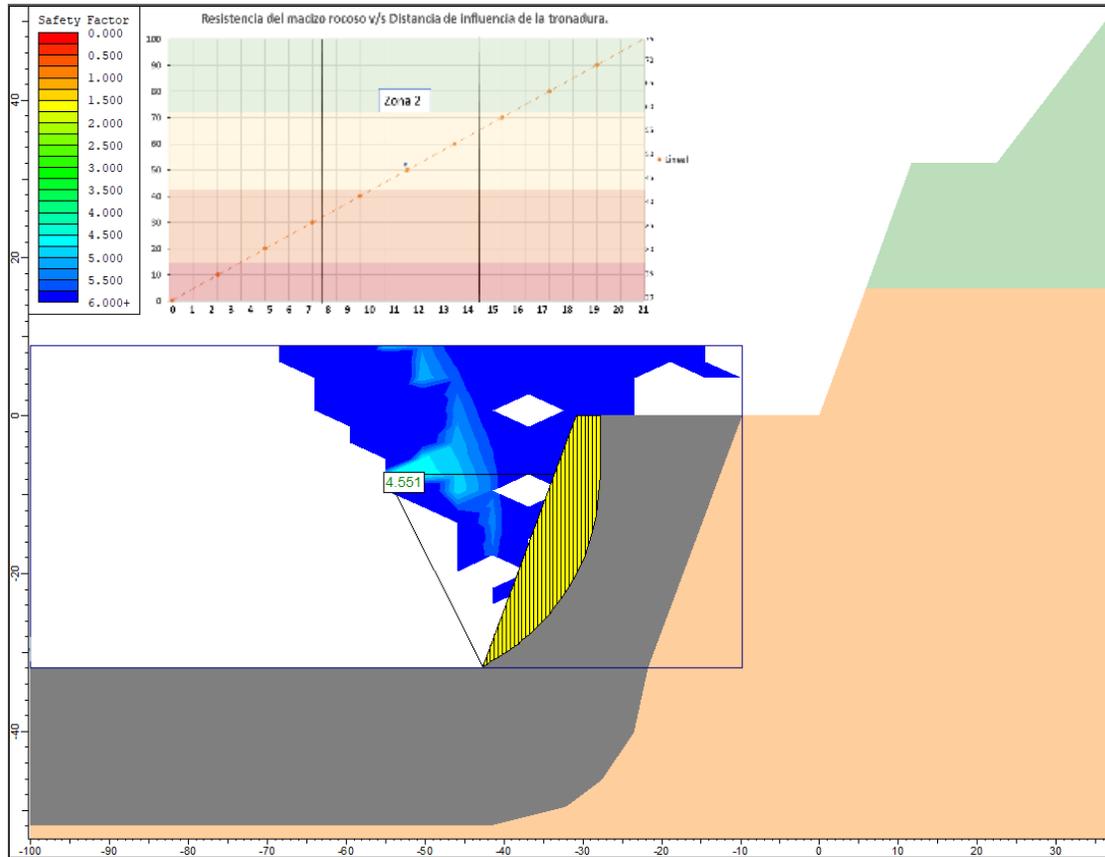


Ilustración 6.8: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

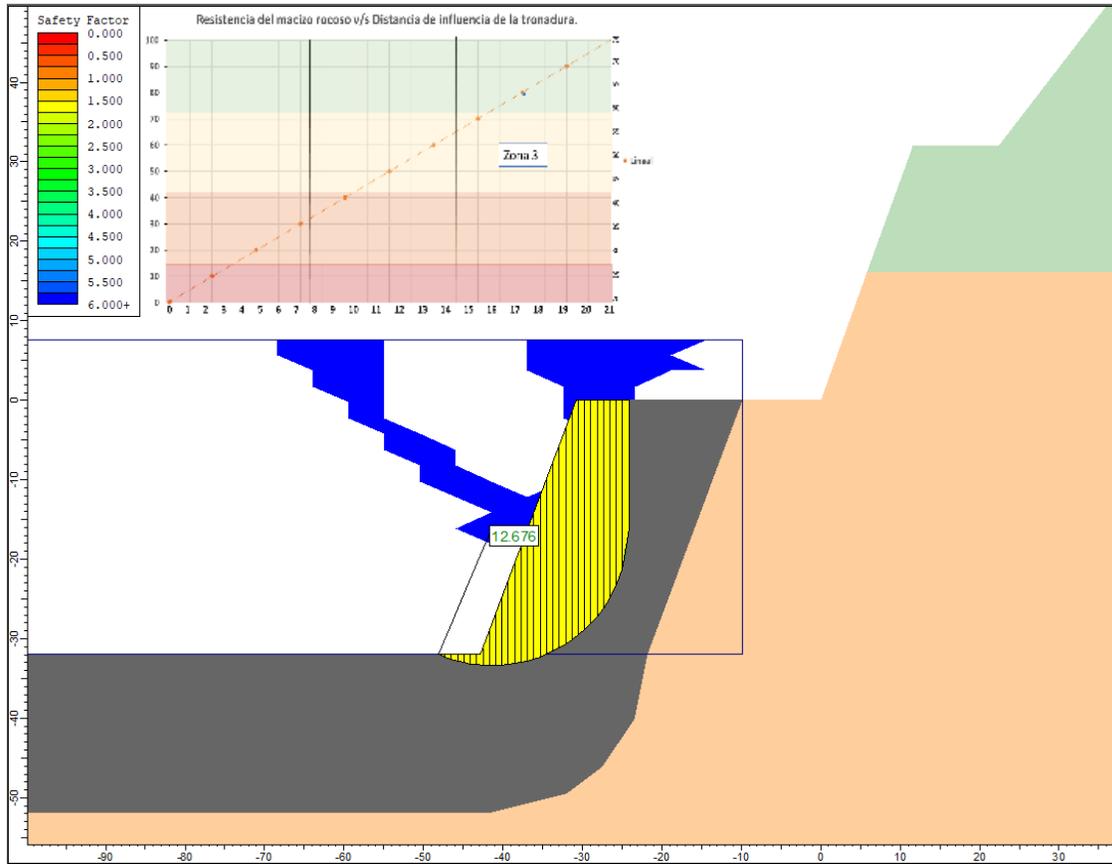


Ilustración 6 9: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 3, (creación propia).

- Función Logaritmo.

1. Zona 1

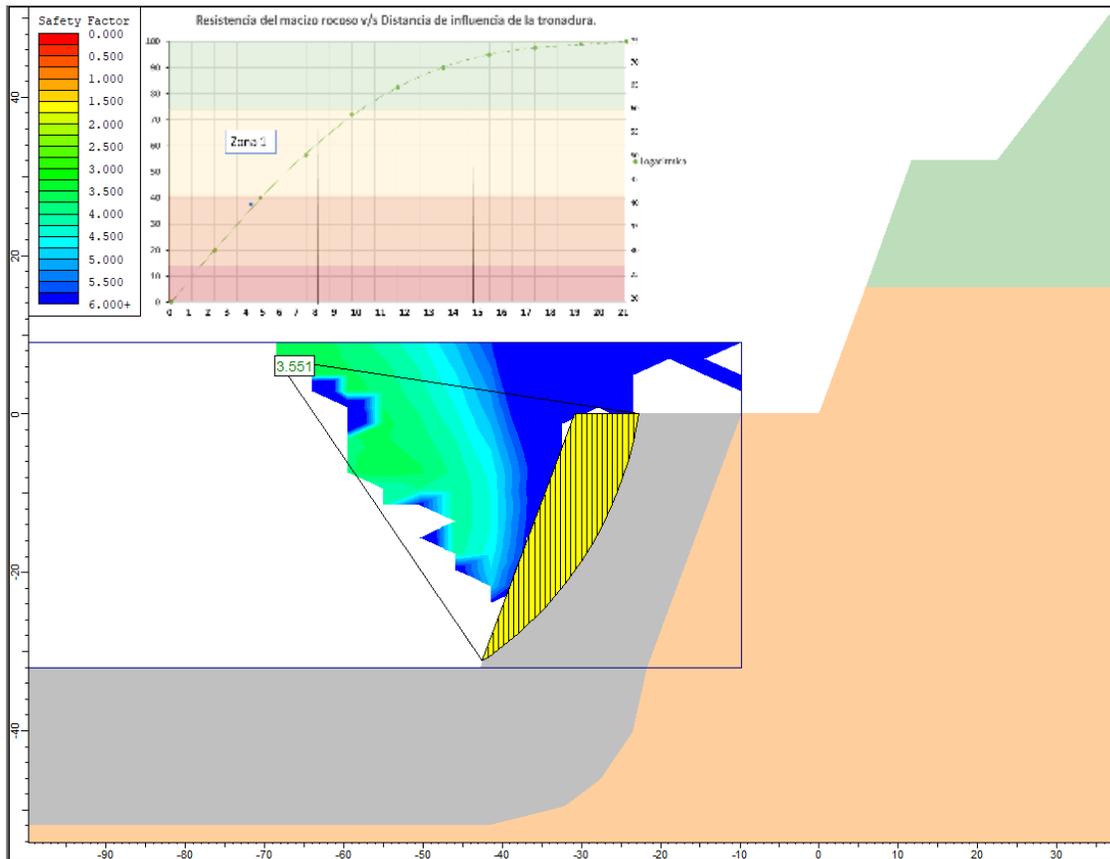


Ilustración 6 10: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

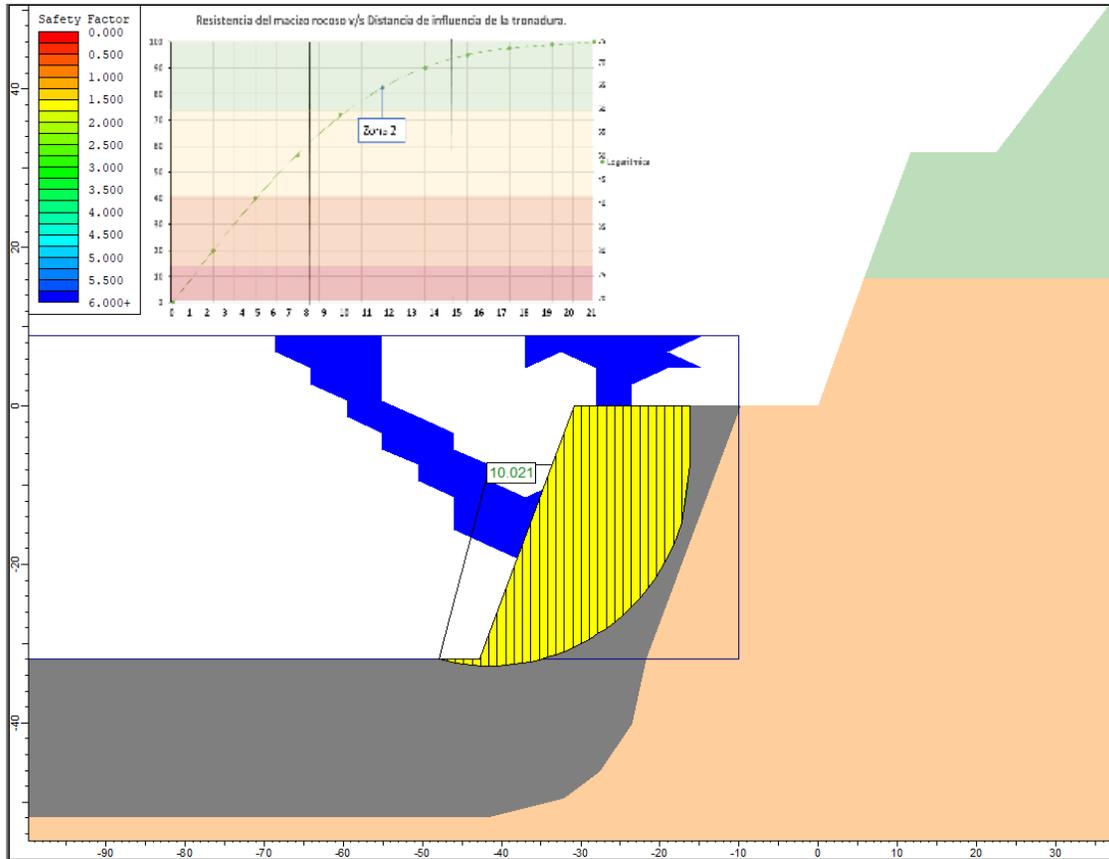


Ilustración 6.11: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

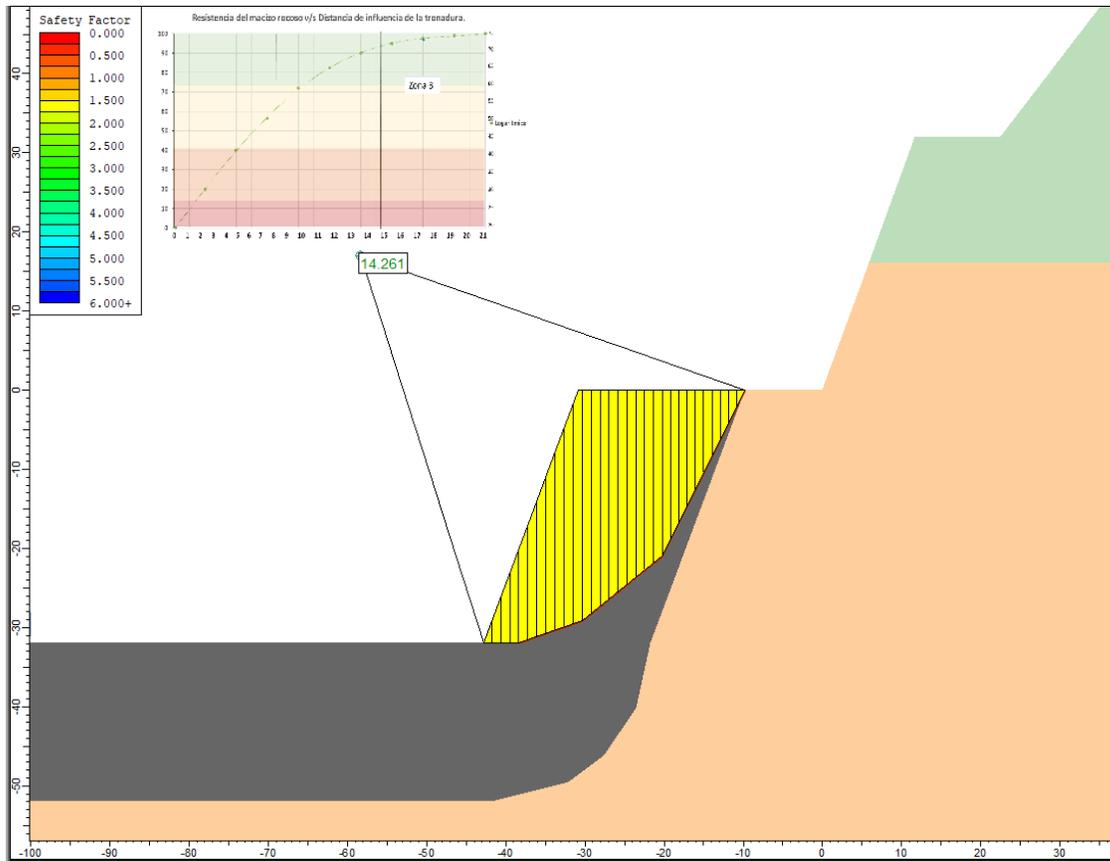


Ilustración 6.12: Simulación en software Slide-Dacita-Zona 3, (creación propia).

Simulaciones Andesita

- Función Exponencial.

1. Zona 1

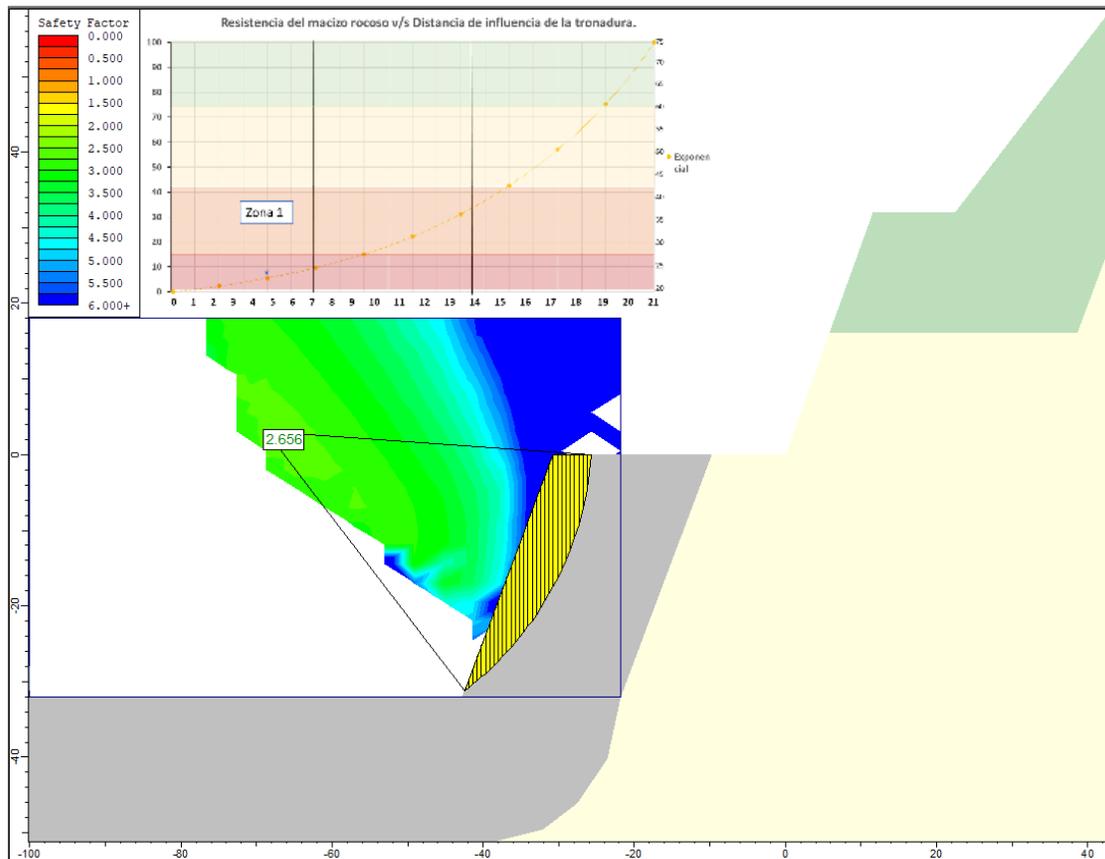


Ilustración 6.13: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

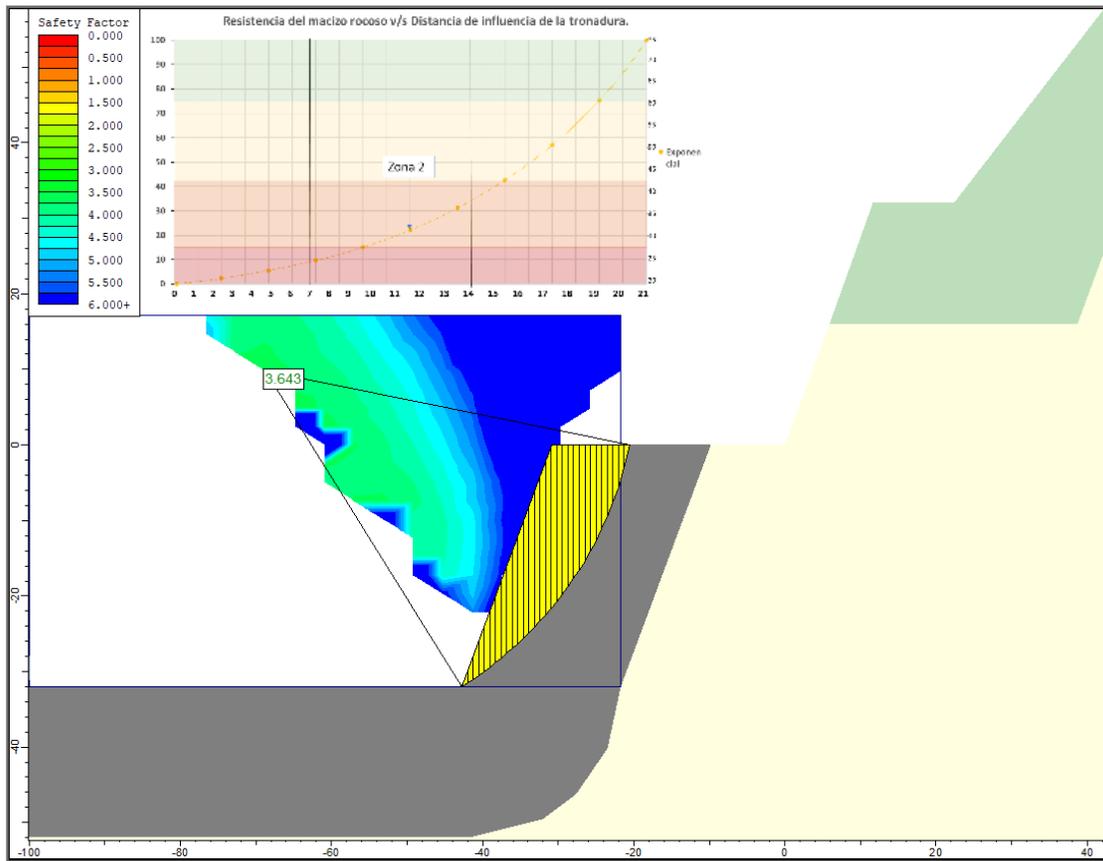


Ilustración 6.14: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

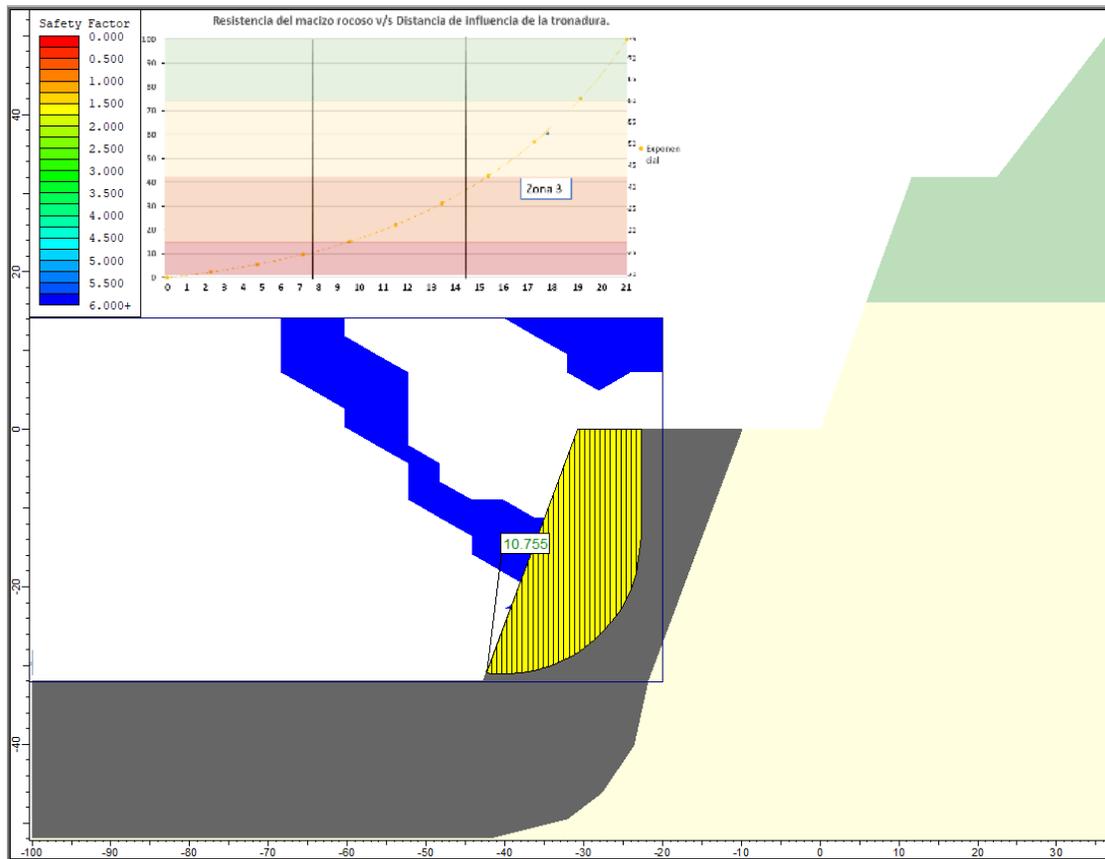


Ilustración 6.15: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 3, (creación propia).

- Función Lineal.
 1. Zona 1

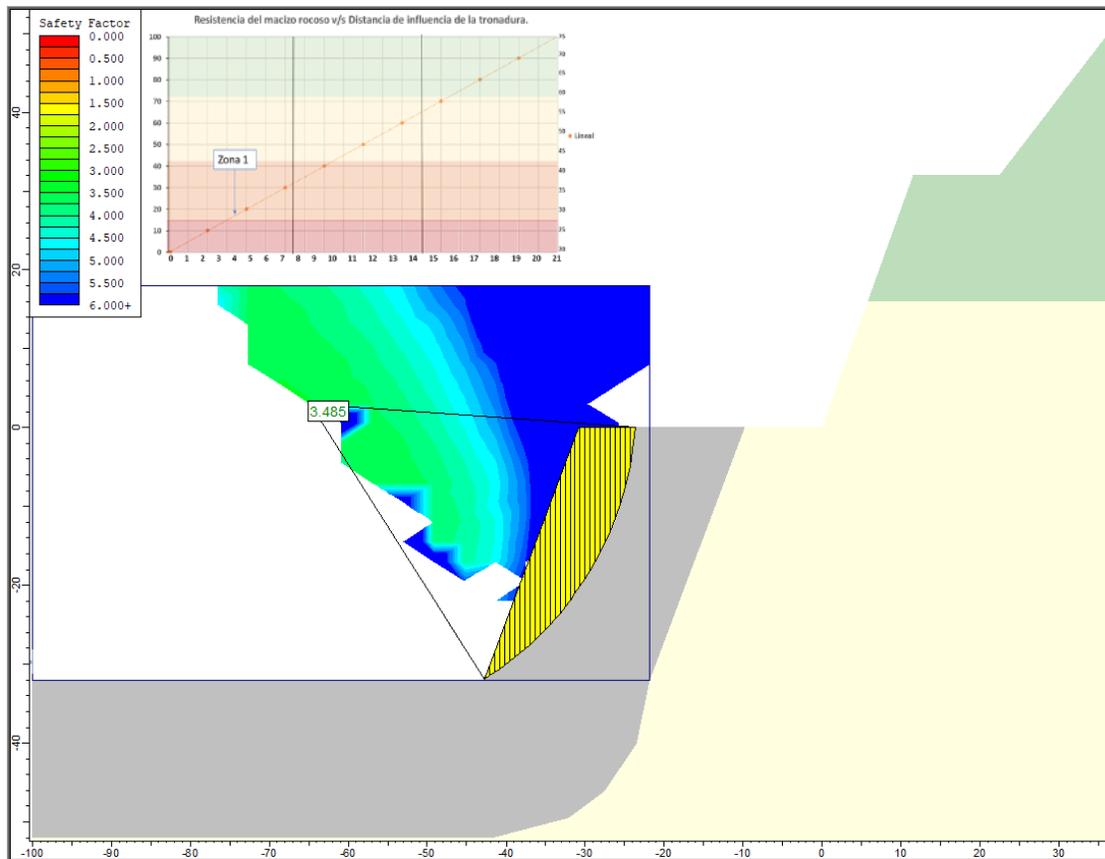


Ilustración 6.16: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

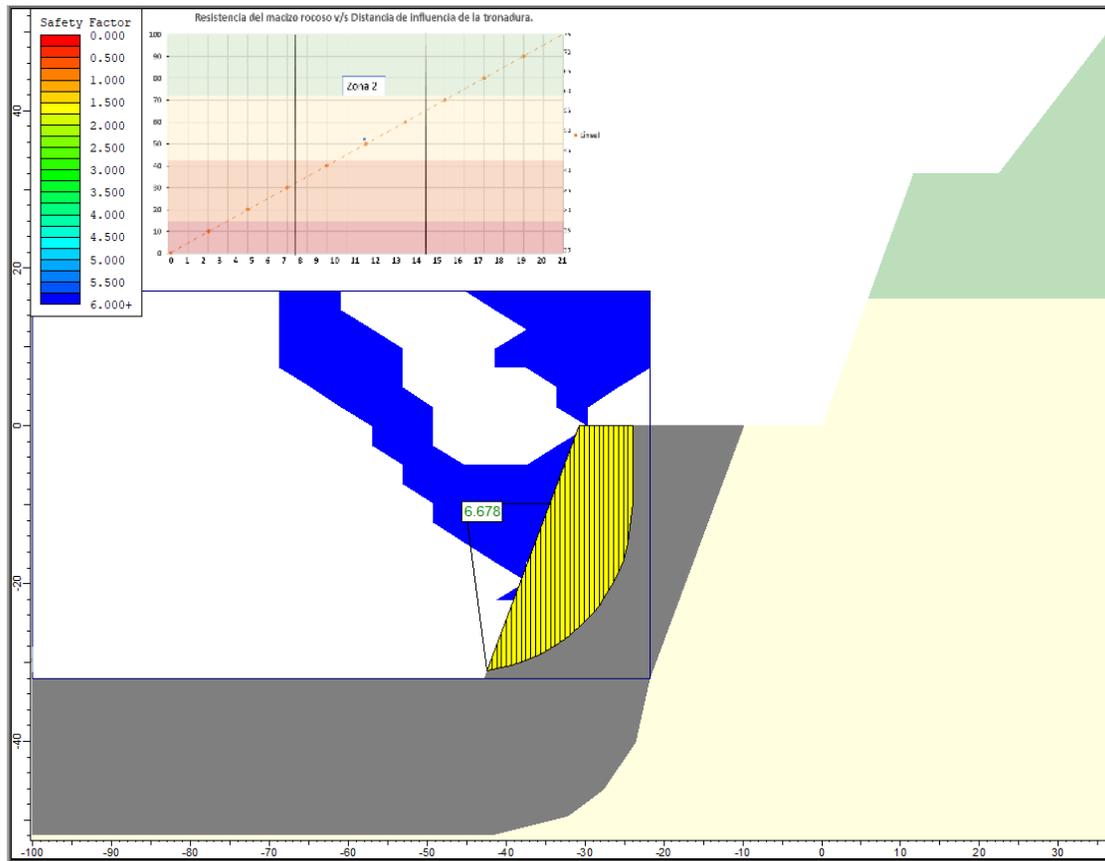


Ilustración 6.17: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

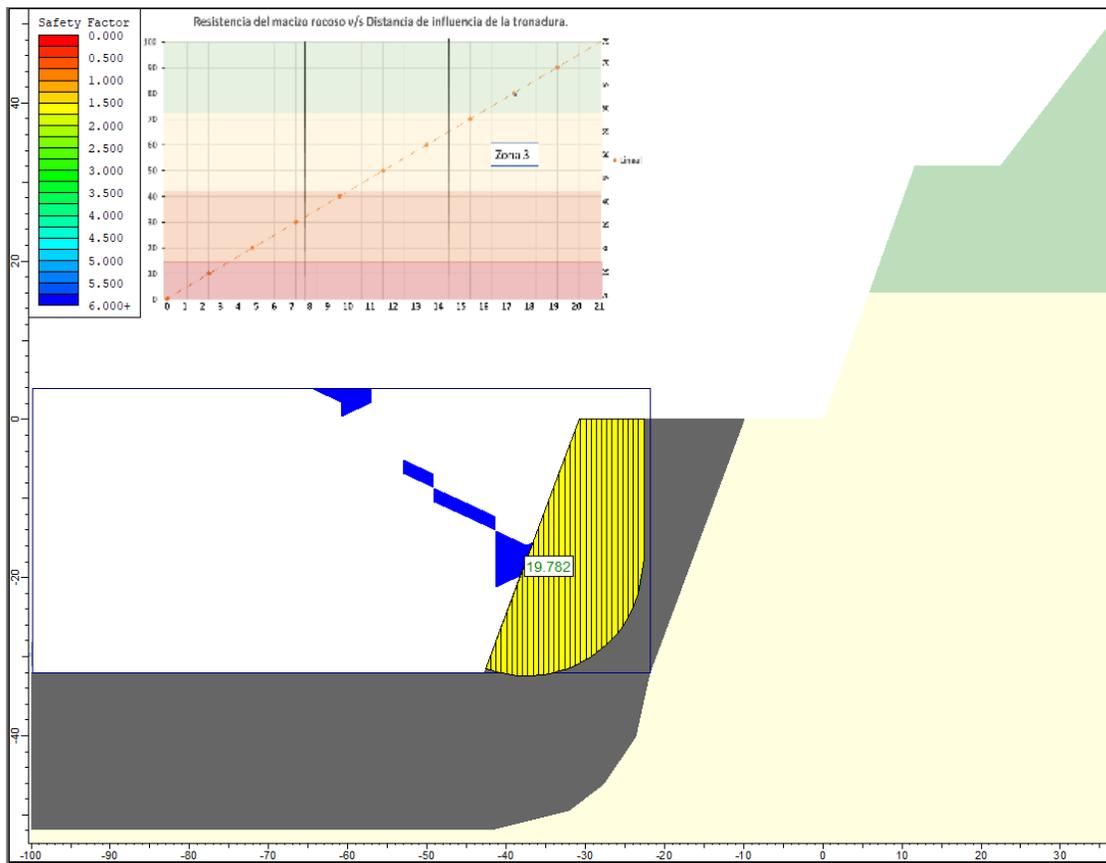


Ilustración 6.18: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 3, (creación propia).

- Función Logaritmo.
1. Zona 1

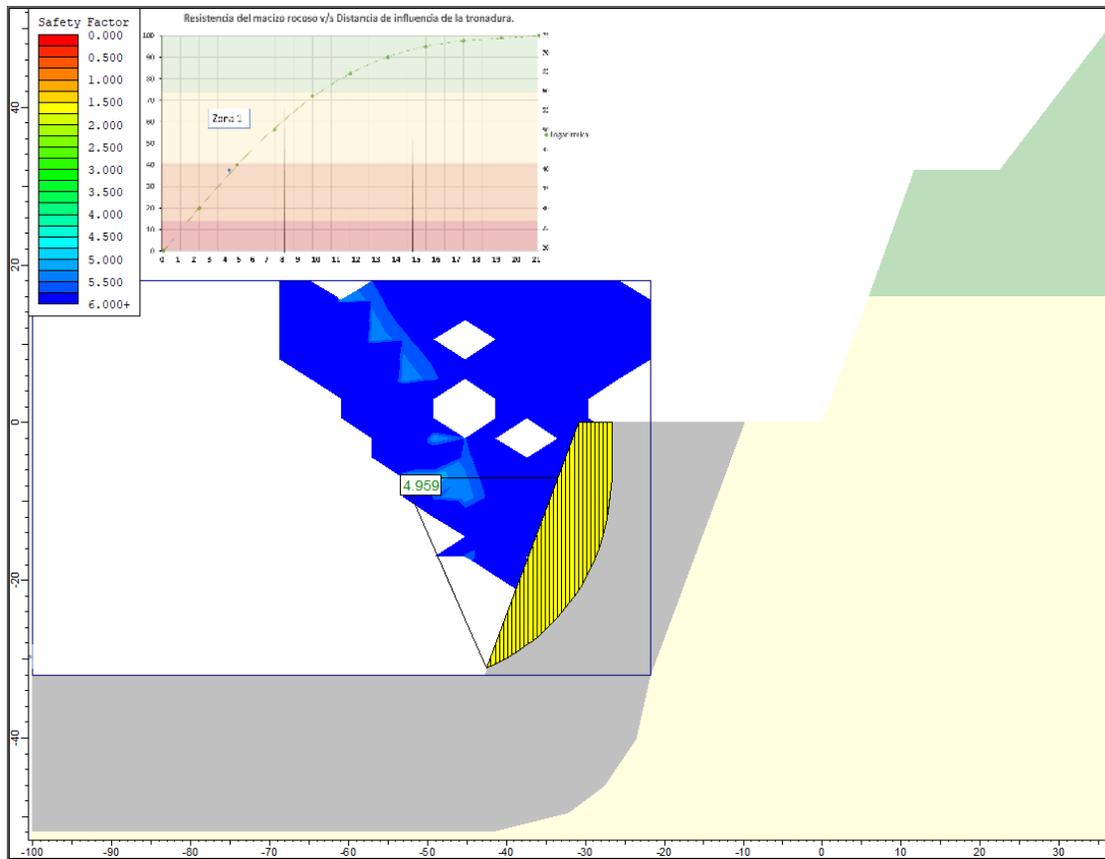


Ilustración 6.19: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 1, (creación propia).

2. Zona 2

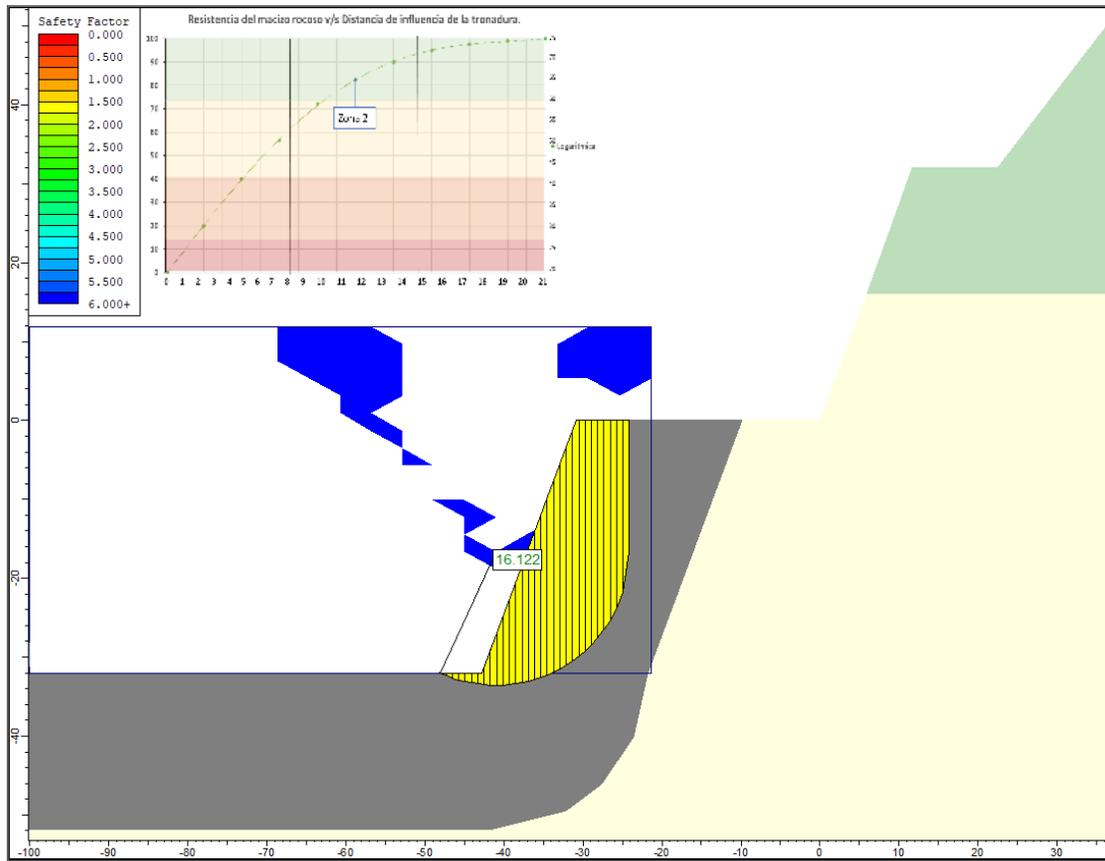


Ilustración 6.20: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 2, (creación propia).

3. Zona 3

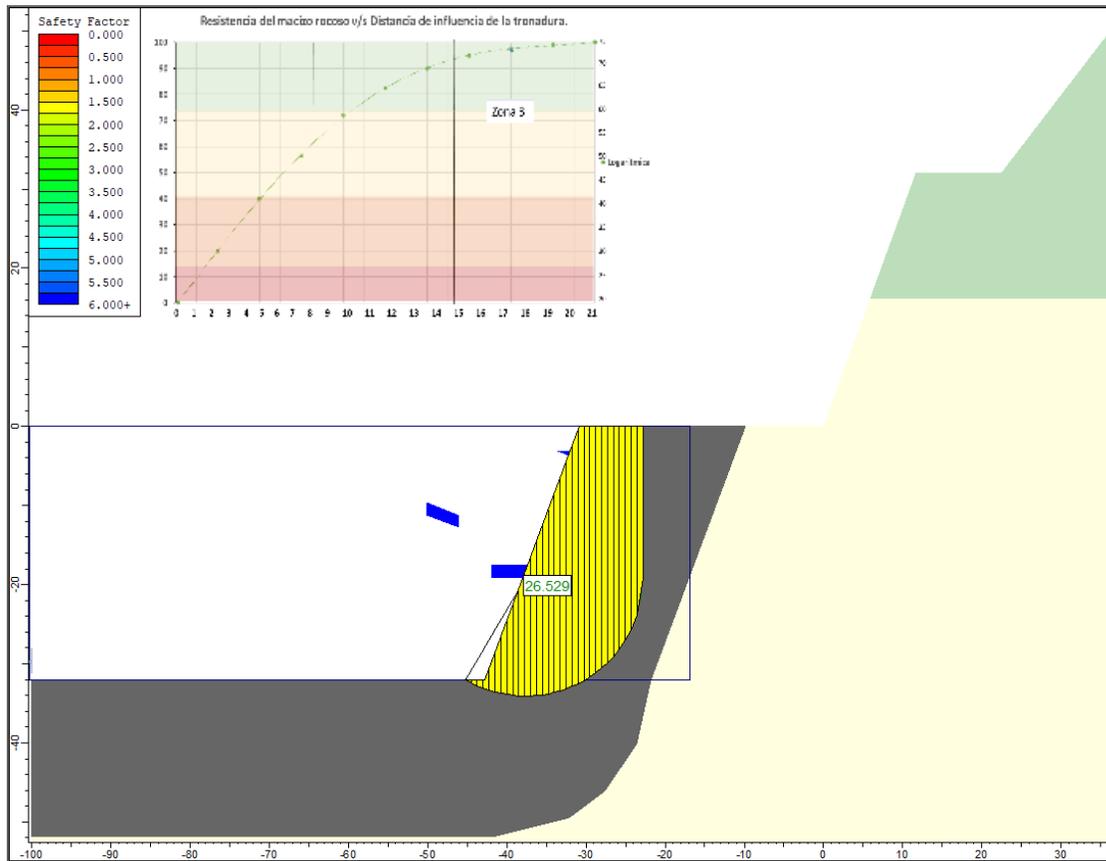


Ilustración 6.21: Simulación en software Slide-Andesita-Zona 3, (creación propia).

6.1 Geometría general de un talud a nivel banco.

Altura de banco:

Corresponde a la altura de los bancos en los taludes mineros, estos generalmente se diseñan en función de los equipos operacionales utilizados en la faena.

Ángulo de banco:

Inclinación de la superficie de los bancos con respecto a la horizontal, a diferencia de la altura de banco, este parámetro se define en base a las condiciones

geológicas que presente el macizo rocoso, por otra parte, el diseño del ángulo cara de banco se ve influenciado en gran medida por la calidad de la tronadura, esto es debido al efecto que pueden tener estas sobre los macizos rocosos.

Ancho de berma:

Corresponde al ancho de cada berma entre bancos, esta berma está diseñada con el fin de aguantar deslizamientos de masa de los bancos inmediatamente superiores.

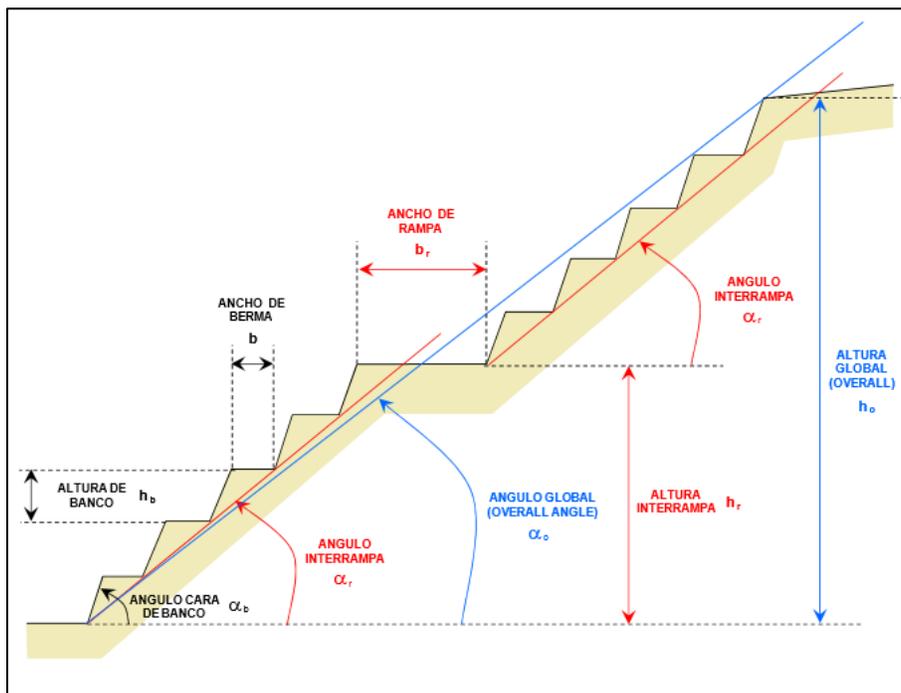


Ilustración 6.22: Geometría general de un talud minero

6.2 Mecanismos de fracturamiento de roca.

Durante la detonación de un explosivo se pueden diferenciar dos fases:

- Una primera, la cual posee un mayor poder rompedor por la presencia de una onda de detonación mayor, pero de baja velocidad, dependiendo de las características del explosivo usado.
- Una segunda, la cual se produce la formación de un gran volumen de gases e incrementos de temperatura.

Al fragmentar una roca con explosivos intervienen distintos mecanismos de rotura y son estos los responsables de los resultados de las voladuras (Bernaloa Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013). Es necesario comprender como funcionan estos mecanismos de rotura, ya que es el explosivo el que se debe adaptar a las condiciones de la roca (EXSA, 2019), la importancia de cada uno de estos mecanismos pondera dependiendo de los resultados que se esperan con la voladura, estos mecanismos son los siguientes:

6.3 Trituración de la roca

Uno de los primeros fenómenos que se pueden identificar en una detonación, es la presión de la onda de choque que se extiende y expande de manera cilíndrica, lo que provoca que la estructura interna de la roca se destruya, todo esto gracias a que la onda de choque supera en gran medida a la resistencia dinámica de compresión de la roca.

“Este mecanismo de rotura consume casi el 30% de la energía transportada la onda de choque, colaborando en la fragmentación de la roca con un volumen muy pequeño”, (Hagan, 1977)

6.4 Agrietamiento radial

Mientras se produce la propagación de la onda de choque, la roca adyacente al barreno se ve afectada por una intensa compresión radial, que induce componentes de tracción en los planos tangenciales de dicha onda.

La zona de agrietamiento radial se inicia cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a la tracción de la roca.

El comportamiento de las grietas radiales se ve afectada por dos factores principales:

- La intensidad de la onda en el límite exterior del anillo de la roca triturada o en la pared del barreno
- La disminución de la resistencia dinámica de tracción de la roca y el factor de atenuación de energía de tensión.

Las grietas producidas por la detonación se distribuyen de manera aleatoria, no obstante, cuando la roca presenta fracturas naturales, la propagación de las grietas se ve directamente influenciadas por estas, es por esto que si existe fracturas el desarrollo de grietas radiales se verá disminuido ya que la energía de choque se enfocará en las grietas preexistentes. Figura.3

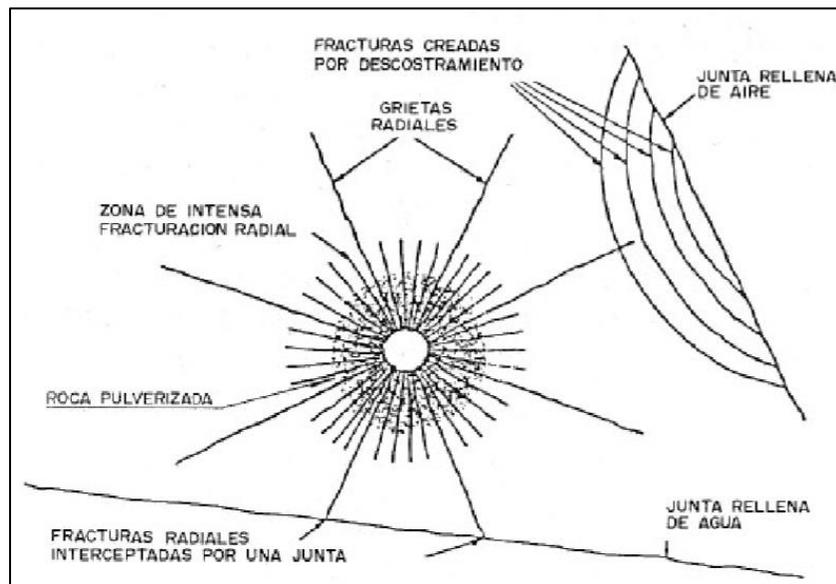


Ilustración 6.23: Esquema de Agrietamiento Radial

6.5 Reflexión de onda de choque.

En el momento exacto en que las ondas de choque alcanzan la cara libre se pueden identificar dos ondas generadas, una de tracción y otra de cizallamiento. La fracturación es causada principalmente por la onda de tracción, cuando se refleja esta onda se produce un fenómeno denominado “Descostramiento”.

2.4.4 Extensión y apertura de las grietas radiales

Alrededor de los barrenos la presión de los gases que se producen luego del paso de la onda de choque provoca un campo de tensiones cuasiestático. Luego de la formación de las grietas mencionadas anteriormente los gases producidos por el explosivo comienzan a expandirse por las grietas.

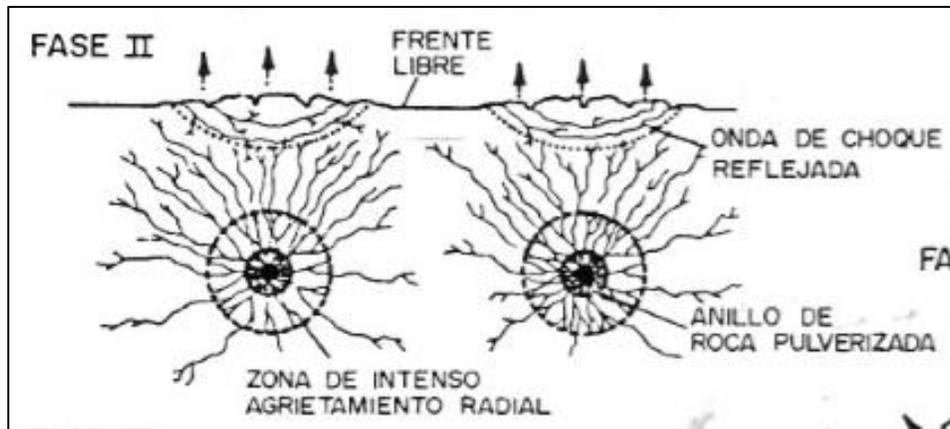


Ilustración 6.24: Agrietamiento radial, onda de choque y zona de pulverización en una tronadura de rocas

2.4.5 Fracturación por liberación de carga

La fracturación por liberación de carga se produce principalmente cuando toda la energía de tensión almacenada se libera de manera rápida, produciéndose esfuerzos de tracción y cizallamiento en variadas direcciones provocando la rotura del macizo rocoso.

2.4.6 Fracturación por cizallamiento

El fracturamiento por cizalle se produce principalmente en formaciones rocosas sedimentarias, en donde se presentan distintos parámetros geomecánicas entre los estratos de la roca, esto provoca que en las inmediaciones de los planos de roca se produzcan diferenciales de tensión.

2.4.7 Rotura por Flexión y colisión

La rotura por flexión se produce durante todo el proceso de agrietamiento antes mencionado, ya que esta rotura se inicia cuando el material situado cercano a la columna de explosivo se arquea hasta que se fractura o cede al someterlo bajo esfuerzos de flexión transversal (Fig. 4.).

Seguido de la rotura por flexión, los fragmentos de roca que se desplazan a grandes velocidades debido a la expansión de gases colisionan entre si produciendo una fragmentación extra (Hino,1959)

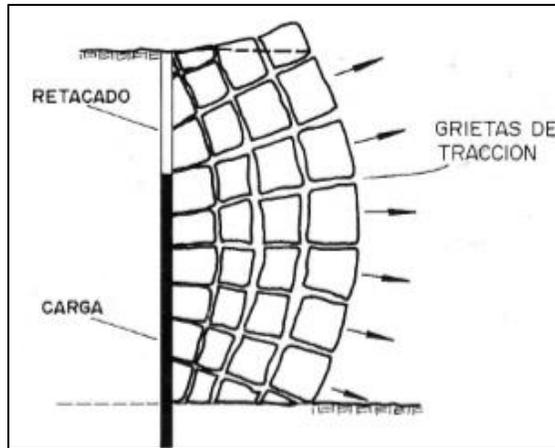


Ilustración 6.25: Mecanismo de Rotura por Flexión.

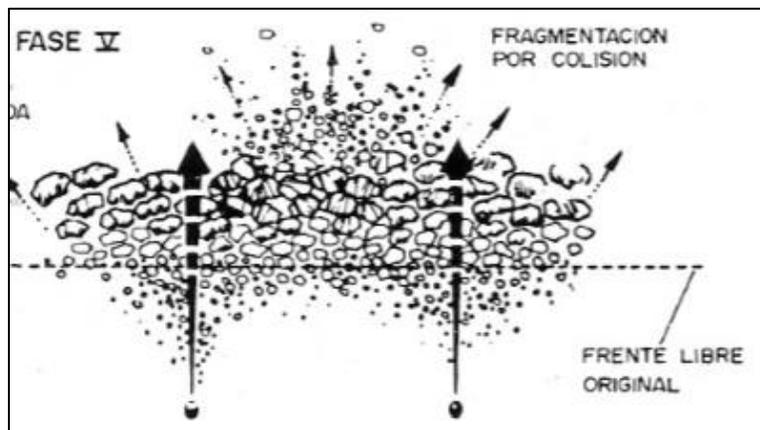


Ilustración 6.26: Mecanismo de fragmentación por colisión

2.5 Propagación de la onda de choque a través de la roca.

Una vez analizadas las distintas fases por las que pasa la roca luego de una detonación, partiendo desde la fragmentación y fracturamiento para finalizar en el desplazamiento de las partículas producto de los gases en expansión, es necesario conocer cómo se transmite la energía de onda de choque producida por el explosivo, todo esto con el fin de calcular y estimar la energía necesaria para obtener resultados óptimos. Es de vital importancia ser exactos a la hora de calcular las energía necesaria para la detonación, ya que excederse al producir una tronadura podría afectar de manera negativa en las infraestructuras cercanas, de modo contrario, subestimar la roca genera problemas para las operaciones unitarias siguientes, por ejemplo, una fragmentación deficiente significaría partículas más

grandes de lo que la planta puede procesar, por lo que deberán pasar por fragmentaciones secundarias que conllevan costos monetarios y tiempo.

La onda expansiva producida por una detonación se transmite y propaga mejor cuando las impedancias del explosivo con la roca se acercan, esto se comprende mejor con la siguiente expresión simplificada:

$$PD = \frac{\rho_c \times VD^2}{4}$$

Ecuación 6.1: Presión de detonación

$PD =$ Presion de detonacion(kPa).

$\rho_c =$ Densidaddeexplosivo(g/cm^3).

$VD =$ Velocidad de detonacion (m/s).

además, la máxima presión transmitida a la roca se cumple bajo la siguiente relación:

$$PT_m = \frac{2}{1 + n_z} PD$$

Ecuación 6.2: Presión máxima transmitida

Donde " n_z " es la relación de las impedancias entre la roca y el explosivo mencionadas anteriormente:

$$n_z = \frac{\rho_e \times VD}{\rho_r \times VC}$$

Ecuación 6.3: Relación de impedancia entre la roca y el explosivo

Siendo:

$VC =$ Velocidad de propagacion de las ondas en el medio rocoso (m/s).

$\rho_r =$ Densiadd de la roca (g/cm^3).

La onda explosiva se transmitirá aún mejor cuando las impedancias entre la roca y el explosivo sean similares, dado que la expresión n_z tiende a 1 cuando esto se cumple y por consiguiente "PT" tiende a "PD".

La presión de onda descrita anteriormente decrece con una ley exponencial (España, 1994), por consiguiente, la tensión radial generada está dada por:

$$\sigma_i = PB x \left[\frac{r_b}{DS} \right]^x$$

Ecuación 6.4: Tensión radial generada

donde:

σ_i = Tension radial de compresión.

Pb = Presion en la pared del barreno.

r_b = Radio del barreno.

DS = Distancia desde el centro del barreno al punto de estudio.

x = Exponente de ley de amortiguacion (cargas cilindricas se aproxima a 2).

De la misma manera en que la onda puede transmitir su energía casi en su totalidad cuando la impedancia del frente es similar a la del explosivo, la onda puede reflejar la energía cuando estas impedancias no concuerdan, un ejemplo es cuando la onda se ve enfrentada a superficies de separación como lo son el agua o el aire, o incluso en macizos rocosos con variadas unidades geológicas, la energía de la onda se ve reflejada al pasar por estas variabilidades en la impedancia.

Esto es válido para tanto para las presiones de onda como para la energía transmitida, si relacionamos la impedancia con las características del medio se obtiene la siguiente relación:

$$n'_z = \frac{(\rho_{r1} x VC_1)}{(\rho_{r2} x VC_2)}$$

Ecuación 6.5: Calculo de la impedancia en relación al medio.

Utilizando la expresión antes mencionada de máxima presión transmitida se obtiene

$$PT = \frac{2 PI}{(1 + n'_z)}$$

$$PR = PI \frac{(1 - n'_z)}{(1 + n'_z)}$$

Ecuación 6.6: presión de onda reflejada.

donde:

PI = Presión de onda incidente

PT = Presión de la onda transmitida

PR = Presión de la onda reflejada

2.6 Comportamiento energético de las voladuras

Todas las variables mencionadas anteriormente en los capítulos de propagación de onda y mecanismo de fracturamiento de roca gobiernan el resultado del explosivo sobre la roca, estas pueden actuar en forma secuencial o simultánea en milisegundos, estos efectos tienen como consecuencia la energía de tensión transportada por la onda de choque y la de expansión o “energía burbuja” de los gases.

Si el objetivo de la detonación es quebrar una roca, es requerida una gran potencia por sobre una gran energía, ya que según los autores (Goemans, 1977), solo el 50% de la energía es aprovechada como trabajo útil, el resto se disipa en forma de calor, vibraciones y energía acústica. Esta aseveración fue obtenida gracias a un modelo teórico creado luego de una serie de ensayos sobre bloques cúbicos de roca sumergidos bajo el agua, donde aseguran que solo el 53% de la energía se transforma en onda de choque.

	BLOQUE DE GRANITO CON CONFINAMIENTO INFINITO	VOLADURA CONVENCIONAL DE GRANITO EN BANCO	BLOQUE DE GRANITO SUMERGIDO EN AGUA
Pulverización	15%	15%	15%
Fisuración radial primaria	3%	3%	2%
Prolongación de fisuras	0%	16%	39%
Energía transmitida	82%	34%	22%
Energía aprovechada	18%	34%	56%

Tabla 6.1: Rendimiento energético de explosivos.

Es importante destacar que las voladuras convencionales en banco una gran parte de la energía de la onda de choque se transforma en energía sísmica que da lugar a vibraciones del terreno sobre el cual se produce la explosión, esto se puede sumar

como energía a los procesos siguientes de propagación de gases, pero afectará a una cierta distancia a la redonda, viéndose afectado parte del macizo rocoso que puede no estar contemplado dentro del a voladura.

Para conseguir buenos resultados en una voladura no solo es necesario fragmentar la roca, sino esponjarla y desplazarla mediante la acción de los gases, es por esto que el autor (Lownds, 1986), por medio de un modelo simplificado diseño un gráfico seccionado en zonas que relacionan el reparto de energía en un proceso de voladura, estas zonas relacionan la curva de Presión-Volumen de los gases producidos durante la voladura.

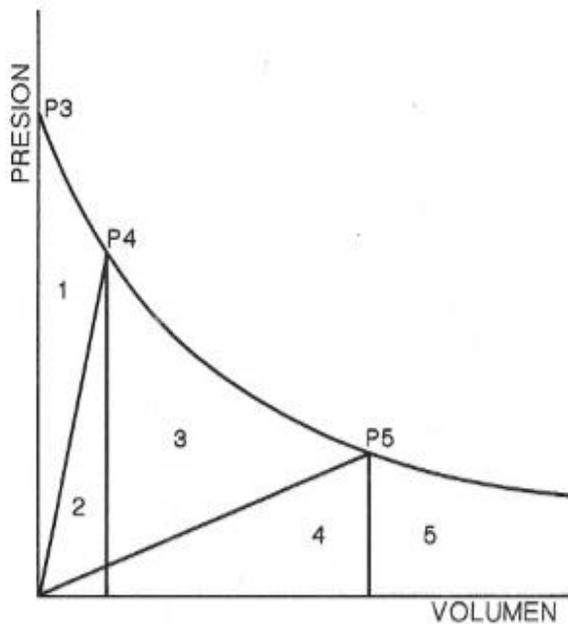


Ilustración 6.27: Diagrama de presión versus volumen de gases

- Zona 1: Componente cinético de la energía de choque o tensión
- Zona 2: Componente de tensión del a energía de choque
- Zona 1+2: Energía rompedora
- Zona 3+4: Energía liberada durante la propagación de las grietas
- Zona 2+3: energía de fragmentación
- Zona 4: Energía de tensión de la roca en el instante de escape de los gases
- Zona 1+2+3+4+5: Energía de voladura; Energía de proyección y perdida de energía de escape de los gases; Energía total disponible

Rocas	DENSIDAD (kg /m³)	MÓDULO DE YOUNG (GPa)	COEFICIENTE DE POISSON	POROSIDAD %	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (Mpa)	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (Mpa)	RESISTENCIA A LA FLEXIÓN (Mpa)
Rocas Sedimentarias							
Arenisca	2100-2500	15-17	0,07-0,12	10-20	10-120	1,5-6	4-16
Caliza de grano fino	2600-2850	50-80	0,1-0,2	0,1-0,8	50-200	4-7	5-15
Caliza de grano grueso	1550-2300	-	0,12	2-16	4-60	1-3,5	2,5-7
Caliza	1550-2500	-	0,07-0,12	1,5-6	49-200	1,5-5	3-9
Dolomita	2200-2700	20-30	0,08-0,2	0,2-4	15-200	2,5-6	4-16
Esquistos	2450-2750	-	-	0,2-0,4	-	-	20-30
Rocas ígneas							
Granito	2500-2750	30-70	0,12-0,25	0,1-2	120-280	4-7	10-20
Grabo	2920-3050	60-100	0,12-0,25	2-5	150-200	5-8	10-22
Riolita	2450-2600	10-20	0,1-0,2	0,4-4	80-160	5-9	10-22
Dacita	2500-2750	8-18	0,09-0,2	0,5-5	80-160	3-8	9-20
Andesita	2300-2750	12-35	0,11-0,2	0,2-8	40-320	5-11	13-25
Basalto	2750-3000	20-100	0,14-0,2	0,2-1,5	30-420	6-12	14-26
Diabasa	2900-3100	30-90	0,12-0,2	0,3-0,7	120-250	6-13	12-26
Tobas Volcánicas	1300-2200	-	0,1-0,2	8-35	5-60	0,5-4,5	3-8
Rocas Metamórficas							
Mármol	2650-2750	60-90	0,11-0,2	0,1-0,5	50-180	5-8	8-12
Gneis	2600-2780	25-60	0,09-0,2	1-5	80-250	4-7	8-20

Tabla 6.28: Propiedades de resistencia de las rocas más comunes.