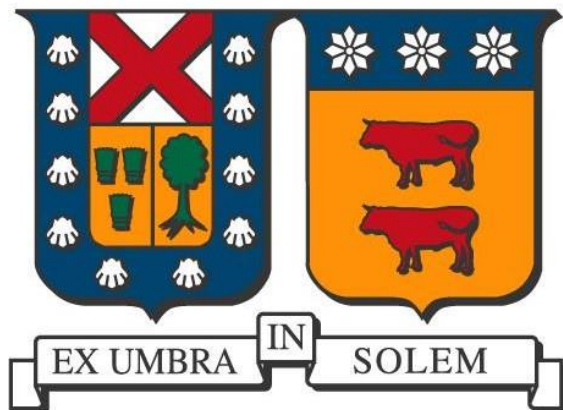




UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES
SANTIAGO – CHILE



DEFINICIÓN DE LA ZONA PERTURBADA DEL MACIZO ROCOSO A CIELO ABIERTO EN FUNCIÓN
DE LA GEOMETRÍA DEL TALUD Y LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO

Presentado por:

CRISTIAN DAVID ESPINOZA CORREA

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

Profesora Guía:

DRA. ADELINE DELONCA

Profesor Co-Referente:

NICOLÁS RAMÍREZ

NOVIEMBRE 2024



Agradecimientos

En primer lugar, quiero agradecer a mis profesores guías, Adeline Delonca y Nicolás Ramírez, que gracias a su guía y continuo apoyo se logró concretar este trabajo. Quiero agradecer de manera especial a Nicolas, ya que él era quien siempre me presionaba para poder sacar los entregables y perdón por todos los problemas que te hice pasar.

Agradezco a mi familia que cualquier modo estuvieron ahí para apoyarme en este largo proceso hasta este punto culmine. Gracias por darme las herramientas necesarias para poder llegar hasta acá.

Agradezco a mis amigos y compañeros que sin ellos este proceso hubiera sido un infierno, gracias por soportarme y apoyarme en los momentos que más necesitaba, en especial esas noches interminables de estudio o simplemente para salir a despejarse del estrés que generaban los periodos de pruebas.

Gracias a todos los que alguna vez estuvieron ahí para hacerme compañía y valorar lo que estaba haciendo en su momento, este proceso últimamente ha sido demasiado difícil dado las circunstancias que estoy pasando, pero siempre hay que llevar la frente en alto y afrontar las cosas de frente, aunque no siempre lo hice, trataré de hacerlo en el futuro y vivir de una manera justa y sin arrepentimientos.

“Entre más negra la noche, más brillan las estrellas”



Resumen

La industria minera ha tenido un rol fundamental en la formación de la dinámica, económica y social de Chile a lo largo del tiempo. Sus efectos y consecuencias ejercen una influencia directa en múltiples factores, incluyendo el desarrollo económico, la generación de empleo, la estabilidad del tipo de cambio, la inversión, los ingresos gubernamentales, las exportaciones, entre otros aspectos. La actividad minera es responsable de la generación directa de 14,6% del PIB, aunque si se agregan los efectos multiplicadores que tiene en otras industrias su contribución al PIB nacional rondaría el 20% (Winkler, 2023).

La estabilidad geotécnica de taludes en este rubro es fundamental al momento de explotar un yacimiento a cielo abierto, para realizar operaciones rentables y seguras, por esto es fundamental asegurar la estabilidad de estos taludes. En las últimas décadas se han planteado nuevas formas de determinar el daño inducido por tronadura en la construcción de los taludes. De acuerdo con el criterio de Hoek & Brown, el Factor D corresponde a la zona de perturbación del macizo rocoso por efecto de tronaduras y relajación de esfuerzo (Hoek E. et al., 2002). Luego, para poder crear modelos confiables de estabilidad para la explotación de minas a cielo abierto, es necesario determinar con certeza la zona perturbada producto de la tronadora, dado que se pueden obtener mejores factores de seguridad controlando la tronadura con tal de disminuir el ancho de la zona perturbada, ya que esta zona perturbada se reduce las propiedades del macizo rocoso.

Para el estudio de estas zonas de perturbación, en este trabajo se abordan dos tipos de metodologías, las cuales son la geometría constante en función de la altura del banco propuesta por Hoek & Karzulovic (2000), en el determinan una zona perturbada según el daño por tronadura al momento de realizar el talud. Y también la metodología propuesta por los autores Silva & Gómez (2015), los cuales plantean una zona triangular en la base del talud el cual es proporcional a la altura de este.

Específicamente, se estudia en profundidad la influencia de la variación de parámetros en la zona perturbada desarrollando diferentes modelos de equilibrio límite en 2D en el software Slide2 de Rocscience para determinar cuál de los parámetros geométricos o geomecánicos influye más al momento de obtener el factor de seguridad del talud. Para el modelo de calibración se compara el modelo planteado por los autores Carranza & Hormazábal (2019) de la mina Chuquicamata, Chile. También se analizan cuantitativamente los resultados de las simulaciones con respecto a parámetros porcentuales. Además, se realizan gráficos resumen en donde se observan los parámetros que más influyen en la geometría de la zona perturbada, en donde destacan los parámetros tales como son el UCS, m_i , GSI, factor de perturbación D.

Los resultados muestran que los parámetros geométricos afectan más a las metodologías de zona perturbada de banco doble (30 m), siendo la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco la más conservadora en los valores de FS, teniendo variaciones notables entre metodologías de zona perturbada de hasta un 20%, además, de manera similar ocurre con las propiedades geomecánicas, llegando a variaciones de hasta un 15% entre metodologías de zona perturbada. El GSI es otro parámetro que presenta grandes variaciones entre metodologías de zona perturbada, siendo la más conservadora la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, presentando variaciones con otras metodologías en banco simple y doble, siendo estas variaciones en banco simple un 22.9% y en banco doble un 22.1% con otras metodologías en términos de FS.



Abstract

The mining industry has played a fundamental role in shaping the economic and social dynamics of Chile over time. Its effects and consequences have a direct influence on multiple factors, including economic development, job creation, exchange rate stability, investment, government revenue, exports, among other aspects. Mining activity is responsible for generating 14.6% of GDP directly, although if the multiplier effects it has on other industries are added, its contribution to national GDP would be around 20% (Winkler, 2023).

The geotechnical stability of slopes in this sector is fundamental when exploiting an open-pit mine, to carry out profitable and safe operations, therefore it is essential to ensure the stability of these slopes. In recent decades, new ways of determining the damage induced by blasting in the construction of slopes have been proposed. According to the Hoek & Brown criterion, the D Factor corresponds to the zone of disturbance of the rock mass due to blasting and stress relaxation (Hoek E. et al., 2002). Then, to be able to create reliable stability models for open-pit mining, it is necessary to determine with certainty the disturbed zone resulting from the blasting, since better safety factors can be obtained by controlling the blasting in order to reduce the width of the disturbed zone, since this disturbed zone reduces the properties of the rock mass.

For the study of these disturbance zones, this work addresses two types of methodologies. The first is the constant geometry as a function of the bank height proposed by Hoek & Karzulovic (2000), which determines a disturbed zone according to the blasting damage at the time of the slope construction. The second is the methodology proposed by Silva & Gómez (2015), which proposes a triangular zone at the base of the Slope that is proportional to its height.

Specifically, the influence of parameter variation in the disturbed zone is studied in depth by developing different 2D limit equilibrium models in the Rocscience Slide2 software to determine which of the geometric or geomechanical parameters influences the most when obtaining the slope safety factor. For the calibration model, the model proposed by the authors Carranza & Hormazábal (2019) of the Chuquicamata mine, Chile, is compared. The results of the simulations are also analyzed quantitatively with respect to percentage parameters. In addition, summary graphs are made where the parameters that most influence the geometry of the disturbed zone are observed, where parameters such as UCS, m_i , GSI, disturbance factor D, stand out.

The results indicate that geometric parameters have the most significant impact on the double bank disturbed zone methodologies (30 m). The Hoek & Karzulovic methodology with 1 bank height is the most optimistic in terms of Factor of Safety (FS) values, exhibiting notable variations of up to 20% between different disturbed zone methodologies. Similarly, geomechanical properties also show variations of up to 15% between disturbed zone methodologies. The Geological Strength Index (GSI) is another parameter with substantial variations between disturbed zone methodologies. The Hoek & Karzulovic methodology with 1 bank height is the most optimistic, displaying variations of 22.9% in single bank and 22.1% in double bank compared to other methodologies in terms of FS.



Contenido

1.	Introducción.....	10
1.1.	General.....	10
1.2.	Motivación.....	12
1.3.	Alcance del proyecto	12
2.	Objetivos.....	13
2.1.	Objetivo general	13
2.2.	Objetivos específicos.....	13
3.	Marco Teórico	14
3.1.	Propiedades del macizo rocoso	14
3.2.	Macizo rocoso	14
3.3.	Índice de resistencia geológica GSI.....	15
3.4.	Criterios de falla	16
3.5.	Criterio de Hoek & Brown	16
3.6.	Factor de Perturbación D.....	19
3.7.	Zona perturbada.....	21
3.7.1.	Metodología propuesta por Hoek & Karzulovic.....	21
3.7.2.	Metodología propuesta por Hoek & Brown.....	22
3.7.3.	Metodología propuesta por Silva & Gómez	22
3.7.4.	Metodología propuesta por Gonzales & Stiwell.....	23
3.7.5.	Metodología propuesta por Rose & otros.....	24
3.7.6.	Metodología propuesta por Mulet	25
3.8.	Modelamiento numérico	25
3.9.	Software Slide2 de Rocscience.....	25
3.9.1.	Método de Equilibrio Límite	26
3.9.2.	Superficie de Deslizamiento.....	27
4.	Metodología.....	28
4.1.	Definición de modelos.....	28
4.1.1.	Modelo base	28
4.1.2.	Definición de inputs y números de casos a simular	31
4.2.2.	Elaboración del modelo en software SLIDE 2.....	36
4.9.	Modelo de calibración	¡Error! Marcador no definido.



5 Resultados	38
5.1 Modelo equilibrio límite	38
5.2. Variación de los parámetros geométricos	39
5.2.1. Variación de las geometrías de zona perturbada.....	39
5.2.2. Variación del ángulo cara de banco.....	41
5.2.3. Variación del número de bancos	42
5.2.4 Variación del número de interrampas	43
5.3. Variación de los parámetros geomecánicos	44
5.3.1. Variación del tipo de macizo rocoso.....	44
5.3.2. Variación del GSI.....	45
6. Análisis de los resultados	47
6.1. Análisis de parámetros geométricos	47
6.1.1. Análisis de las geometrías de zona perturbada	47
6.2.2. Análisis del ángulo cara de banco	47
6.2.3. Análisis del número de bancos	48
6.2.4. Análisis del número de interrampas	50
6.3. Análisis de los parámetros geomecánicos.....	51
6.3.1. Análisis del tipo de macizo rocoso	51
6.3.2. Análisis del tipo de roca	53
6.3.3. Análisis del GSI	54
6.4. Análisis de la superficie de deslizamiento	56
7. Discusión	57
8. Conclusiones.....	59
9. Referencias	61
10 Anexos.....	63



Índice De Figuras

Figura 1 Imagen para la estimación del GSI.....	15
Figura 2 Envolvente del criterio de falla generalizado de Hoek & Brown.	19
Figura 3 Guía para estimar el factor de perturbación D.	20
Figura 4 Imagen que representa la zona perturbada según Hoek & Karzulovic	21
Figura 5: Imagen que representa la zona perturbada según Silva & Gómez.	23
Figura 6 Ejemplos que ilustra a) la función de perturbación, b) la función de resistencia en un diagrama de esfuerzos principales, c) la función de resistencia en un diagrama de corte normal (Gonzalez & Stiwell, 2015). 23	
Figura 7 Calibración realizada con prismas y UDEC para determinar la zona de transición del Factor D (Rose et al. 2018).	24
Figura 8 Geometrías para la zona perturbada para macizos rocosos de (A) buena, (B) regular y (C) mala calidad (Mulet Valenzuela, 2021).	25
Figura 9 Software SLIDE2 Rocscience.	26
Figura 10: Representación de sección del cálculo de equilibrio límite.	26
Figura 11 Metodología de trabajo.	28
Figura 12 Talud de estudio. Mina Chuquicamata, Chile.....	29
Figura 13 Talud base. Mina Chuquicamata.	29
Figura 14 Talud base, banco simple, Mina Chuquicamata.	30
Figura 15 Metodología Hoek & Karzuvic, 1 altura de banco doble, Mina Chuquicamata.	32
Figura 16 Metodología Hoek & Karzuvic, 2.5 altura de banco doble, Mina Chuquicamata.	33
Figura 17 Metodología Hoek & Karzuvic, 1 altura de banco simple, Mina Chuquicamata.	33
Figura 18 Metodología Hoek & Karzuvic, 2.5 altura de banco simple, Mina Chuquicamata.	34
Figura 19 Metodología Silva & Gómez. Banco doble, Mina Chuquicamata.	35
Figura 20 Metodología Silva & Gómez. Banco simple, Mina Chuquicamata.	35
Figura 21 metodología empleada para la construcción de las simulaciones.	36
Figura 22 (a) Resultados Modelo realizado por (Carranza & Hormazabal, 2019). FS = 1.57. (b) Resultados Modelo de calibración. FS = 1.57.	38
Figura 23 Medición FS metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco.	39
Figura 24 Medición FS metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco.	40
Figura 25 Medición FS metodología de Silva & Gómez.	40



Índice De Gráficos

Gráfico 1 Visualización de la variación de ángulo cara de talud. Banco simple (15 m).	47
Gráfico 2 Visualización de la variación de ángulo cara de talud. Banco doble (30 m).....	48
Gráfico 3 Visualización de la variación de número de bancos. Banco simple (15 m).	49
Gráfico 4: Visualización de la variación de número de bancos. Banco doble (30 m).....	49
Gráfico 5 Visualización de la variación de número de interrampas. Banco simple (15 m).	50
Gráfico 6 Visualización de la variación de número de interrampas. Banco doble (30 m).....	51
Gráfico 7 Visualización de la variación de calidad del macizo rocoso. Banco simple (15 m).	52
Gráfico 8 Visualización de la variación de calidad del macizo rocoso. Banco doble (30 m).....	52
Gráfico 9 Visualización de la variación del tipo de roca. Banco simple (15 m).	53
Gráfico 10 Visualización de la variación del tipo de roca. Banco doble (30 m).	54
Gráfico 11 Visualización de la variación del GSI. Banco simple (15 m).	55
Gráfico 12 Visualización de la variación del GSI. Banco doble (30 m).	55



Índice De Tablas

Tabla 1 Propiedades de la roca intacta y su método de determinación.	14
Tabla 2 Valores de la constante m_i para diferentes tipos de macizos rocosos.	17
Tabla 3 Relación entre el Factor D, la altura y los controles realizados por tronadura. Donde D es el ancho de la zona perturbada y H es la altura de banco del talud.	22
Tabla 4 Parámetros modelo de calibración.	30
Tabla 5 Parámetros caso de estudio, Hoek & Brown.	31
Tabla 6 Parámetros caso de estudio, Mina Escondida, Chile.	31
Tabla 7 Parámetro a variar en las simulaciones.	31
Tabla 8 Parámetros definidos para los primeros modelos de simulación.	38
Tabla 9 Factor de seguridad resultante de la simulación de modelos base.	39
Tabla 10 Resultados obtenidos, variación de ángulo cara de banco, banco simple (15 m).	41
Tabla 11 Resultados obtenidos, variación de ángulo cara de banco. Banco doble (30 m).	41
Tabla 12 Resultados obtenidos, variación de número de bancos, banco simple (15 m).	42
Tabla 13 Resultados obtenidos, variación de número de bancos, banco doble (30 m).	43
Tabla 14 Resultados obtenidos, variación del número de interrampas, banco simple (15 m).	43
Tabla 15 Resultados obtenidos, variación del número de interrampas. Banco doble (30 m).	44
Tabla 16 Resultados obtenidos, variación de calidad del macizo rocoso y tipo de roca. Banco simple (15 m).	44
Tabla 17 Resultados obtenidos, variación de calidad del macizo rocoso y tipo de roca. Banco doble (30 m).	45
Tabla 18 Resultados obtenidos, para la variación de GSI, banco simple (15 m).	45
Tabla 19 Resultados obtenidos, para la variación de GSI, banco doble (30 m).	46
Tabla 20 Factores de Seguridad Banco Simple, superficie circular.	63
Tabla 21 Factores de Seguridad Banco Doble, superficie circular.	64
Tabla 22 Factores de Seguridad Banco Simple, superficie no circular.	65
Tabla 23 Factores de Seguridad Banco Doble, superficie no circular.	66
Tabla 24 Diferencia resultados de simulación en banco simple.	67
Tabla 25 Diferencia resultados de simulación en banco doble.	68



1. Introducción

1.1. General

La industria minera ha tenido un rol fundamental en la formación de la dinámica económica y social de Chile a lo largo del tiempo. Sus efectos y consecuencias ejercen una influencia directa en múltiples factores, incluyendo el desarrollo económico, la generación de empleo, la estabilidad del tipo de cambio, la inversión, los ingresos gubernamentales y las exportaciones, entre otros aspectos. La actividad minera es responsable de la generación directa de 14,6% del PIB, aunque si se agregan los efectos multiplicadores que tiene en otras industrias su contribución al PIB nacional rondaría el 20% (Winkler, 2023).

De acuerdo con el criterio de Hoek & Brown, el Factor D corresponde a la zona de perturbación del macizo rocoso por efecto de tronaduras y relajación de esfuerzo (Hoek E. et al, 2002). Luego, para poder crear modelos confiables de estabilidad para la extracción de minas a cielo abierto, es necesario determinar el efecto de la extracción sobre las propiedades de resistencia de la roca, el nivel de deformaciones plásticas y también la zona del macizo rocoso que puede verse afectada. Si se sobrestiman las propiedades del macizo rocoso, la estimación del modelo sería conservadora, mientras que, si se subestiman las propiedades de resistencia del macizo rocoso, la estabilidad del talud podría verse comprometida. (Mulet Valenzuela, 2021).

En el año 2000, los autores Hoek & Karzulovic realizan el primer acercamiento sobre el factor de perturbación D y la zona perturbada, en la cual realizan una metodología la cual determinan una zona perturbada según el daño por tronadura al momento de la construcción del talud, relacionando la zona perturbada en función de la altura del banco del talud y a los controles por tronadura para efectuar este. De esta forma, los autores indican lo siguiente: “El espesor de la zona perturbada dañada por la tronadura dependerá del diseño de tronadura para construir el talud y la altura de banco que tiene este.” (Hoek & Karzulovic, 2000).

Años posteriores, en el 2015 Silva & Gómez realizaron otro planteamiento sobre el factor D y la zona de perturbación, donde determinaron: “En la conceptualización de la perturbación está implícito el supuesto de que la tronadura y el alivio del estrés reducen el GSI y también crea microfracturas en la roca intacta y abre fracturas preexistentes.” (Silva & Gómez, 2015). Además, estos autores sugieren una nueva metodología para incorporar la zona perturbada en un análisis de estabilidad. Adicionalmente a estos autores, en el año 2002 se estableció un Factor D como criterio de daño al macizo rocoso producto de las tronaduras y desconfinamiento (Hoek E. et al., 2002). En el año 2015 se realizó una propuesta al indicar el comportamiento del Factor D según el confinamiento, determinando un límite máximo σ_{3max} para identificar como límite de la zona perturbada (Gonzalez & Stiwell, 2015). El año 2018 algunos autores buscaron por medio de calibración de prismas y análisis de diferencias finitas en UDEC, calibrar los desplazamientos e indicar la zona y el efecto del Factor D en profundidad (Rose, et al, 2018). Otro documento reciente (Hoek & Brown, 2018). que relaciona al factor de perturbación del macizo rocoso con el GSI y E_{rm} , estableciendo una interesante relación entre estos tres parámetros. El documento más reciente, propone una variación de la zona perturbada propuesta por Silva & Gómez, la cual consta en diferentes anchos de zona perturbada dependiendo de la calidad del macizo rocoso (buena, regular y mala) (Mulet Valenzuela, 2021).

Sin embargo, se sigue sin tener un consenso general sobre qué tipo de geometría de zona perturbada utilizar al momento de querer estimar las perturbaciones del talud. Debido a que cada mina a rajo abierto, cada yacimiento posee condiciones geológicas y geomecánicas diferentes, ningún proyecto es igual a otro. Al momento de realizar un estudio de estabilidad de taludes, es difícil de replicar decidir por qué tipo de metodología ocupar, por esto es



la importancia de realizar este trabajo para tratar de sea más fácil escoger que tipo de metodología ocupar en diversos tipos de casos.

En este estudio se implementaron modelos independientes para simular la geometría de la zona perturbada que se produce durante la excavación a cielo abierto. Estos modelos se utilizaron para evaluar la variación de las distintas metodologías de la zona perturbada, las propiedades del macizo rocoso y la geometría del talud. De este modo, se consideran 2 valores para el factor de perturbación, 1 para el macizo rocoso no perturbado con un valor de $D = 0.2$, y un valor para el macizo rocoso perturbado con un valor de $D = 0.8$.



1.2. Motivación.

El propósito de este estudio es contribuir a la industria minera entregando un documento con una serie de recomendaciones acerca de la construcción adecuada de la zona perturbada basada en factores geológicos, geométricos y geomecánicos. De esta manera se pretende mejorar, indirectamente, la seguridad en los taludes de minas a cielo abierto, proporcionando seguridad tanto a los trabajadores como a los equipos que operan cerca de los taludes. Se busca crear una guía que aborde la influencia de aspectos geológicos, geotécnicos y sísmicos, con el fin de simular y estudiar el efecto producido al variar la metodología de construcción de la zona perturbada en diferentes calidades de roca.

1.3. Alcance del proyecto

En este proyecto de título se investiga el fenómeno de la variabilidad de la zona perturbada en taludes mineros, definiendo de manera precisa las geometrías propuestas por (Hoek & Karzulovic, 2000) y (Silva & Gómez, 2015), analizando las influencias de cada una de estas geometrías en los taludes. El talud será simulado mediante el método de equilibrio límite, el cual es bidimensional, sin fallas y homogéneo. No cuenta con ningún tipo de fortificación ni humedad. Para así poder obtener resultados que no dependan de estas condiciones geológicas ni de agentes externos como las fortificaciones. Así mismo, este proyecto considera un talud de 300 m, con un ángulo global de 52° , en el cual se compararán las distintas geometrías encontradas en la literatura, para la construcción de la zona perturbada en taludes en yacimientos a rajo abierto.



2. Objetivos

2.1. Objetivo general

Analizar el efecto que produce variar la metodología de zona perturbada en un talud considerando distintos escenarios geotécnicos mediante un análisis de equilibrio límite mediante el software SLIDE.

2.2. Objetivos específicos

- Evaluar el efecto de la variación de la zona perturbada en el talud.
- Evaluar el efecto de la variación de parámetros geométricos y geomecánicos del talud en la zona perturbada.
- Comparar cuantitativa y cualitativamente las geometrías para la construcción de la zona perturbada planteadas por Hoek & Karzulovic (2000) y Silva & Gómez (2015).
- Determinar el factor de seguridad considerando distintos escenarios y tipos de macizos rocosos y entregar recomendaciones.



3. Marco Teórico

3.1. Propiedades del macizo rocoso

Para describir del comportamiento del macizo rocoso es necesario conocer las propiedades de la roca intacta y luego mediante la aplicación de metodologías existentes en la industria, escalar estas propiedades a todo el macizo rocoso. En la siguiente tabla, se muestran las principales propiedades de la roca intacta.

Tabla 1 Propiedades de la roca intacta y su método de determinación.

	Propiedades	Método de determinación
Propiedades de identificación y clasificación	Composición mineralógica, fábrica, textura, tamaño de grano y color	Descripción visual, uso de microscopio óptico y electrónico.
		Difracción de Rayos X
	Porosidad (n)	Técnicas de laboratorio
	Peso específico (γ)	
	Contenido de humedad	
	Permeabilidad (coeficiente de permeabilidad, k)	Ensayo de permeabilidad
	Durabilidad, alterabilidad (índice de alterabilidad)	Ensayo de alterabilidad
Propiedades Mecánicas	Resistencia a la compresión simple (	Ensayo de compresión uniaxial (UCS), ensayo de carga puntual, Martillo de Schmidt
	Resistencia a la tracción	Ensayo de tracción Directa. Ensayo de tracción Indirecta
	Velocidad de onda sónica (	Medida de velocidad de ondas elásticas en laboratorio
	Resistencia (parámetros C y ϕ)	Ensayo de compresión triaxial
	Deformabilidad (módulos de deformación elástica estáticos y dinámicos: E, ν)	Ensayo de compresión uniaxial. Ensayo de velocidad sónica

Fuente: Extracto de Gonzáles de Vallejo 2002.

3.2. Macizo rocoso

El macizo rocoso es una gran masa de roca que forma parte de la corteza terrestre y está compuesta por roca intacta y planos de discontinuidades. Es un conjunto de matriz rocosa y discontinuidades que presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, como consecuencia de la naturaleza, así como también de la frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidrogeológico. La matriz rocosa es la roca intacta que se encuentra entre los planos de discontinuidades, mientras que los planos de discontinuidades son planos de debilidad en el macizo rocoso que separan los bloques de matriz rocosa y que controlan el comportamiento geomecánico de los macizos rocosos. (Vallejo, 2002).

3.3. Índice de resistencia geológica GSI

El parámetro GSI (geological strength index) es un índice propuesto por Hoek et al. (1995) que evalúa la calidad del macizo en función del grado y las características de la fracturación, estructuras geológicas, tamaños de los bloques y alteración de las discontinuidades (Vallejo, 2002). Esto se divide mejor en la siguiente figura:

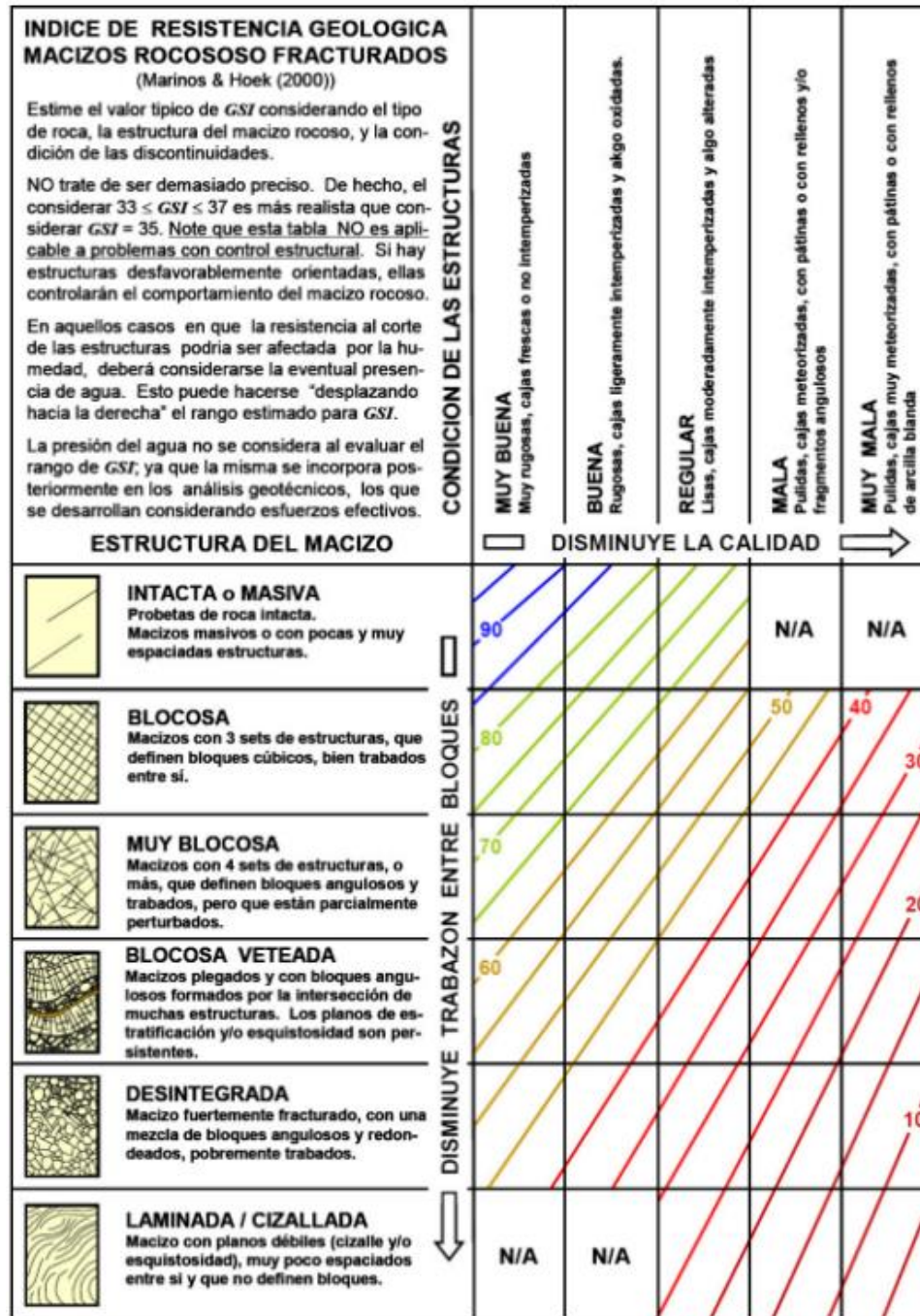


Figura 1 Imagen para la estimación del GSI

Fuente: Marinos et al., (2000).



3.4. Criterios de falla

La resistencia de la matriz rocosa isótropa se puede evaluar mediante los criterios de rotura de Mohr-Coulomb y de Hoek y Brown. La principal diferencia entre ambos es que el primero es un criterio lineal y el segundo no lineal, más adecuado al comportamiento mecánico real de las rocas. (Vallejo, 2002).

3.5. Criterio de Hoek & Brown

Criterio no lineal propuesto por Hoek y Brown (1980), es un criterio empírico de rotura no lineal válido para evaluar la resistencia de la matriz rocosa isótropa en condiciones triaxiales:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m_i \sigma_{ci} \sigma_3 + \sigma_{ci}^2} \quad (1)$$

Donde:

- σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayor y menor en rotura,
- σ_{ci} es la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa
- m_i es una constante que depende de las propiedades de la matriz rocosa.
-

El parámetro m_i se refiere al tipo de roca que se está considerando, los cuales fueron catalogados por Hoek & Brown en 1997 con la siguiente tabla resumen:



Tabla 2 Valores de la constante m_i para diferentes tipos de macizos rocosos.

Tipo de roca y valor de la constante m_i		
Sedimentarias Clásticas	Conglomerado	22
	Arenisca	19
	Limonita	9
	Lutita	4
Sedimentarias no clásticas	Caliza Margosa	7
	Brecha caliza	20
	Caliza esparítica	10
	Caliza micrítica	8
	Yeso	16
	Anhidrita	13
Metamórficas	Mármol	9
	Cuarcita	24
	Migmatita	30
	Anfibolita	25-31
	Milonita	6
	Gneiss	33
	Esquistos	4-8
	Fitita	10
	Pizarra	9
	Diorita	28
Ígneas	Granito	33
	Riolita	16
	Granodiorita	30
	Dacita	17
	Andesita	19
	Gabro	27
	Basalto	17
Ígneas extrusivas piroclásticas	Aglomerado	20
	Brecha	18
	Toba	15

Fuente: Extracto de Gonzáles de Vallejo 2002

Posteriormente el autor introduce el criterio de Hoek & Brown Generalizado en el cual la forma de la curva del esfuerzo tensional principal o la envolvente de Mohr Coulomb podría ajustarse por medio de un coeficiente variable “a” en lugar de la raíz cuadrada. Además de los cambios en las ecuaciones, también se reconoció que el RMR de Bieniawski no era adecuado como el camino correcto para relacionar el criterio de rotura con las observaciones geológicas en campo, particularmente para macizos rocosos muy débiles, razón por la cual se introduce el GSI. (Hoek E. et al, 2002).



Luego, el criterio de Hoek & Brown generalizado se define como:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (2)$$

Donde “ m_b ” es un valor reducido de la constante del material “ m_i ” y está dado por:

$$m_b = m_i e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14 \cdot D} \right)} \quad (3)$$

Donde “ D ” es el factor de perturbación, que varía desde 0 para macizos rocosos in situ inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados

Los parámetros “ s ” y “ a ” son constantes del macizo rocoso, las cuales se determinan según las siguientes ecuaciones:

$$s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3 \cdot D} \right)} \quad (4)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \cdot \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right) \quad (5)$$

La resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso (σ_{cm}) se obtiene haciendo $\sigma_3' = 0$ en la Ecuación 3, obteniendo:

$$\sigma_{cm} = \sigma_{ci} s^a \quad (6)$$

Y la resistencia a la tracción (σ_t) se obtiene igualando $\sigma_3' = \sigma_1' = \sigma_t$ en la Ecuación 3, dando así:

$$\sigma_t = -\frac{s \cdot \sigma_{ci}}{m_b} \quad (7)$$



En la Figura 3 (Hoek & Brown, 1980) se observa la envolvente del criterio de falla generalizado de Hoek & Brown

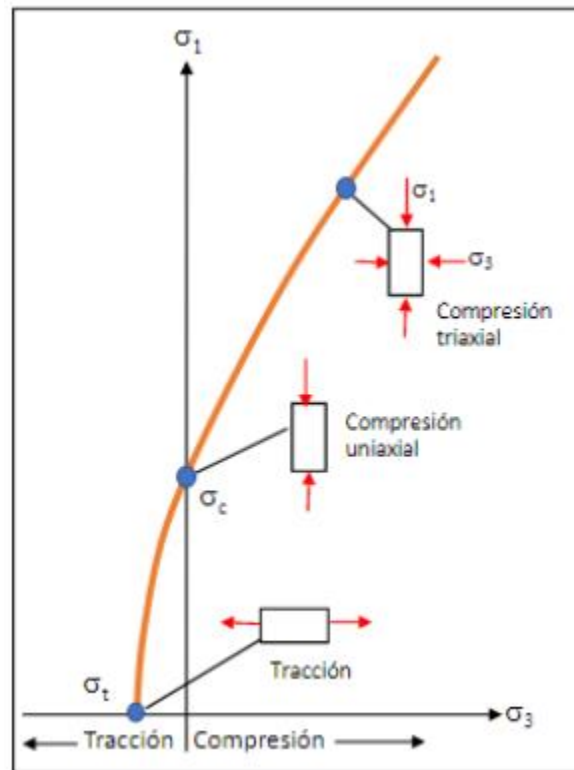


Figura 2 Envolvente del criterio de falla generalizado de Hoek & Brown.

Fuente: Modificado de Hoek & Brown (1980).

3.6. Factor de Perturbación D

De acuerdo con el criterio de Hoek & Brown, el Factor D corresponde a la zona de perturbación del macizo rocoso por efecto de tronaduras y relajación de esfuerzo. Luego, para poder crear modelos confiables de estabilidad para la extracción de minas a cielo abierto, es necesario calcular el efecto de la extracción sobre las propiedades de resistencia de la roca, el nivel de deformaciones plásticas y también la zona del macizo rocoso que puede verse afectada.

Se han realizado varios estudios para determinar la zona de perturbación de un talud resultante de la extracción de material en minas a cielo abierto. Un hallazgo importante estableció que la zona de perturbación (Factor D) disminuye en función del mayor control durante el proceso de tronadura (Hoek & Karzulovic, 2000).

Sin embargo, aquellos con experiencia en grandes minas a cielo abierto pueden observar que el criterio de Hoek & Brown para la masa rocosa in situ sin perturbación proporciona propiedades de resistencia demasiado optimistas; en cambio, los efectos de la intensa perturbación de las tronaduras y la relajación de esfuerzos producidas por la excavación generan una disminución en las propiedades de resistencia del macizo rocoso (Hoek E. et al, 2002). Debido a que, en cada proyecto minero, las condiciones del macizo rocoso, las condiciones geológicas y geomecánicas de este son diferentes para cada proyecto, por ende, para cada tipo de proyecto minero se evalúa un factor de perturbación D distinto para cada proyecto.

Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor D sugerido
	Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel	 $D = 0$
	Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante. Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloque una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la fotografía.	$D = 0$ $D = 0.5$ No invert
	Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m en el macizo rocoso circundante.	$D = 0.8$
	Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la liberación de tensiones resulta en alguna alteración.	$D = 0.7$ Good blasting $D = 1.0$ Poor blasting
	Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento. En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.	$D = 1.0$ Production blasting $D = 0.7$ Mechanical excavation

Figura 3 Guía para estimar el factor de perturbación D .

Fuente: Extracto de Hoek-Brown 2002.

Se han estudiado las microfracturas que ocurren en el macizo rocoso después de la relajación de esfuerzos en un talud en minería a cielo abierto y se han realizado ensayos UCS para mostrar una clara disminución en la competencia del macizo rocoso, estableciendo el comportamiento del RQD y la geometría de la perturbación en función de la altura del talud asociada al Factor D (Silva & Gómez, 2015). Hoek & Brown mostraron una relación entre GSI y E_{rm} considerando diferentes niveles de Factor D (Hoek & Brown, 2018). Algunos modelos se han calibrado utilizando información de sistemas de monitoreo basados en prismas (Rose, et al, 2018). En la industria, se aplica principalmente el Factor D asignando un valor para D de tres formas diferentes: para todo el macizo rocoso, para un rango de confinamiento (σ_3) entre 0 y 0,75 MPa o para un rango de confinamiento (σ_3) entre 0 y 1 MPa (Gonzalez & Stiwell, 2015).



3.7. Zona perturbada

La zona perturbada es una región que contempla la zona de daño del macizo rocoso debido al desconfinamiento de este por voladura producida para fabricar el talud o voladuras cercanas al mismo. También contempla la redistribución de esfuerzos producto de los movimientos de tierra y trabajos circundantes al talud de estudio. Se han propuesto diversas formas de representar la zona perturbada dependiendo de la altura, sus propiedades geomecánicas o geológicas. Para efectos prácticos de este trabajo, se trabajará con enfoque a dos de estas metodologías, las cuales son las propuestas por Hoek & Karzulovic (2000) y la de Silva & Gómez (2015)

3.7.1. Metodología propuesta por Hoek & Karzulovic

En el año 2000 se realiza por primera vez un estudio que propone metodologías para construir la zona perturbada llamada “Propiedades de macizo rocoso en minas de superficie” (Hoek & Karzulovic, 2000) muestran una metodología para determinar una zona perturbada por tronadura, indicando con la Figura 5 lo siguiente: “El espesor de la zona perturbada de la zona dañada por la tronadura dependerá del diseño de tronadura.” (Hoek & Karzulovic, 2000).

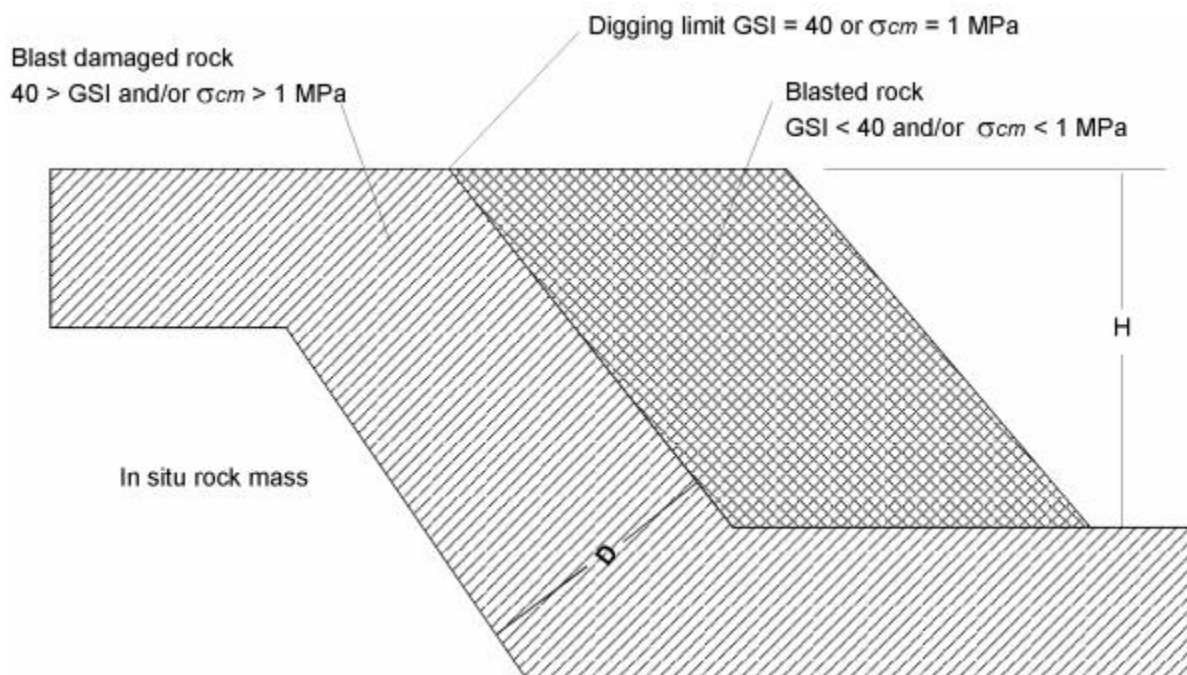


Figura 4 Imagen que representa la zona perturbada según Hoek & Karzulovic

Fuente: Extracto de Hoek & Karzulovic 2000.

Esta forma de representar la zona perturbada consiste en mantener dicha zona perturbada a lo largo del talud, en adición, la profundidad de la zona perturbada esta estrictamente ligada con la calidad de la tronadura, como se presenta en la siguiente Tabla 3.



Tabla 3 Relación entre el Factor D, la altura y los controles realizados por tronadura. Donde D es el ancho de la zona perturbada y H es la altura de banco del talud.

Gran tronadura de producción, confinada y con poco o nada de control.	D= 2 a 2.5 H
Tronadura de producción con nada de control, pero con cara libre.	D= 1 a 1.5 H
Tronadura de producción, confinada, pero con algo de control (Ej. Una o más filas buffer)	D= 1 a 1.2 H
Tronadura de producción con algo de control (Ej. Una o más filas buffer y tronadura con cara libre)	D= 0.5 a 1 H
Tronadura de producción cuidadosamente controlada con cara libre	D= 0.3 a 0.5 H

Fuente: Extracto de Hoek & Karzulovic 2000.

3.7.2. Metodología propuesta por Hoek & Brown

El año 2002, se estableció un Factor D como criterio de daño al macizo rocoso producto de las tronaduras y del desconfinamiento realizado (Hoek et al, 2002). Estos autores propusieron lo siguiente: “La experiencia en el diseño de taludes en grandes rajes a cielo abierto ha mostrado que el criterio de Hoek-Brown para macizos rocosos in situ no alterados ($D = 0$) da lugar a parámetros de resistencia del macizo rocoso considerados optimistas. Los efectos de los intensos daños de las voladuras, así como de la relación de esfuerzos debido a la retirada del estéril de recubrimiento, provocan una alteración del macizo rocoso. Para estos macizos rocosos es más apropiado considerar propiedades “alteradas” del macizo, es decir $D = 1$ en las ecuaciones”.

3.7.3. Metodología propuesta por Silva & Gómez

En el año 2015, Silva & Gómez realizan otro planteamiento de la zona perturbada mediante estudios de modelamiento numérico: “se sugiere la directriz representada en la Figura 6 para excavaciones de taludes simples. El ancho de 15 m en la parte superior de la superficie del terreno tiene como objetivo representar la profundidad del daño por voladura. Dentro de la banda superficial, se supone que el factor de perturbación varía linealmente entre 1.0 en la superficie (o un valor alto considerado apropiado) y 0.0 en profundidad. También sugieren que la profundidad máxima de perturbación se puede estimar como aproximadamente *ancho de zona perturbada* = $H \cdot 0.3$ ”, donde H es la altura del talud. (Silva & Gómez, 2015).

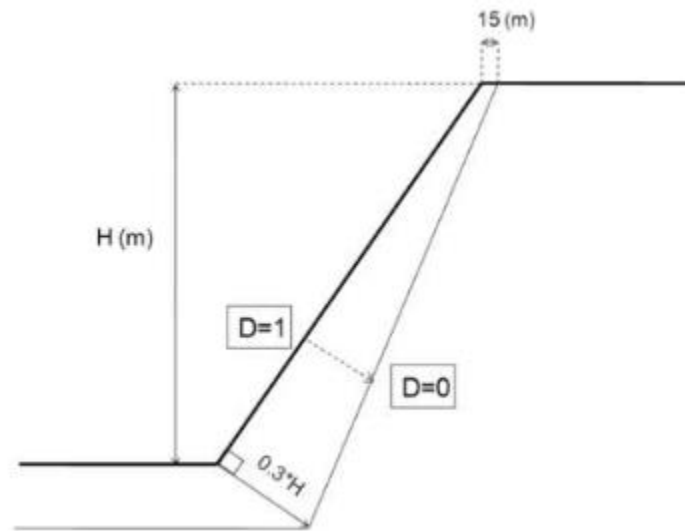


Figura 5: Imagen que representa la zona perturbada según Silva & Gómez.

Fuente: Extracto de Silva & Gómez 2015.

3.7.4. Metodología propuesta por Gonzales & Stiwell

Realizó una propuesta al indicar el comportamiento del factor D según el confinamiento, determinando un límite máximo σ'_{3max} para identificar como límite de la zona perturbada según las siguientes ecuaciones.

$$D = 1 - \frac{\sigma'_3}{\sigma'_{3max}} \quad \sigma'_3 < \sigma'_{3max} \quad (8)$$

$$D = 0 \quad \sigma'_3 \geq \sigma'_{3max} \quad (9)$$

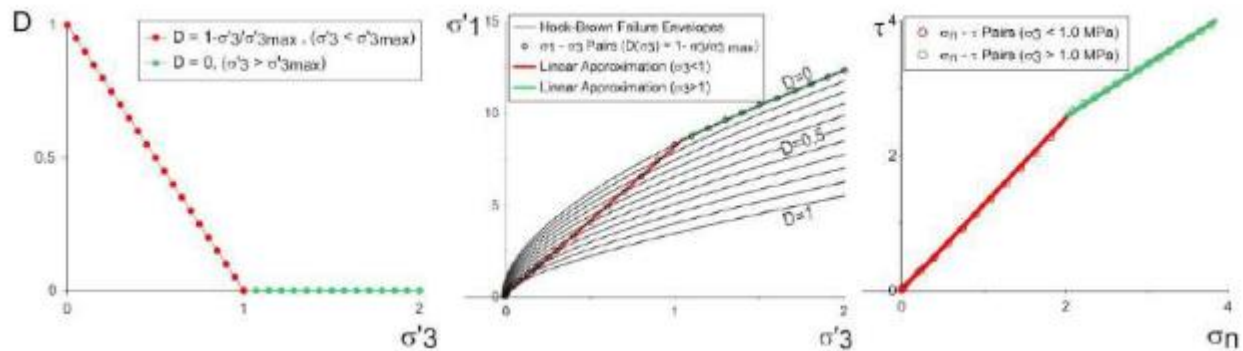


Figura 6 Ejemplos que ilustra a) la función de perturbación, b) la función de resistencia en un diagrama de esfuerzos principales, c) la función de resistencia en un diagrama de corte normal (Gonzalez & Stiwell, 2015).

Fuente: Extracto de Gonzalez & Stiwell 2015.



Actualmente la consultoría aplica principalmente el Factor D de 3 formas distintas:

- Asignar un valor para D para todo el macizo rocoso.
- Asignar un valor para D para un rango de confinamiento (σ_3) entre 0 y 0.75 MPa.
- Asignar un valor para D para un rango de confinamiento (σ_3) entre 0 y 1.00 MPa.

3.7.5. Metodología propuesta por Rose & otros

El año 2018, algunos autores buscaron, por medio de calibración de prismas y análisis de diferencias finitas en UDEC, calibrar los desplazamientos e indicar la zona y el efecto del Factor D en profundidad (Rose et al. 2018).

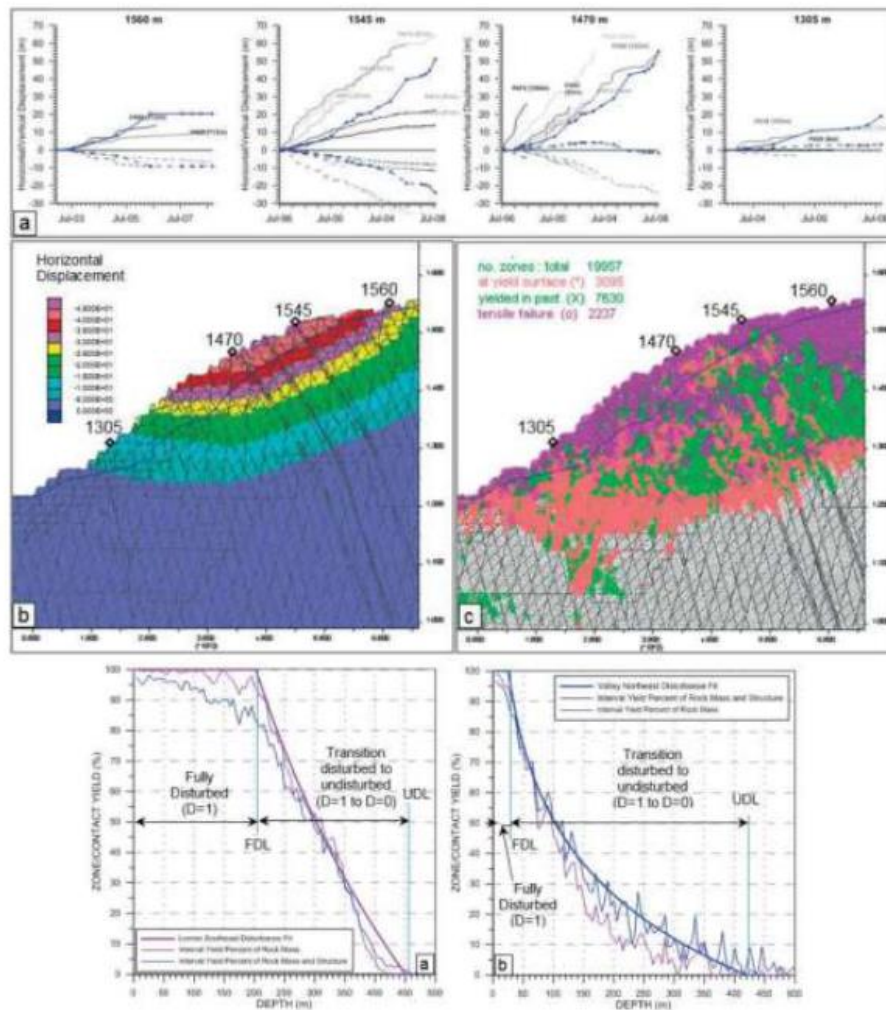


Figura 7 Calibración realizada con prismas y UDEC para determinar la zona de transición del Factor D (Rose et al. 2018).

Fuente: Extracto de Rose et al. 2018.



3.7.6. Metodología propuesta por Mulet

Realizo una propuesta para la construcción de la zona perturbada para tres tipos de calidades del macizo rocoso. “La zona de perturbación es más amplia o extensa en macizos rocosos de mala calidad y menos extensa cuando la calidad de la roca es regular o buena. Es importante indicar que, en el macizo rocoso de mala calidad, la zona de perturbación se extendió uniformemente hacia la superficie, favoreciendo probablemente grietas de tracción”.

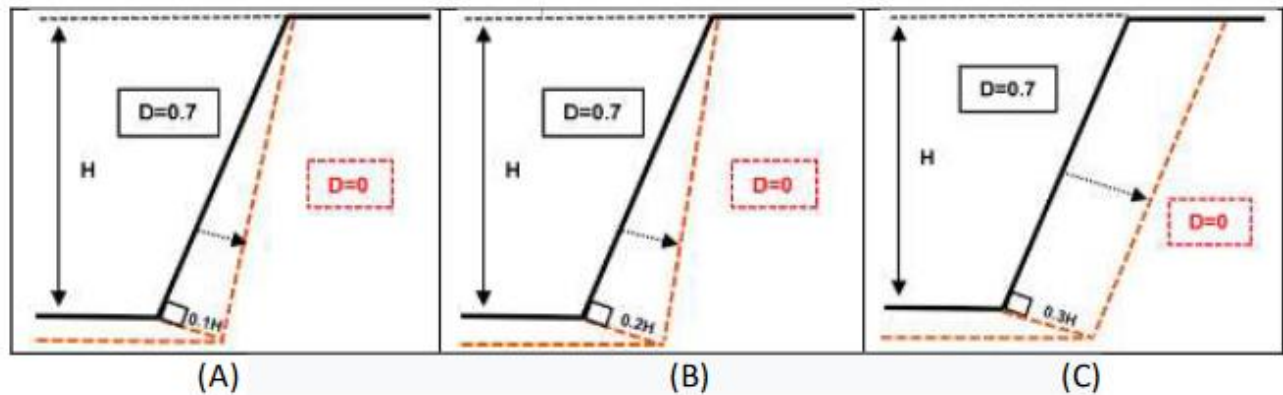


Figura 8 Geometrías para la zona perturbada para macizos rocosos de (A) buena, (B) regular y (C) mala calidad (Mulet Valenzuela, 2021).

Fuente: Extracto de Estimación de la zona perturbada en el macizo rocoso en cielo abierto inducida por la relajación de esfuerzos.

3.8. Modelamiento numérico

El modelamiento numérico es una herramienta ampliamente utilizada en la mecánica de rocas, pudiendo incluir con gran detalle la conceptualización del macizo rocoso mediante los inputs que se agregan a estos modelos. Los métodos numéricos son aplicaciones de algoritmos los cuales es posible formular y solucionar problemas matemáticos usando operaciones aritméticas menos complejas. El objetivo principal del análisis numérico es encontrar soluciones aproximadas para los problemas complejos.

3.9. Software Slide2 de Rocscience

El software Slide 2 es un software de Rocscience de análisis de estabilidad de taludes en 2D diseñado para ser utilizado en todo tipo de suelos y taludes rocosos. Es un software de equilibrio límite que evalúa el factor de seguridad y/o la probabilidad de falla de superficies de falla circulares o no circulares en suelos o taludes rocosos. El software utiliza métodos de equilibrio límite de dovelas verticales o no verticales para analizar la estabilidad de las superficies de falla. Además, Slide2 incluye un análisis de flujo de agua subterránea por elementos finitos incorporado en el programa, tanto para condiciones estacionarias como transitorias. El software también permite la importación de archivos de modelos de RS2 lo que permite una mayor flexibilidad en la definición de los modelos.

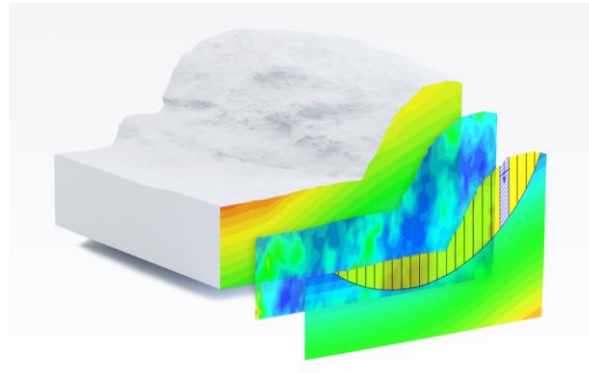


Figura 9 Software SLIDE2 Rocscience.
Fuente: Rocscience.

3.9.1. Método de Equilibrio Límite

El método del equilibrio límite establece que la rotura del terreno se produce a través de una línea que representa la superficie de rotura. De esta forma, se interpreta que la masa de terreno por encima de dicha línea se desplaza respecto de la masa inferior, produciéndose, así, la rotura del terreno. En el momento de producirse la rotura, la resistencia al corte a lo largo de la superficie de deslizamiento está movilizada, y el terreno se encuentra, en su totalidad, en equilibrio estático. La selección de una superficie teórica de rotura en el talud. (Ros Avila, 2008).

Se define el factor de seguridad (FS) como el valor que cuantifica la diferencia entre las condiciones reales que presenta el talud y las condiciones que llevan a su rotura. El factor de seguridad es el coeficiente mínimo de todos los coeficientes de seguridad asociados a todas las superficies de deslizamiento posibles. El FS también se puede definir de otras maneras. Para valores del factor de seguridad inferiores a 1, indica que el movimiento a lo largo de la superficie de deslizamiento es posible.

Los métodos para el análisis de estabilidad, frente a la rotura global del macizo, según cómo se estudie la masa desplazada, se clasifican en tres tipos: Análisis de roturas planas en taludes infinitos, método de la masa total y, por último, método de las rebanadas.

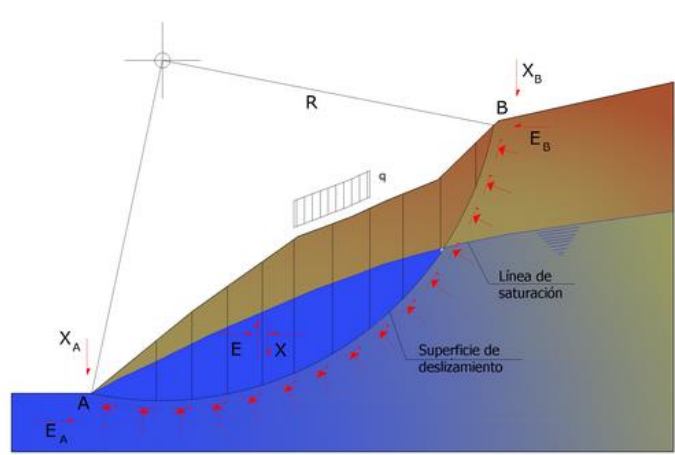


Figura 10: Representación de sección del cálculo de equilibrio límite.
Fuente: Geostru Software.



3.9.2. Superficie de Deslizamiento

El cuadro "Superficie de deslizamiento" sirve para especificar la forma y los parámetros de la superficie de deslizamiento plana. La superficie de deslizamiento está definida por un punto en el cuerpo de la roca y por su gradiente. La superficie de deslizamiento es por donde se aplican las fuerzas que actúan sobre bloques individuales, los cuales nos permiten determinar si el bloque de roca se desliza o no. También en esta superficie de deslizamiento se ejecutan los métodos individuales de cortes que difieren en sus supuestos de satisfacer la ecuación de fuerzas de equilibrio y ecuación de momento de equilibrio con respecto al centro. (Fine, 2024)

3.9.3. Algoritmos de búsqueda

Los algoritmos de búsqueda cumplen una función:

- Determinar un mecanismo de rotura cinemáticamente admisible. Generalmente, se consideran para la superficie de deslizamiento, formas geométricas sencillas, como pueden ser rectas, circunferencias o espirales logarítmicas.
- Equilibrio de fuerzas, tanto verticales como horizontales
- Equilibrio de momentos, respecto a un punto arbitrario
- Se analiza la estabilidad del conjunto a partir del concepto de factor de seguridad.
- Mediante cálculos repetitivos se halla el menor valor del factor de seguridad, que va asociado a la superficie de deslizamiento más desfavorable.

3.9.4. Método Morgenstern-Price

El método de análisis desarrollado por Morgenstern y Price (1965) puede ser aplicado tanto a superficies de rotura circulares como no circulares; este método permite la especificación de las fuerzas entre rebanadas. Considera que las tensiones y las fuerzas varían continuamente en la superficie; resuelve las componentes normal y paralela a la base para cada elemento, formulando ecuaciones de equilibrio de fuerza generales. Supone que existe la siguiente relación entre esta componente vertical y normal:

$$X/E = \lambda \quad (10)$$

Dónde $f(x)$ es la función que varía de forma continua a lo largo de la línea, y λ es un valor escalar. Para una función dada $f(x)$, los valores de λ y F se encuentran de forma que se cumplan los equilibrios globales de momentos y fuerzas. De esta forma $F = F_m = F_f$. Para escoger $f(x)$, se puede hacer considerando la distribución de tensiones normales a los límites de los elementos. En general, no tiene que haber tensiones efectivas de tracción y las tensiones de corte deben ser menores a las requeridas por el equilibrio crítico local. (Ros Avila, 2008).



4. Metodología

En este trabajo se estudia y analiza el factor de perturbación D, la zona perturbada, y cómo esta influencia, en conjunto con factores geomecánicos y geológicos, en el factor de seguridad de los taludes en minería a cielo abierto. Se determina la siguiente metodología para la realización de este trabajo en la siguiente figura:

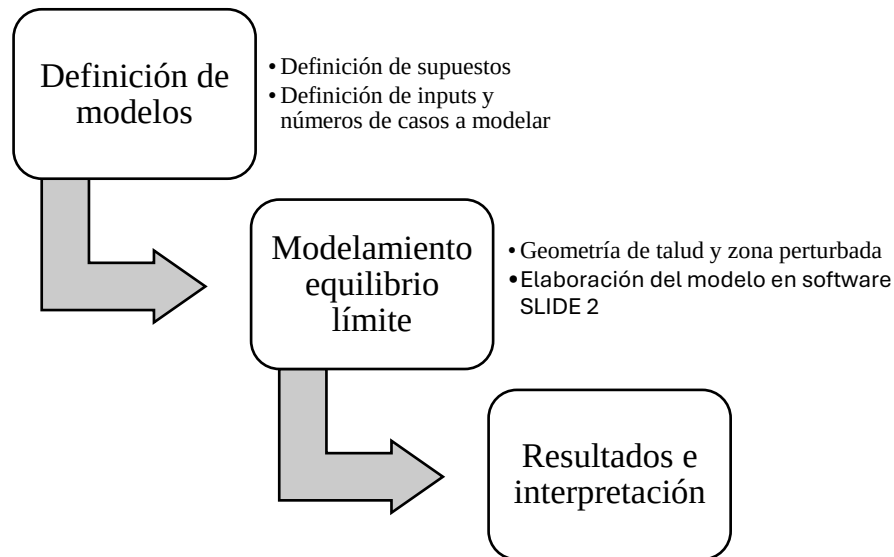


Figura 11 Metodología de trabajo.
Fuente: Elaboración propia.

4.1. Definición de modelos y supuestos

Para la elaboración de los modelos a simular, se basarán en el talud de referencia perteneciente a la mina Chuquicamata. A este modelo base se realizarán modificaciones a la geometría del talud y condiciones geomecánicas con el fin de responder a los objetivos propuestos en este trabajo.

4.1.1. Modelo base

Para la construcción de la geometría se escoge un talud de referencia perteneciente a la mina Chuquicamata (véase Figura 11), con las medidas del talud obtenidas del informe de los autores Carranza & Hormazábal, 2019, para tener una aproximación más cercana a la realidad de las minas a cielo abierto.



Figura 12 Talud de estudio. Mina Chuquicamata, Chile
Fuente: Extracto de Carranza & Hormazábal, 2019.

En función de esa geometría, se crea el modelo base para la simulación, y para la construcción de las zonas perturbadas de las metodologías de Hoek & Karzuvic y Silva & Gómez. En la siguiente figura y tabla se ilustra el talud base con el cual se construirán las zonas perturbadas.

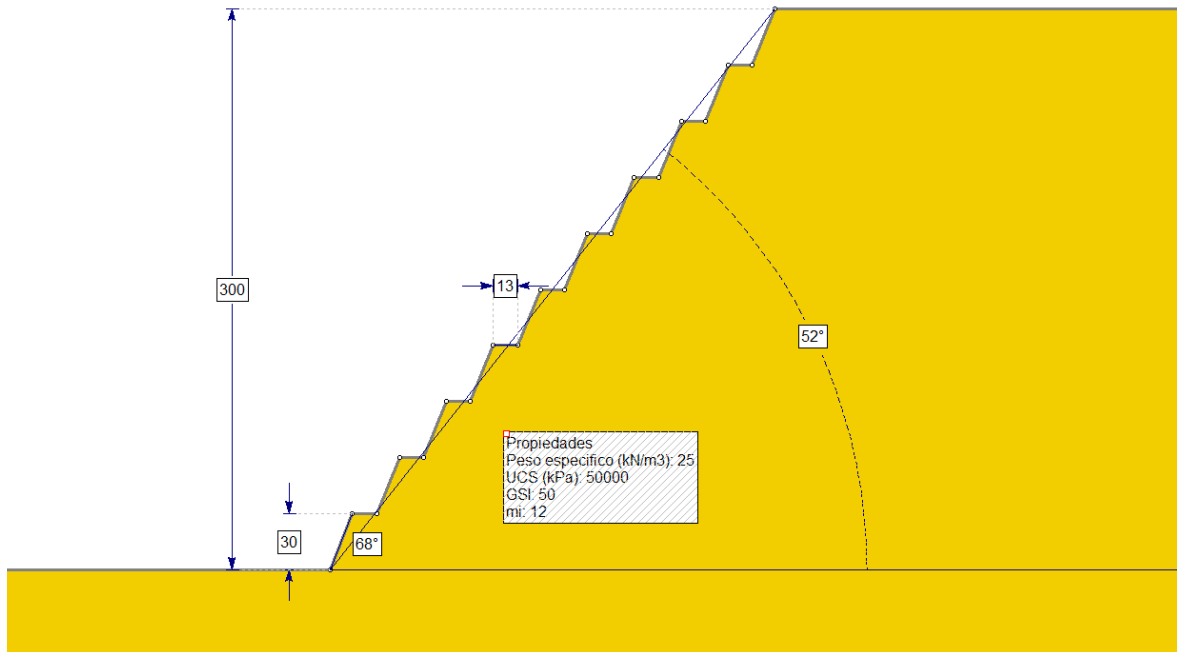


Figura 13 Talud base. Mina Chuquicamata.
Fuente: Elaboración propia.



Tabla 4 Parámetros modelo de calibración.

Parámetros	Valor	Unidad
Altura de banco	30	m
Altura de talud	300	m
Ancho de berma	13	m
Ángulo cara de banco	68	°
Ángulo global	52	°
Índice de Resistencia Geológica, GSI	50	
Factor de perturbación D	0.7	
Resistencia a la compresión no confinada σ_{ci}	50	Mpa
Constante Hoek-Brown, mi	12	
Peso unitario promedio, γ	25	kN/m ³
Factor de seguridad	1.57	

Fuente: Extracto de Carranza & Hormazábal, 2019.

De este mismo talud se realiza un modelo modificado, el cual cambia de un banco doble de 30 m a uno de banco simple de 15 m. Respetando los parámetros geométricos de este modelo. Esto se ilustra en la siguiente figura:

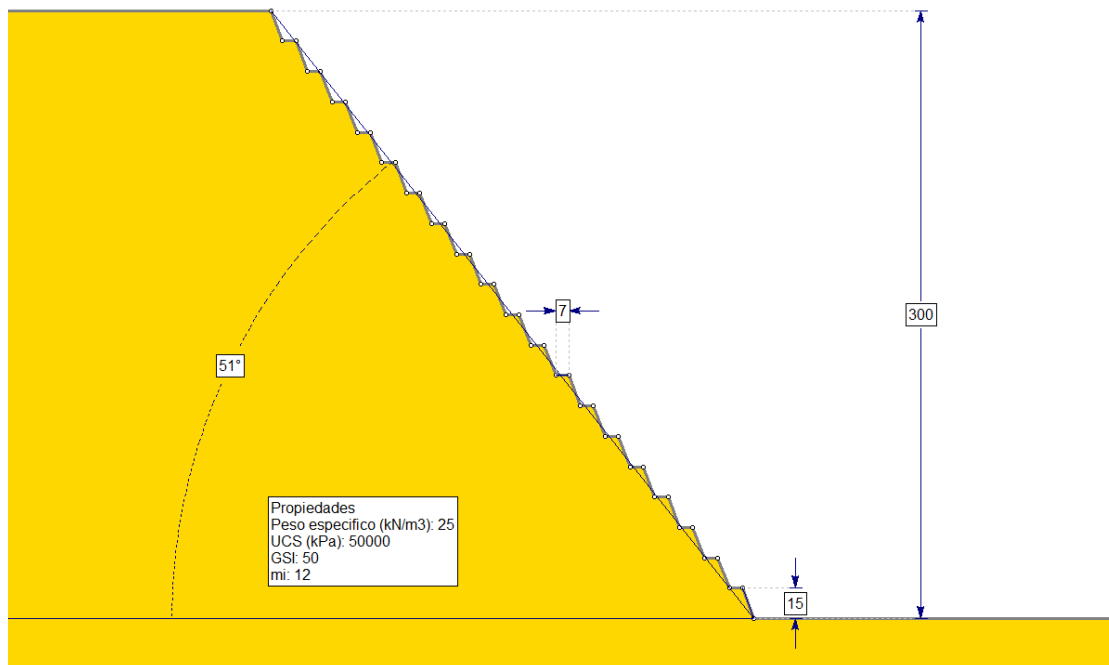


Figura 14 Talud base, banco simple, Mina Chuquicamata.
 Fuente: Elaboración propia.



4.1.2. Definición de inputs y números de casos a simular

Los parámetros de entrada para los modelos a simular son de suma importancia, ya que las recomendaciones y conclusiones que se obtengan de este trabajo dependerán de dichos parámetros. La caracterización de los parámetros implica determinar las propiedades o atributos del macizo rocoso. Es fundamental realizar una selección meticulosa y justificada de los parámetros que formarán parte del entorno de simulación para que sea lo más realista posible. Para obtener parámetros adecuados para la simulación de un talud minero, es necesario considerar las propiedades de la roca, como lo es el tipo de roca, los esfuerzos en el macizo y la calidad de este.

Para los datos requeridos para la simulación se utilizarán diversos parámetros de diversos estudios de taludes, para tener noción de cómo afecta el factor de perturbación y la geometría de la zona perturbada a distintas calidades del macizo rocoso. Para esto se toman de base los siguientes parámetros:

- Caso de estudio de Hoek & Brown, en el cual se describen 3 tipos de macizo rocoso:

Tabla 5 Parámetros caso de estudio, Hoek & Brown.

Tipo de roca	UCS [Mpa]	GSI	Mi	D intacta	D alterado
MALO	20	30	8	0.2	0.8
REGULAR	60	45	15	0.2	0.8
BUENO	150	75	25	0.2	0.8

Fuente: (E. Hoek a, 2018).

- Mina Escondida, el cual describe 2 tipos de macizo rocoso:

Tabla 6 Parámetros caso de estudio, Mina Escondida, Chile.

Tipo de roca	σ_{ci} [Mpa]	GSI	Mi	D intacta	D alterado
Primaria	110	75	28	0.2	0.8
Secundaria	42.7	45	10	0.2	0.8

Fuente: (R Rimmelin, 2020).

En adición a estos parámetros, también se presentan los siguientes parámetros que se irán variando en las simulaciones.

Tabla 7 Parámetro a variar en las simulaciones.

Parámetro	Rango	Incremento
Ángulo cara de banco (°)	50 - 80	5°
Altura de talud (m)	60 - 300	15 banco simple (15 m) 30 banco doble (30 m)
Número de interrampas	1 - 4	1
GSI	30 - 90	5

Fuente: Elaboración propia.

Resumiendo, el total de numero de simulaciones a realizar son de 180 simulaciones.



4.2. Modelamiento equilibrio limite

• 4.2.1. Geometría de talud y zona perturbada

Para obtener resultados y responder los objetivos, se realizaron simulaciones con las mismas condiciones y variaciones de parámetros mencionadas anteriormente, pero con distintos tipos de metodología de zona perturbada.

Con el talud base mencionado anteriormente, se crean los modelos a simular, los cuales son:

- Metodología de (Hoek & Karzulovic, 2000), en el cual se optó por considerar una gran tronadura de producción, confinada y con poco o nada de control; es decir, se tomará como ancho de la zona perturbada:

$$D = 1 \cdot H \quad (11)$$

$$D = 2.5 \cdot H \quad (12)$$

Donde:

- D: es la profundidad de la zona perturbada.
- H: es la altura de un banco del talud.

Esto se refleja en las Figuras 14, 15, 16 y 17, mostrando el modelo en conjunto a las geometrías.

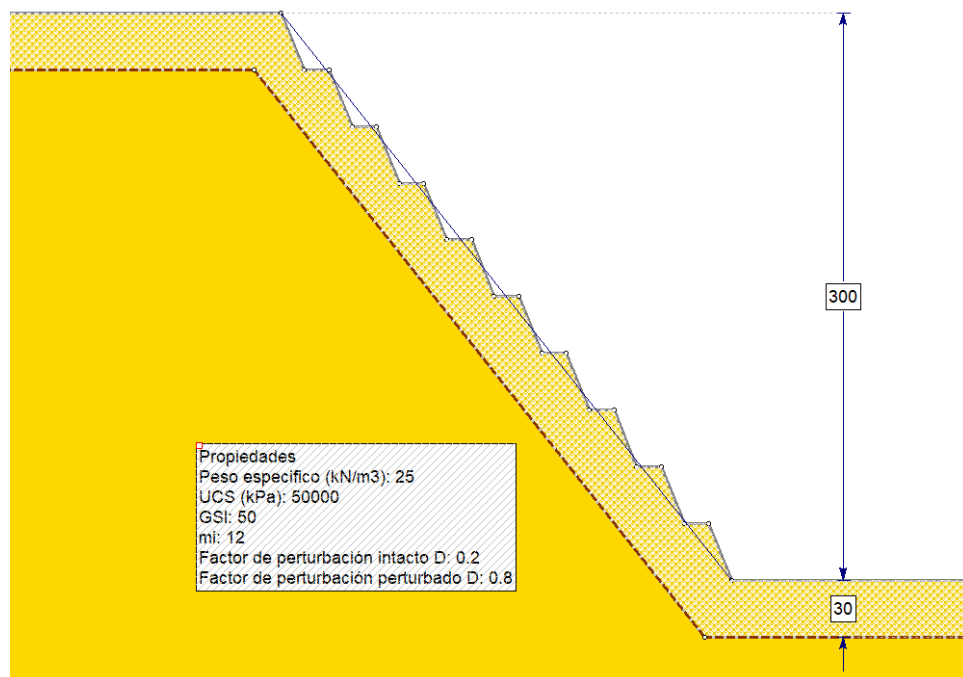


Figura 15 Metodología Hoek & Karzuvic, 1 altura de banco doble, Mina Chuquicamata.

Fuente: Elaboración propia.

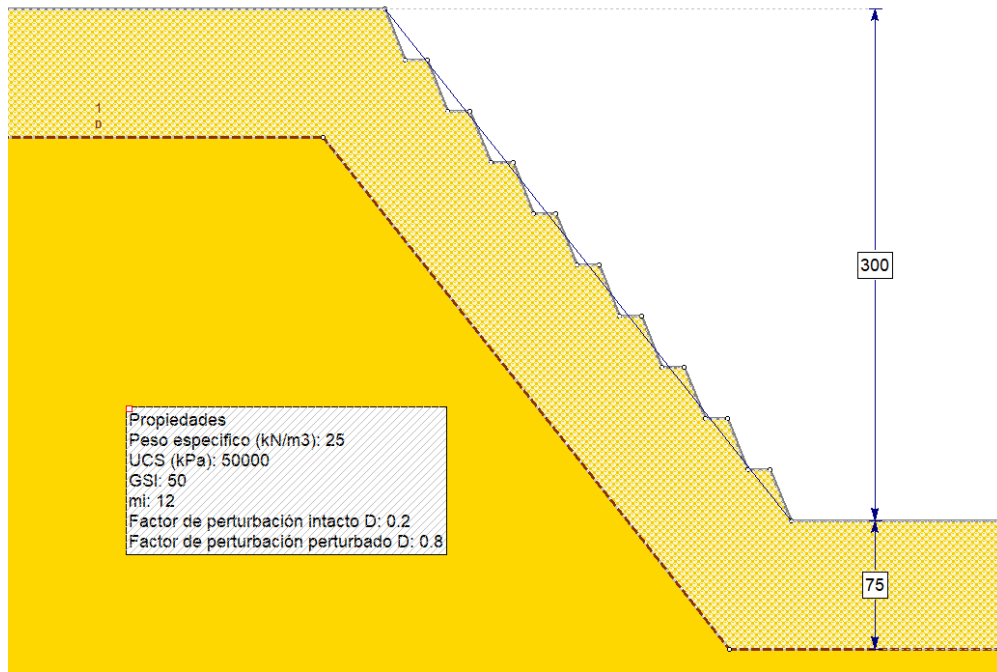


Figura 16 Metodología Hoek & Karzuvic, 2.5 altura de banco doble, Mina Chuquicamata.
 Fuente: Elaboración propia.

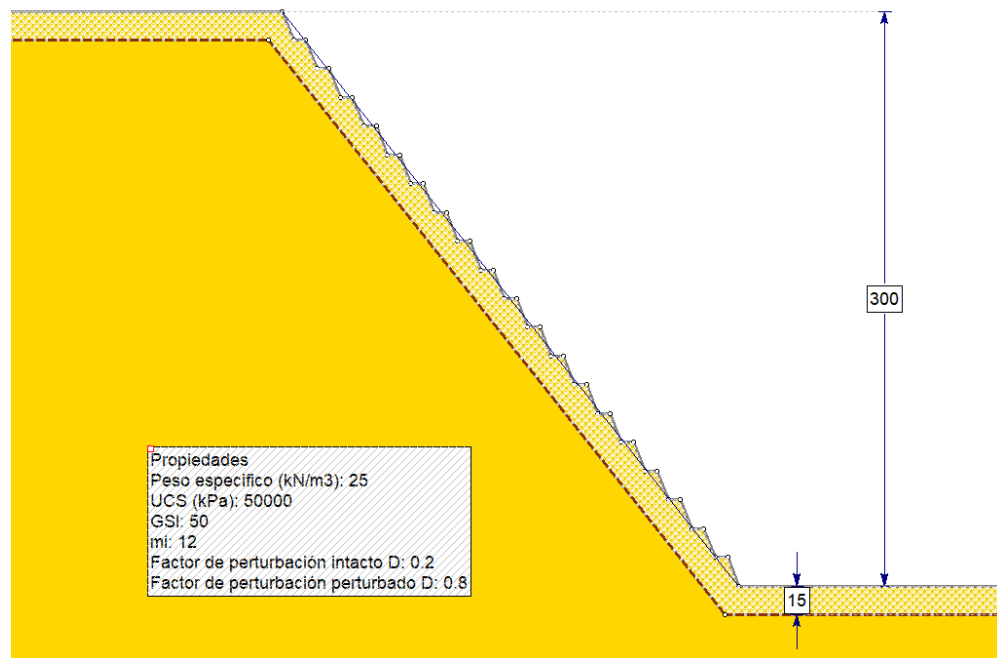


Figura 17 Metodología Hoek & Karzuvic, 1 altura de banco simple, Mina Chuquicamata.
 Fuente: Elaboración propia.

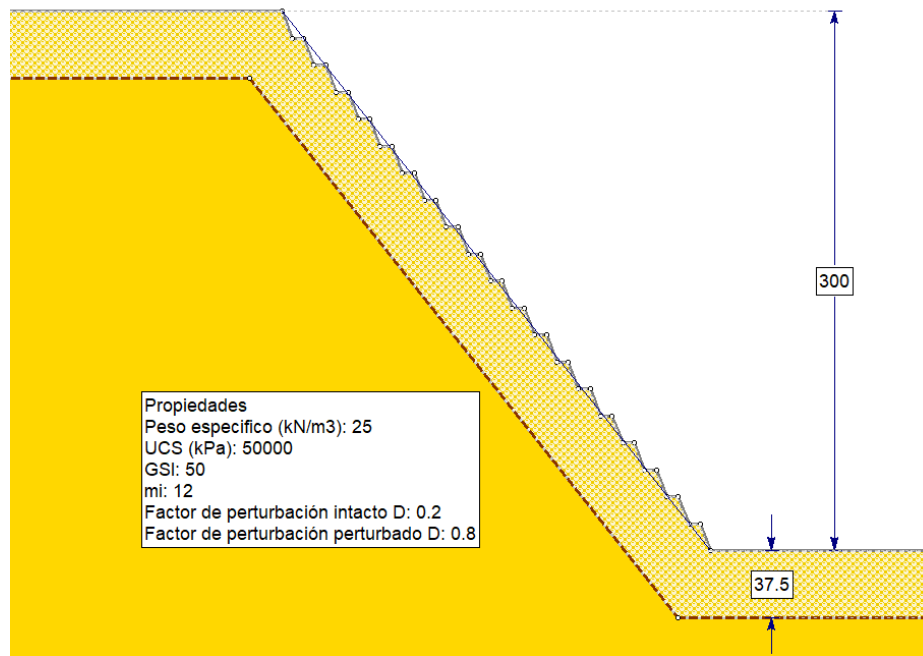


Figura 18 Metodología Hoek & Karzuvic, 2.5 altura de banco simple, Mina Chuquicamata.
Fuente: Elaboración propia.

- Metodología de Silva & Gómez, en la cual se diseña la zona perturbada con 15 m de ancho en la parte superior del talud, para después calcular la profundidad máxima de perturbación como:

$$\text{Profundidad Máxima de Perturbación} = 0.3 * H \quad (13)$$

Donde:

- H es la altura total del talud.

Esto se refleja en la Figura 18 y 19, mostrando el modelo en conjunto a la geometría:

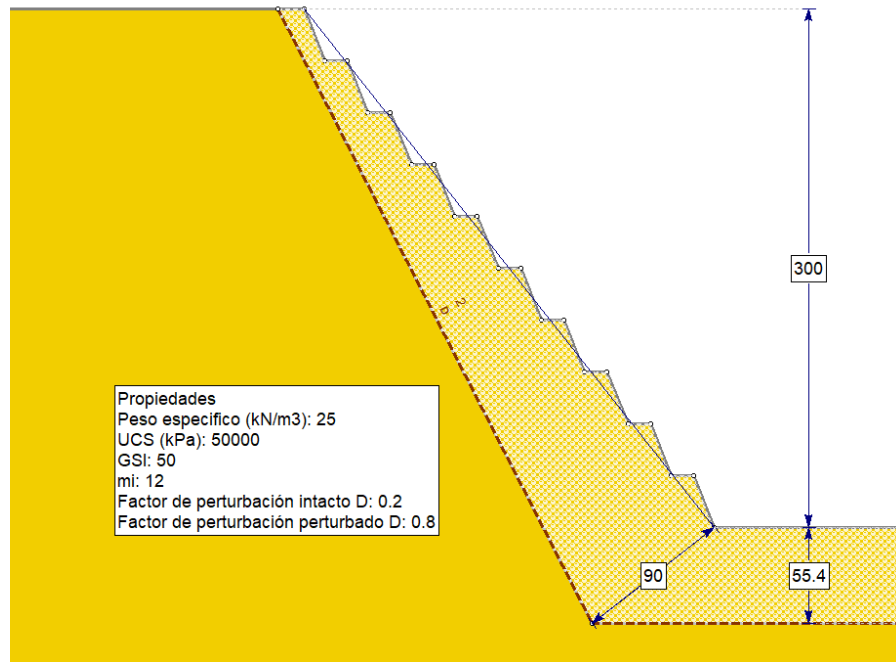


Figura 19 Metodología Silva & Gómez. Banco doble, Mina Chuquicamata.
Fuente: Elaboración propia.

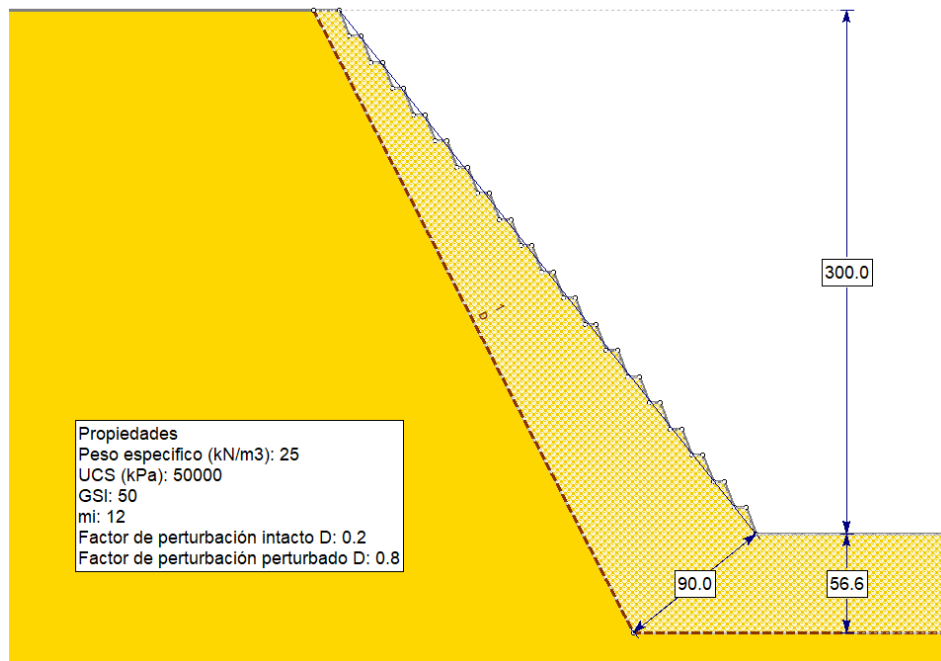


Figura 20 Metodología Silva & Gómez. Banco simple, Mina Chuquicamata.
Fuente: Elaboración propia.



4.2.2. Elaboración del modelo en software SLIDE 2

El software SLIDE2 consta de módulos, los cuales son útiles para entender el funcionamiento del software. Estos módulos se ejecutan cada uno como programas separados que interactúan entre sí, los cuales son:

- Marco de la simulación: Es el módulo donde se ingresan y editan los límites del modelo, es decir, geometría del modelo, parámetros de entrada, etc.
- Calculo: Es el módulo encargado de realizar la definición de las fuerzas que interactúan en el talud, resolver las ecuaciones y estimar el factor de seguridad.
- Interpretación: Es el módulo de post procesamiento de los datos utilizado para visualizar e interpretar los resultados obtenidos del módulo previo.

Para la construcción de los modelos de equilibrio límite en el software, se requiere seguir con la metodología descrita en la Figura 20 que muestra las principales consideraciones para la correcta construcción del modelo.

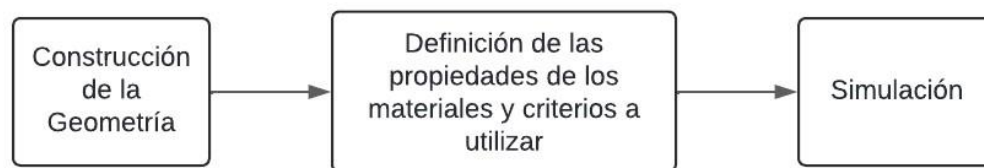


Figura 21 metodología empleada para la construcción de las simulaciones.

Fuente: Elaboración propia.

- Construcción de la geometría: Para la construcción de la geometría, se escoge como talud de estudio la mina a cielo abierto Chuquicamata. En adición a la construcción de la geometría, se construye la zona perturbada en función del talud, con los métodos de zona perturbada descritos anteriormente.
- Definición de las propiedades de los materiales y criterios a utilizar: La definición de las propiedades del material es de suma importancia, ya que este dará las condiciones iniciales las cuales nos permitan un óptimo ambiente de simulación, Junto con la definición de las propiedades del material, como lo son el UCS, m_i , GSI, factor de perturbación D, definir el criterio de falla a utilizar en este trabajo. SLIDE2 ofrece varios criterios. A fin de este estudio, se considera un material plástico; sus propiedades resistentes y de deformabilidad están definidas por el criterio generalizado de Hoek & Brown.
- Simulación: Ya definidas las geometrías y parámetros, se procede a la simulación donde se configura la sección en la cual se requiere calcular las fuerzas y el factor de seguridad. Una vez finalizada la simulación, se obtiene el factor de seguridad mostrando las partes donde se obtiene un valor más alto y bajo respectivamente. Se procede a realizar una inspección visual para corroborar que no se produjeron errores al momento de realizar la simulación y no obtener datos erróneos.



4.3. Resultados e interpretaciones

Gran parte de este trabajo consta en comparar los resultados de las simulaciones, y ver cómo se puede analizar la influencia de cada uno de los factores estudiados para determinar cuál de estos factores influye más que otro al momento de escoger una metodología para la construcción de la zona perturbada en un modelo de equilibrio límite. Se comparan los datos de manera cualitativa y cuantitativa; esta última se obtiene calculando el porcentaje que varía el factor de seguridad a medida que se van variando los parámetros mencionados en capítulos anteriores, con respecto al modelo base, para cada parámetro. En este trabajo se pretende comparar los resultados porcentualmente como también compararlos visualmente; para esto, se tendrán los siguientes parámetros de comparación.

- Geometría de la zona perturbada.
- Tipo de banco (banco simple, banco doble).
- Calidad del macizo rocoso.
- Tipo de roca.
- Número de bancos.
- Ángulo de cara de banco.
- Número de interrampas.

Para obtener los resultados de los parámetros anteriores, se debe, en primer lugar, ejecutar la simulación del modelo base para tener un valor de referencia (véase Figura 12 y Figura 13), posteriormente se procede a incorporar las distintas geometrías de la zona perturbada para tener los modelos de simulación para banco doble (véase Figuras 14, 15 y 18) y para los modelos de simulación de banco simple (véase Figuras 16, 17 y 19), luego se varían los parámetros geométricos y geomecánicos descritos anteriormente (véase Tablas 5, 6 y 7) del talud, acoplando las geometrías de zona perturbada a dichas variaciones geométricas.

El FS se obtiene al realizar la simulación de los modelos anteriormente descritos y visualizarlos en la pestaña de interpretación del software Slide2; en esta pestaña se visualiza a simple vista el FS obtenido a medida que se van simulando los distintos parámetros. A continuación, se muestran ejemplos de los resultados obtenidos a través de las simulaciones ejecutadas en el software, mostrando el talud, la superficie de deslizamiento y el FS de la metodología de Hoek & Karzulovic (2000) con el ancho de la zona perturbada de 1 altura de banco (Figura 21) y 2.5 altura de banco (Figura 22), y la metodología de Silva & Gómez (2015) (Figura 23).



5 Resultados

Como resultado de las simulaciones, se obtuvieron graficas resúmenes de los diferentes parámetros a variar.

5.1 Modelo equilibrio límite

En capítulos anteriores, se presentó la metodología de trabajo. Todos los parámetros importantes, como la calidad del macizo rocoso y las distintas geometrías que se van a considerar, ya fueron definidos anteriormente. Para la elaboración de los primeros modelos, se tiene un talud de una altura de 300 metros de altura, con un ángulo global de 52° y ángulo de cara de banco de 68°. (Carranza & Hormazabal, 2019).

Tabla 8 Parámetros definidos para los primeros modelos de simulación.

Altura de talud (m)	Altura de banco (m)	Peso unitario γ (kN/m ³)	σ_{ci} [Mpa]	GSI	mi	D intacta	D alterado
300	30	25	50	50	12	0.2	0.8
300	15	25	50	50	12	0.2	0.8

Fuente: Elaboración propia.

Para realizar los modelos y comprobar que los resultados obtenidos de estos son fiables, se realiza un modelo de calibración, el cual es un proceso que se utiliza para ajustar los parámetros de un modelo matemático para que coincida con los datos del mundo real. Esto se realiza para mejorar la precisión del modelo y aumentar la confiabilidad de este. Para este caso se ocupa el trabajo de los autores (Carranza & Hormazabal, 2019).

Con todos estos parámetros se replica el modelo y se procede a simular con la intención de obtener el mismo factor de seguridad para validar el ambiente de simulación. De esta forma se simula en el software Slide2 y se obtiene el siguiente modelo.

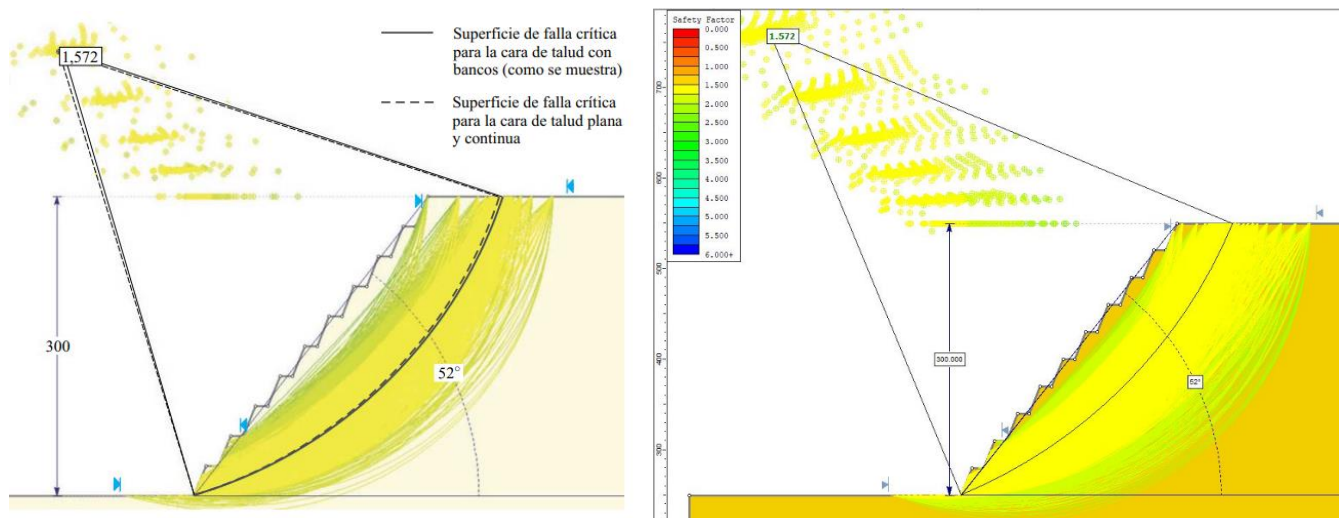


Figura 22 (a) Resultados Modelo realizado por (Carranza & Hormazabal, 2019). FS = 1.57. (b) Resultados Modelo de calibración. FS = 1.57.

Fuente: Extracto de Carranza & Hormazabal, 2019.



Dado que la simulación realizada concuerda con el factor de seguridad planteado por (Carranza & Hormazabal, 2019), se valida que lo simulado en este trabajo conversa con los modelos realizados y se asemejan a la realidad para la continuidad de este trabajo.

5.2. Variación de los parámetros geométricos

5.2.1. Variación de las geometrías de zona perturbada

En la Tabla 9 se muestran los factores de seguridad de metodologías elaboradas por Hoek & Karzulovic (2000) y Silva & Gómez (2015), en la cual se elaboró mediante los modelos base de altura de banco simple (15 metros) y doble (30 metros).

Tabla 9 Factor de seguridad resultante de la simulación de modelos base.

Tipo de banco	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000	
		1 Altura de banco	2.5 Altura de banco
Simple	1.9	1.97	1.95
Doble	1.92	1.97	1.85

Fuente: Elaboración propia.

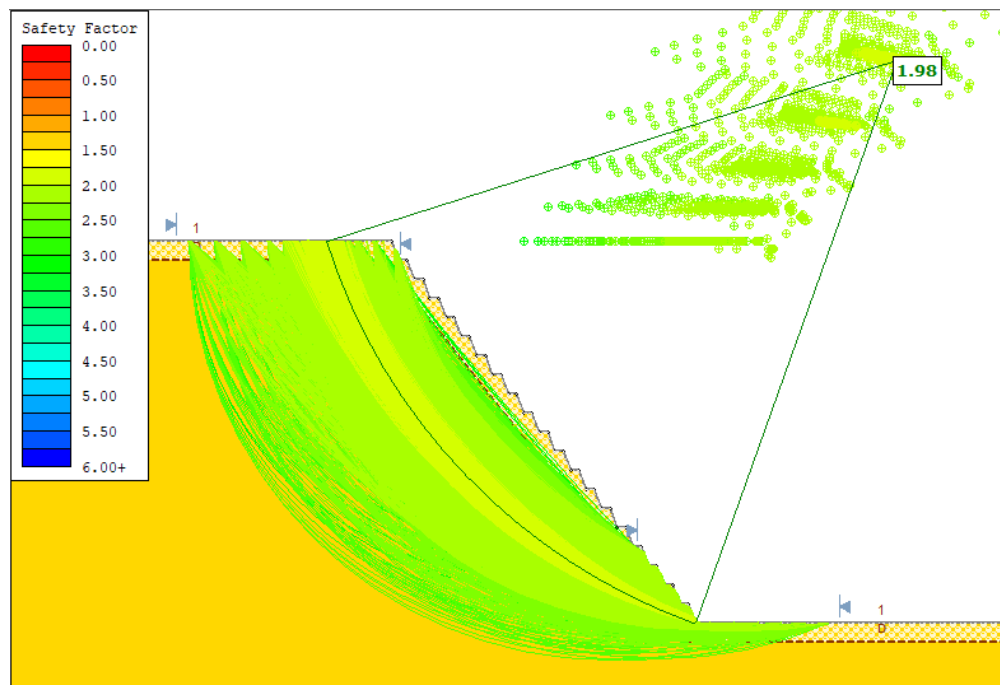


Figura 23 Medición FS metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco.

Fuente: Elaboración propia.

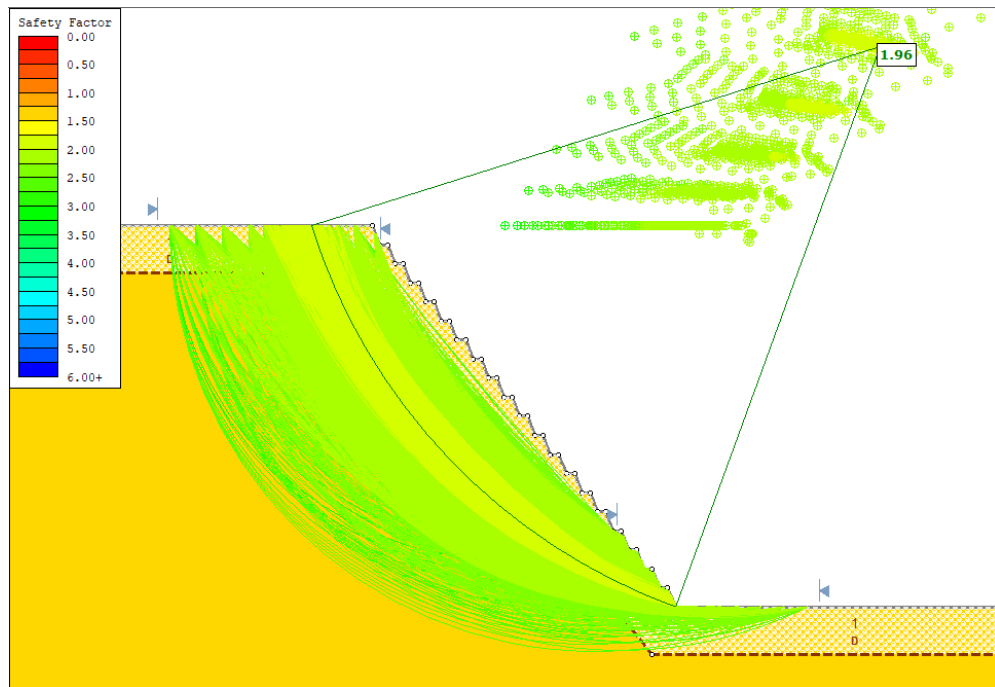


Figura 24 Medición FS metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco.
Fuente: Elaboración propia.

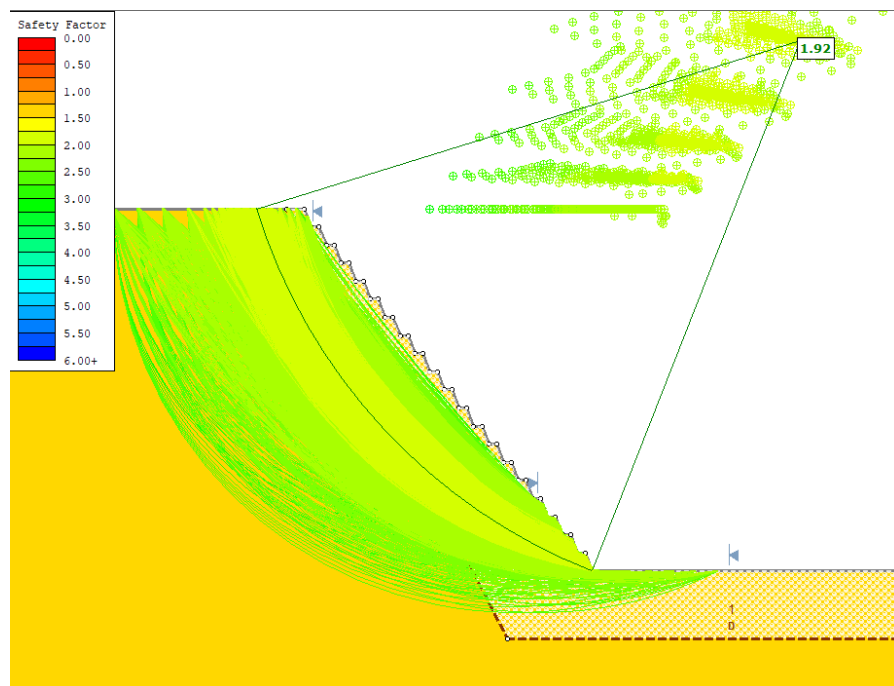


Figura 25 Medición FS metodología de Silva & Gómez.
Fuente: Elaboración propia.



5.2.2. Variación del ángulo cara de banco

En la Tabla 10, se muestran los resultados de la variación del ángulo de cara de banco en banco simple (15 m). En ella se logra notar que existe menor factor de seguridad en la metodología de Silva & Gómez en comparación de la metodología de Hoek & Karzulovic, siendo esta diferencia en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, con una variación máxima del 4.4%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 2.3%. De igual modo, entre las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic de 1 y 2.5 veces altura de banco, se tiene una variación máxima del 4.5% en términos de factor de seguridad. Estos resultados muestran que existen diferencias entre las metodologías de la zona perturbada.

Tabla 10 Resultados obtenidos, variación de ángulo cara de banco, banco simple (15 m).

Ángulo de cara de banco	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
50	2.7	2.78	2.71
55	2.48	2.58	2.5
60	2.3	2.4	2.32
65	2.2	2.23	2.15
70	1.96	2.08	1.99
75	1.8	1.92	1.84
80	1.66	1.78	1.7

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 11 se muestran los resultados de la variación del ángulo de cara de banco en banco doble (30 m), donde existe menor factor de seguridad en la metodología de Hoek & Karzulovic 2.5 altura de banco en comparación con las otras metodologías. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic 1 altura de banco, se tiene una variación del 3.9%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 3.9%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco son una variación máxima del 11% en términos de FS. Esta última comparación nos muestra que existe una notable diferencia entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 la veces altura de banco, siendo influyente en cual escoger al momento de realizar un análisis de estabilidad. Sin embargo, con la metodología de Silva & Gómez no existe una notable diferencia entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 la veces altura de banco.

Tabla 11 Resultados obtenidos, variación de ángulo cara de banco. Banco doble (30 m).

Ángulo de cara de banco	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
50	2.69	2.72	2.59
55	2.48	2.52	2.38
60	2.28	2.34	2.19
65	2.11	2.17	2.01
70	1.94	2.01	1.85
75	1.78	1.85	1.69
80	1.65	1.71	1.54

Fuente: Elaboración propia.



5.2.3. Variación del número de bancos

En la Tabla 12 se muestran los resultados obtenidos a partir de variar el número de bancos para banco simple (15 m); en ella se aprecia que existe una notable diferencia entre los factores de seguridad, siendo la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco la que tiene menor factor de seguridad en promedio. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 4.6%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 7.7%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco; se tiene una variación máxima del 13.7% en términos de FS. Siendo esta diferencia entre metodologías la más notoria.

Tabla 12 Resultados obtenidos, variación de número de bancos, banco simple (15 m).

Número de bancos	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
6	3.01	3.08	2.71
7	2.85	2.93	2.63
8	2.71	2.81	2.54
9	2.61	2.71	2.48
10	2.52	2.62	2.43
11	2.49	2.54	2.39
12	2.37	2.47	2.34
13	2.3	2.41	2.28
14	2.24	2.36	2.2
15	2.27	2.31	2.19
16	2.15	2.26	2.15
17	2.1	2.22	2.1
18	2.23	2.18	2.08
19	2.03	2.14	2.05
20	1.99	2.11	2.03

Fuente: Elaboración propia.

De igual manera, en la Tabla 13, se logra apreciar los resultados obtenidos en la variación del número de bancos en bancos dobles (30 m). Existe una notable diferencia entre los FS, siendo la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco la que tiene menor factor de seguridad. Sin embargo, se logra apreciar que en la metodología de Silva & Gómez se logran los mejores factores de seguridad. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 4.1%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una notable variación máxima del 20%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco representan una variación máxima del 14.8% en términos de factor de seguridad.



Tabla 13 Resultados obtenidos, variación de número de bancos, banco doble (30 m).

Número de bancos	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 vez Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
3	2.94	2.74	2.45
4	2.69	2.64	2.3
5	2.55	2.48	2.19
6	2.47	2.37	2.1
7	2.35	2.28	2.05
8	2.29	2.2	1.99
9	2.08	2.13	1.95
10	2.02	2.07	1.91

Fuente: Elaboración propia.

5.2.4 Variación del número de interrampas

En la Tabla 14 se muestran los resultados a partir de variar el número de interrampas en banco simple (15 m). Se observa que a medida que se aumenta el número de interrampas, el FS baja drásticamente entre las metodologías propuestas. Se logra apreciar que existe una notable diferencia entre los FS, siendo la metodología de Silva & Gómez la que tiene menor factor de seguridad en promedio. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 4.8%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 3.7%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 la veces altura de banco, se tiene una variación máxima del 3.6% en términos de FS.

Tabla 14 Resultados obtenidos, variación del número de interrampas, banco simple (15 m).

Números de interrampas	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
1	2.01	2.07	2.05
2	1.66	1.74	1.68
3	1.48	1.55	1.52
4	1.35	1.43	1.4

Fuente: Elaboración propia.

De igual manera, se logra apreciar en la Tabla 15 los resultados del número de interrampas en banco doble (30 m), que existe una diferencia entre los FS, siendo la metodología de Silva & Gómez la que tiene menor FS, sin embargo, se logra apreciar que en la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco se logran los mejores factores de seguridad. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 11.6%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 4.2%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco, se tiene una variación máxima del 9% en términos de FS. Estos resultados confirman que, para banco doble, existe una diferencia entre la elección de metodologías para la zona perturbada.



Tabla 15 Resultados obtenidos, variación del número de interrampas. Banco doble (30 m).

Número de interrampas	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
1	1.99	2.22	2.03
2	1.66	1.75	1.73
3	1.48	1.56	1.54
4	1.36	1.43	1.42

Fuente: Elaboración propia.

5.3. Variación de los parámetros geomecánicos

En esta sección se muestran los resultados obtenidos al variar los parámetros geomecánicos del talud, tales como el tipo de calidad de la roca, roca primaria y secundaria, entre otros.

5.3.1. Variación del tipo de macizo rocoso

En la Tabla 16 se muestran los resultados para la variación de la calidad del macizo rocoso y el tipo de roca para banco simple (15 m). Se logra apreciar una baja diferencia entre los FS entre calidades de macizo rocoso y tipo de roca. Comparando los resultados obtenidos para la calidad del macizo rocoso, para la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 1.5%, y, en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 3.1%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 veces altura de banco, se tiene una variación máxima del 0.7% en términos de factor de seguridad. Y para el tipo de roca, para la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 1.3%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 3.1%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 veces altura de banco, se tiene una variación máxima del 0.6% en términos de factor de seguridad.

Tabla 16 Resultados obtenidos, variación de calidad del macizo rocoso y tipo de roca. Banco simple (15 m).

Calidad macizo rocoso	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
Bueno	5.97	6.06	6.02
Regular	1.96	2.04	2.02
Malo	0.89	0.94	0.93
Roca Primaria	5.13	5.2	5.17
Roca Secundaria	1.59	1.65	1.64

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 17 se muestran los resultados para la variación de la calidad del macizo rocoso y el tipo de roca para banco doble (30 m). Se logra apreciar una diferencia entre los FS. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 1.2%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación



máxima del 5.2%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 la veces altura de banco, se tiene una variación máxima del 8.5% en términos de FS. Para el tipo de roca, se logra apreciar que existe una más notoria entre las metodologías de la zona perturbada. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 10%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 4.6%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco se tiene una notable variación máxima del 15% en términos de factor de seguridad.

Tabla 17 Resultados obtenidos, variación de calidad del macizo rocoso y tipo de roca. Banco doble (30 m).

Calidad macizo rocoso	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
Bueno	6	6.07	5.99
Regular	1.98	2.04	1.88
Malo	0.89	0.94	0.82
Roca Primaria	5.15	5.21	5.14
Roca Secundaria	1.6	1.76	1.53

Fuente: Elaboración propia.

5.3.2. Variación del GSI

En la Tabla 18, se muestran los resultados para la variación del GSI en banco simple (15 m), en el cual se logra apreciar que existe variación entre los FS. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 6.77%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 5.3%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 la veces altura de banco, se tiene una variación máxima del 1.4% en términos de factor de seguridad.

Tabla 18 Resultados obtenidos, para la variación de GSI, banco simple (15 m).

GSI	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 vez Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
30	1.33	1.42	1.4
35	1.47	1.55	1.53
40	1.61	1.68	1.66
45	1.75	1.82	1.81
50	1.92	1.98	1.96
55	2.1	2.16	2.14
60	2.32	2.37	2.36
65	2.58	2.64	2.62
70	2.92	2.97	2.95
75	3.34	3.39	3.37
80	3.9	3.94	3.92
85	4.64	4.68	4.66
90	5.62	5.65	5.64

Fuente: Elaboración propia.



En la Tabla 19, se muestran los resultados para la variación del GSI en banco doble (30 m), en el cual se logra apreciar que existe variación notable entre los FS. Comparando la metodología de Silva & Gómez con la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco, se tiene una variación máxima del 6.8%, y en comparación con la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco, se logra obtener una variación máxima del 8.1%. De igual modo, las diferencias máximas entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 la veces altura de banco, se tiene una notable variación máxima del 14.5% en términos de factor de seguridad.

Tabla 19 Resultados obtenidos, para la variación de GSI, banco doble (30 m).

Variación de GSI	Metodología de Silva & Gómez, 2015.	Metodología de Hoek & Karzulovic, 2000	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
30	1.33	1.42	1.24
35	1.48	1.55	1.37
40	1.62	1.68	1.52
45	1.74	1.81	1.8
50	1.93	1.99	1.86
55	2.11	2.16	2.07
60	2.33	2.38	2.31
65	2.6	2.64	2.6
70	2.93	2.97	2.93
75	3.36	3.4	3.35
80	3.92	3.95	3.91
85	4.65	4.68	4.64
90	5.64	5.67	5.64

Fuente: Elaboración propia.



6. Análisis de los resultados

6.1. Análisis de parámetros geométricos

6.1.1. Análisis de las geometrías de zona perturbada

Se logra observar que en banco simple (15 metros), la diferencia entre FS de las metodologías de Hoek & Karzulovic 2000 es mínima en comparación con la metodología de Silva & Gómez, siendo esta la metodología más “desfavorable”, dado que es la metodología la que otorga un FS más bajo. Sin embargo, en banco doble (30 metros), esta metodología actúa como un valor promedio entre los valores obtenidos de la metodología de Hoek & Karzulovic, siendo esta metodología con 2.5 ancho de altura de banco la más desfavorable entre las metodologías de banco doble (30 m). Cabe destacar que en ambos bancos la metodología más conservadora fue la metodología de Hoek & Karzulovic, 1 ancho de altura de banco.

6.2.2. Análisis del ángulo cara de banco

En los siguientes gráficos, se muestran los valores obtenidos de las simulaciones. En los Gráficos 1 y 2 se muestra cómo a medida que se va aumentando el ángulo de cara de banco, el FS va descendiendo de manera constante. De esta manera, en el Gráfico 1 se observa que para mediciones de FS en ángulos de cara de banco altos, medios y bajos, la metodología más conservadora es la planteada por Hoek & Karzulovic, 1 ancho de altura de banco, siendo esta la que obtiene los valores más altos de FS, de igual manera, la metodología más desfavorable es la de Hoek & Karzulovic, 2.5 ancho de altura de banco. La metodología de Silva & Gómez actúa a modo promedio entre la metodología propuesta por Hoek & Karzulovic.

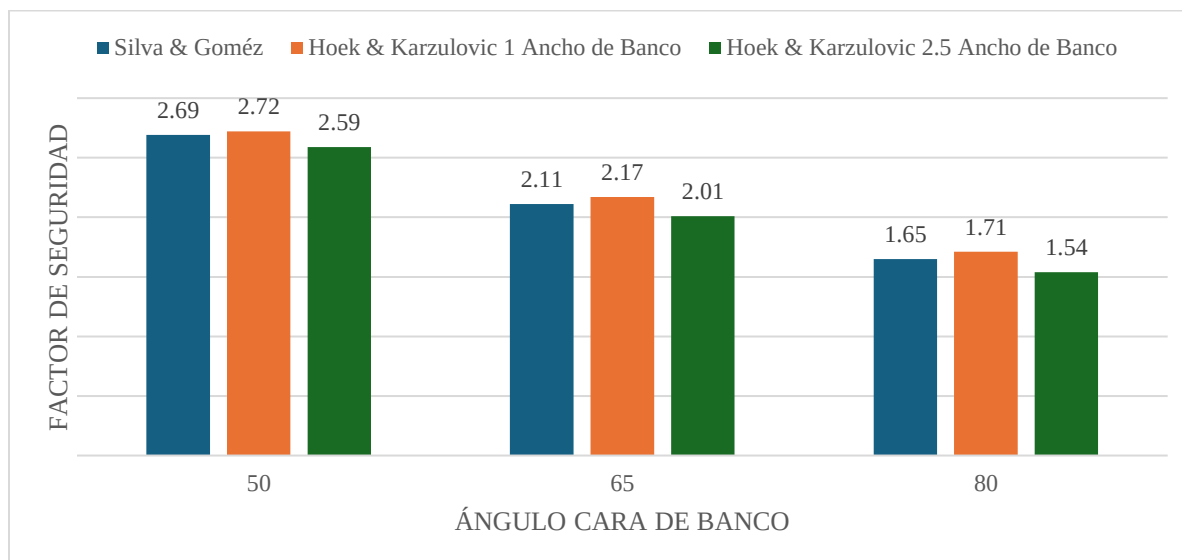


Gráfico 1 Visualización de la variación de ángulo cara de talud. Banco simple (15 m).

Fuente: Elaboración propia.



Sin embargo, en el Gráfico 2 la metodología más desfavorable es la metodología de Silva & Gómez que presenta un menor FS para las mediciones de ángulo de cara de banco con valores altos y bajos; por otro lado, la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 ancho de altura de banco para valores altos, medios y bajos es la metodología más conservadora, obteniendo los valores de FS más altos.

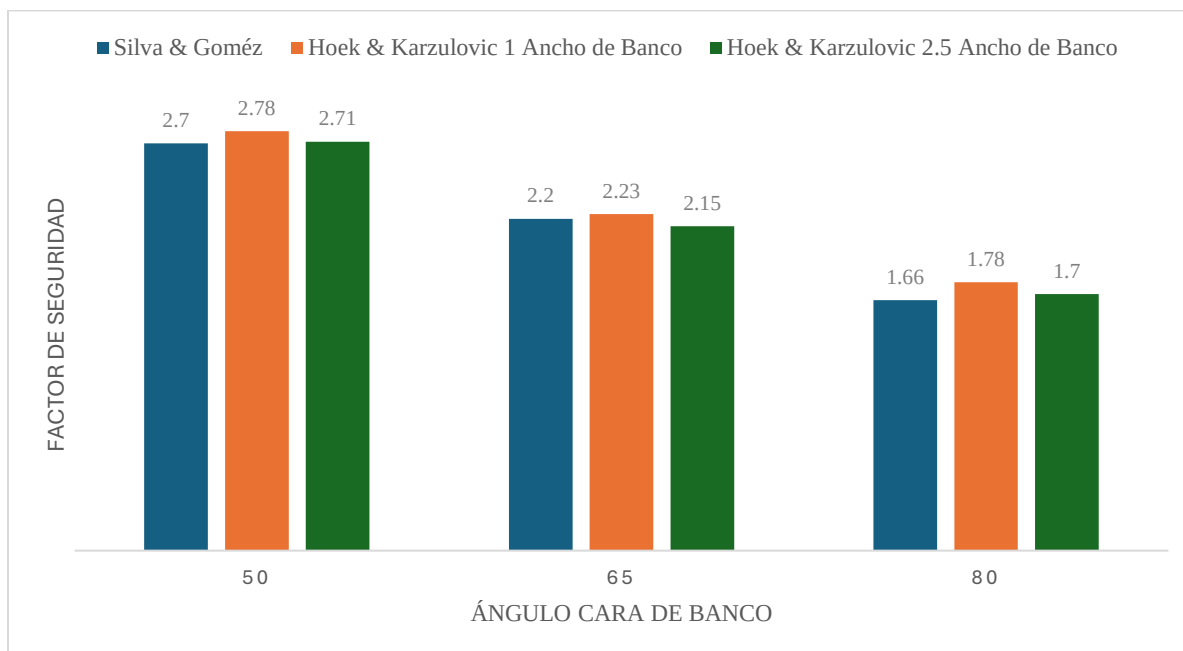


Gráfico 2 Visualización de la variación de ángulo cara de talud. Banco doble (30 m).
Fuente: Elaboración propia.

6.2.3. Análisis del número de bancos

En los siguientes gráficos, se logra apreciar que a medida que se va incrementando el número de bancos, el FS va descendiendo de manera constante, siendo este descenso más notorio en banco doble (30 m). De este modo, en el Gráfico 3 se muestran los resultados de FS obtenidos a medida que se varía el número de bancos que se tiene en el talud. Se logra apreciar que la metodología más conservadora es la metodología de Silva & Gómez para número de bancos bajos y medios, y, a mayor número de bancos, la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 ancho de altura de banco es la más conservadora. La metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 ancho de altura de banco es la más desfavorable, teniendo los valores más bajos de FS en todos los resultados obtenidos.

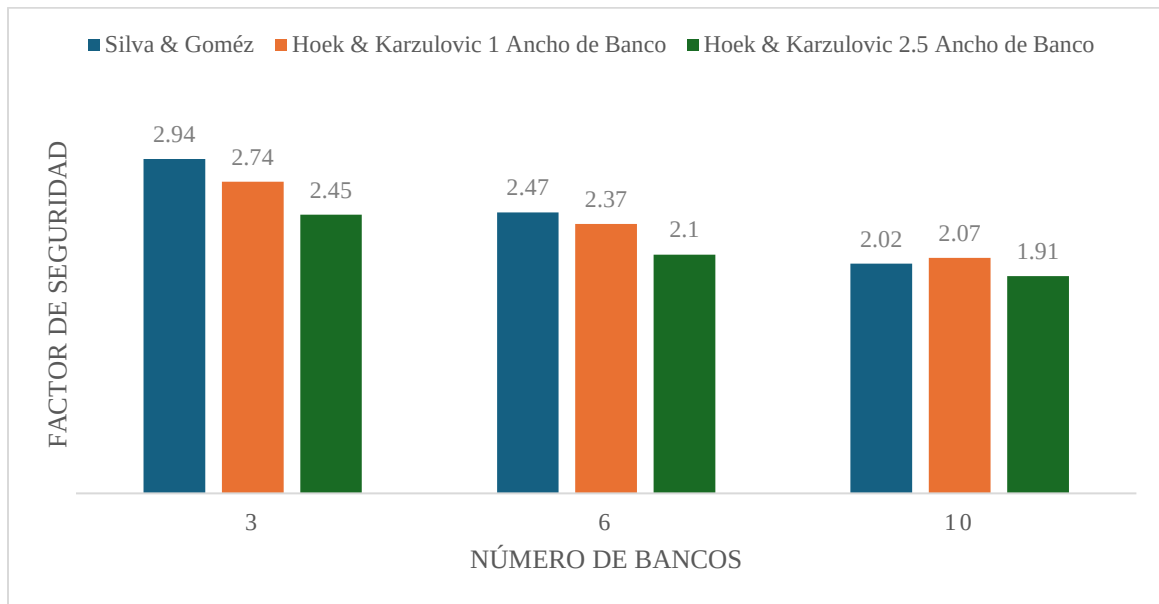


Gráfico 3 Visualización de la variación de número de bancos. Banco simple (15 m).
Fuente: Elaboración propia.

A diferencia de los resultados anteriores, en el Gráfico 4, la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 ancho de altura de banco es la metodología más conservadora. A diferencia con el análisis anterior, la metodología de Silva & Gómez funciona a modo de promedio entre las metodologías de Hoek & Karzulovic para números de bancos bajos a medios, pero a valores altos. Esta metodología es la más desfavorable con los resultados de FS.

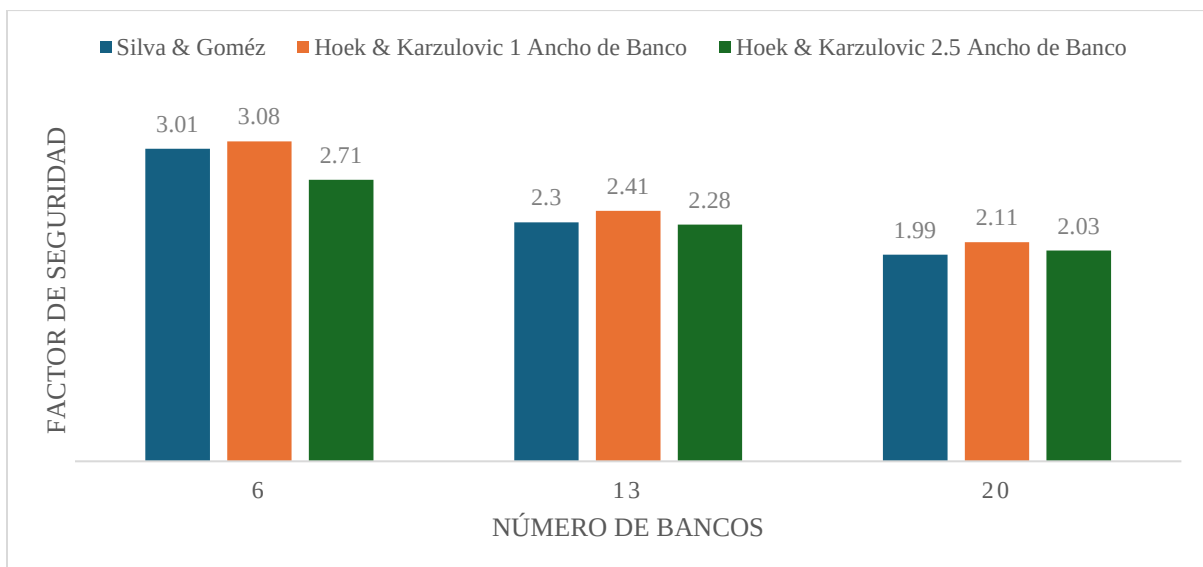


Gráfico 4: Visualización de la variación de número de bancos. Banco doble (30 m).
Fuente: Elaboración propia.



6.2.4. Análisis del número de interrampas

En el Gráfico 5 y Gráfico 6 se muestran las mediciones realizadas al variar el número de interrampas. En ambos casos, al ir aumentando el número de interrampas, el FS va disminuyendo de manera paulatina. Para el Gráfico 5 se logra apreciar que la metodología más desfavorable es la metodología de Silva & Gómez, que obtiene los valores más bajos de FS. En cambio, la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 ancho de altura de banco es la metodología más conservadora, obteniendo los valores más altos de FS. Cabe destacar que la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 ancho de altura de banco que representa la zona perturbada con una tronadura con cara libre posee mejores valores de FS a comparación de la planteada por Silva & Gómez.

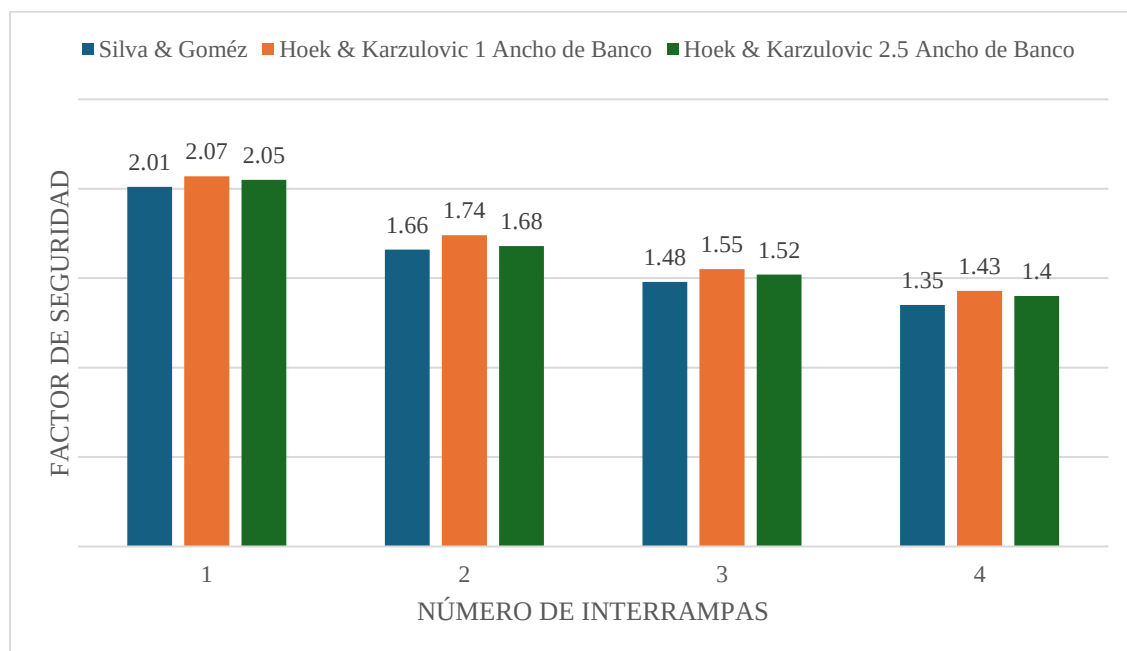


Gráfico 5 Visualización de la variación de número de interrampas. Banco simple (15 m).
Fuente: Elaboración propia.

De igual manera que en el análisis anterior, se logra apreciar en el Gráfico 5, que la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 ancho de altura de banco es la metodología más conservadora, obteniendo mejores resultados de FS, y la metodología más desfavorable es la metodología de Silva & Gómez. Cabe destacar que cuando el número de interrampas es 1, existe una gran diferencia de valores de FS entre estas dos metodologías, teniendo una diferencia máxima del $FS = 0.23$.

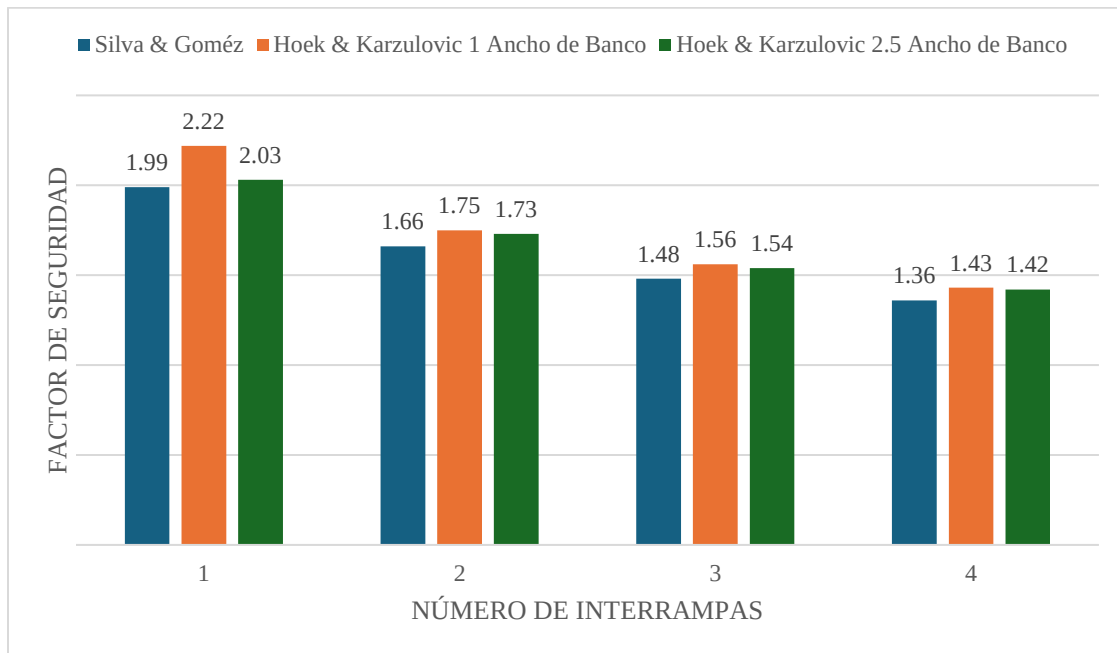


Gráfico 6 Visualización de la variación de número de interrampas. Banco doble (30 m).

Fuente: Elaboración propia.

6.3. Análisis de los parámetros geomecánicos

6.3.1. Análisis del tipo de macizo rocoso

En el Gráfico 7 y Gráfico 8 se muestran los resultados de la variación de la calidad de la roca con las distintas geometrías para banco simple (15 m) y banco doble (30 m), respectivamente. En ambos Gráficos se aprecia una disminución del FS a medida que la calidad del macizo rocoso pasa de buena a mala; este resultado era esperable por los inputs para la generación de estos modelos. Para ambos tipos de bancos, se aprecia que la metodología más conservadora es la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 ancho de altura de banco. Sin embargo, para banco simple (Gráfico 7) la metodología desfavorable es la propuesta por Silva & Gómez y para banco doble (Gráfico 8) es la propuesta por Hoek & Karzulovic con 2.5 ancho de altura de banco.

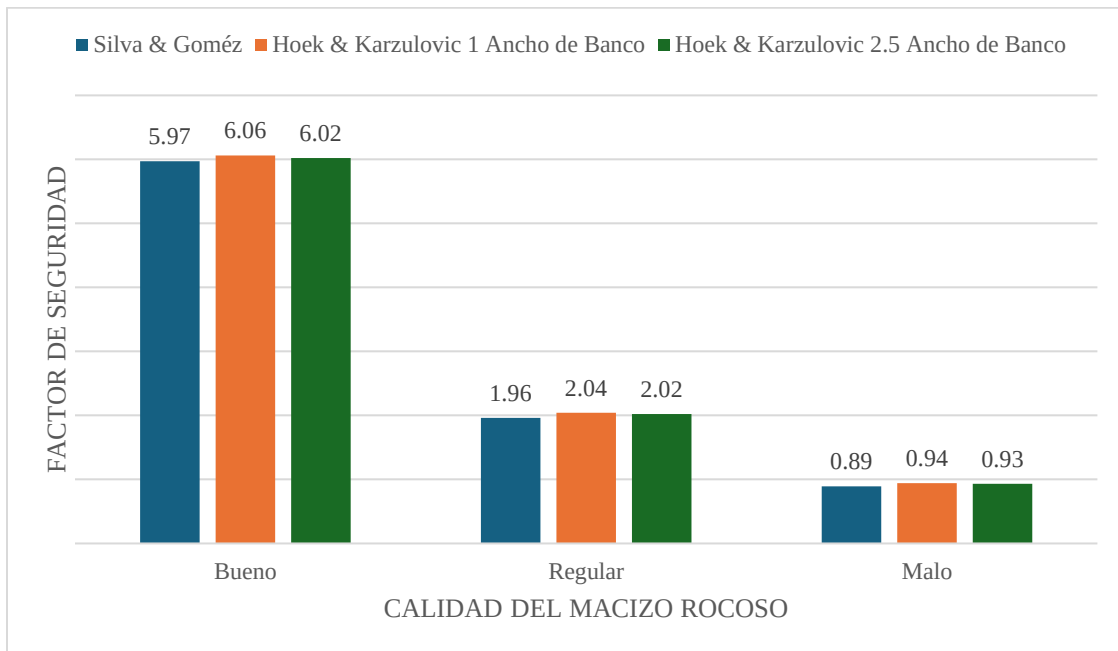


Gráfico 7 Visualización de la variación de calidad del macizo rocoso. Banco simple (15 m).
Fuente: Elaboración propia.

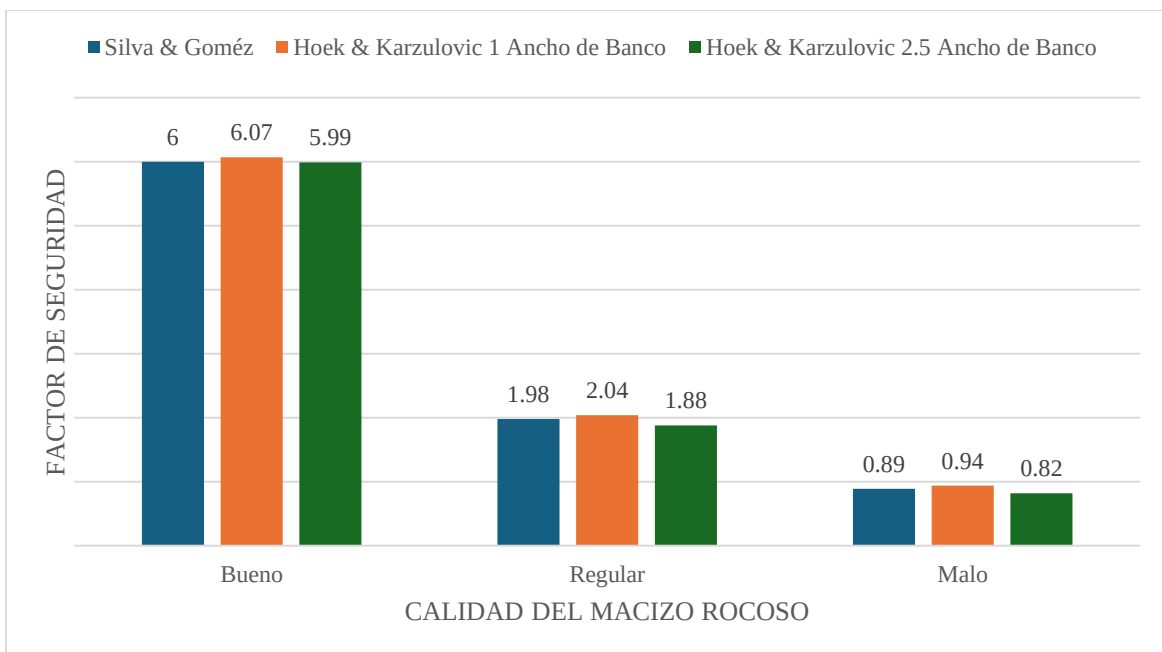


Gráfico 8 Visualización de la variación de calidad del macizo rocoso. Banco doble (30 m).
Fuente: Elaboración propia.



6.3.2. Análisis del tipo de roca

En el Gráfico 9 y Gráfico 10 se muestran los resultados de la variación del tipo de roca con las distintas geometrías para banco simple (15 m) y banco doble (30 m), respectivamente. En ambos Gráficos se aprecia que la roca primaria tiene un FS alto a comparación de la roca secundaria; esto era de esperar dados los inputs obtenidos anteriormente. Cabe destacar que, si bien existen diferencias entre metodologías, estas diferencias son mínimas en términos de FS. En el Gráfico 9, se aprecia que la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 ancho de altura de banco posee los valores más altos de FS, siendo esta la más conservadora en comparación con la metodología de Silva & Gómez, que posee los valores mínimos de FS.

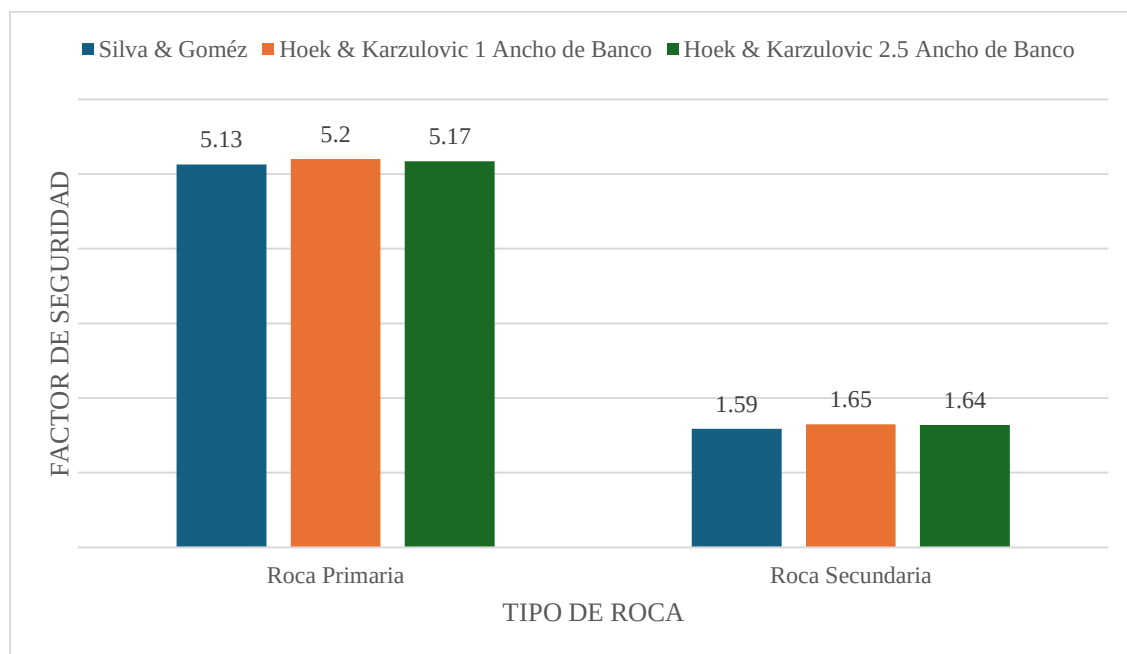


Gráfico 9 Visualización de la variación del tipo de roca. Banco simple (15 m).
Fuente: Elaboración propia.

En el Gráfico 10, al igual que en el Gráfico 9, se aprecia que la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 ancho de altura de banco posee los valores más altos de FS, siendo esta la más conservadora. No obstante, la metodología desfavorable en este caso corresponde a la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 ancho de altura de banco, siendo más notoria en la roca secundaria esta diferencia. La metodología de Silva & Gómez actúa de modo de promedio entre estas dos metodologías.

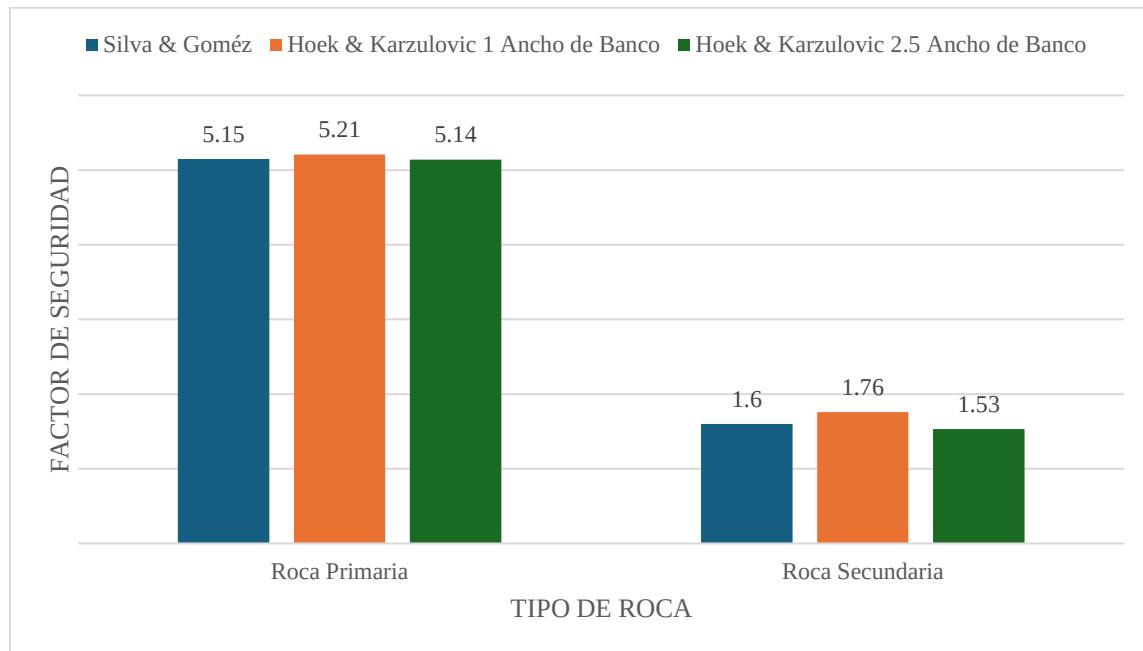


Gráfico 10 Visualización de la variación del tipo de roca. Banco doble (30 m).
Fuente: Elaboración propia.

6.3.3. Análisis del GSI

En el Gráfico 11 y Gráfico 12 se muestran los resultados de la variación del GSI con las distintas metodologías para banco simple (15 m) y banco doble (30 m), respectivamente. En ambos gráficos se aprecia un aumento del FS a medida que se va aumentando el valor del factor de GSI. En el Gráfico 11 se logra apreciar que la metodología de Silva & Gómez es la que obtiene peores valores de FS, siendo esta metodología la más desfavorable en esta sección. En cambio, la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco es la que posee los valores máximos de FS, siendo esta metodología la más conservadora. Se logra apreciar una notable diferencia entre estas dos metodologías en valores bajos y medios de GSI; en valores altos de GSI, esta diferencia entre metodologías no es relevante siendo que, los valores de FS son muy cercanos entre sí.

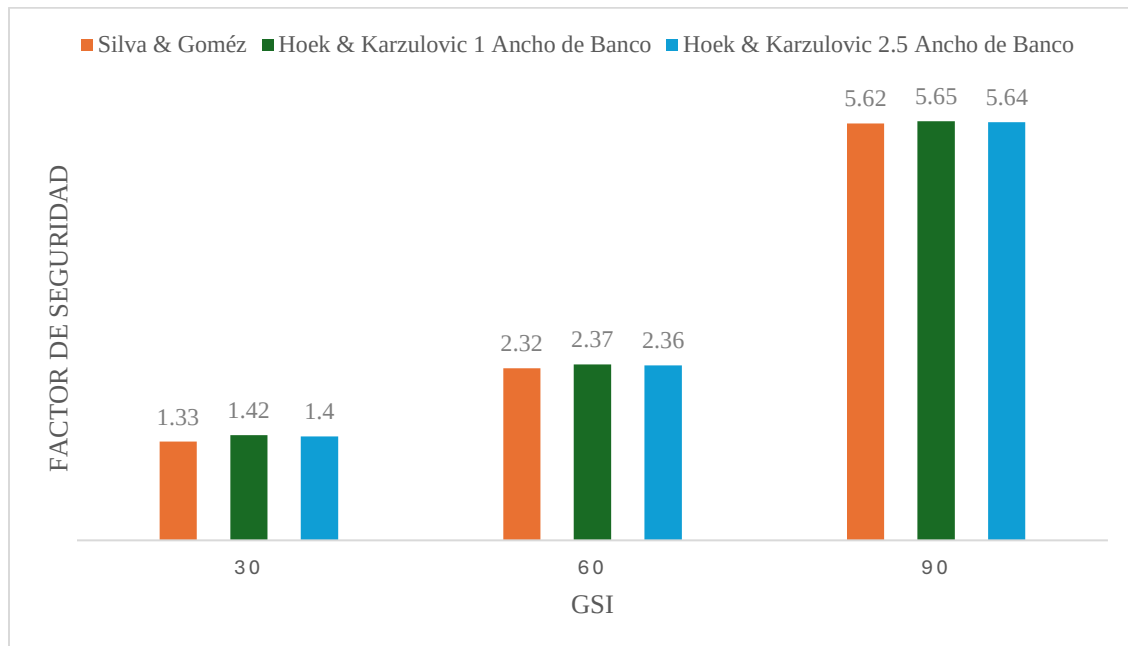


Gráfico 11 Visualización de la variación del GSI. Banco simple (15 m).
Fuente: Elaboración propia.

Se logra apreciar en el Gráfico 11, a diferencia que el Gráfico 10, que la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco es la que posee los valores más desfavorables de FS, y la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco es la que presenta los valores máximos a lo largo de todos los valores de GSI. De manera similar al Gráfico 10, en valores bajos y medios de GSI existe una diferencia notoria entre estas dos metodologías mencionadas anteriormente, siendo en valores altos de GSI donde esta diferencia de FS deja de ser tan influenciante. Cabe destacar que la metodología de Silva & Gómez es la metodología que funciona como promedio entre estas dos metodologías.

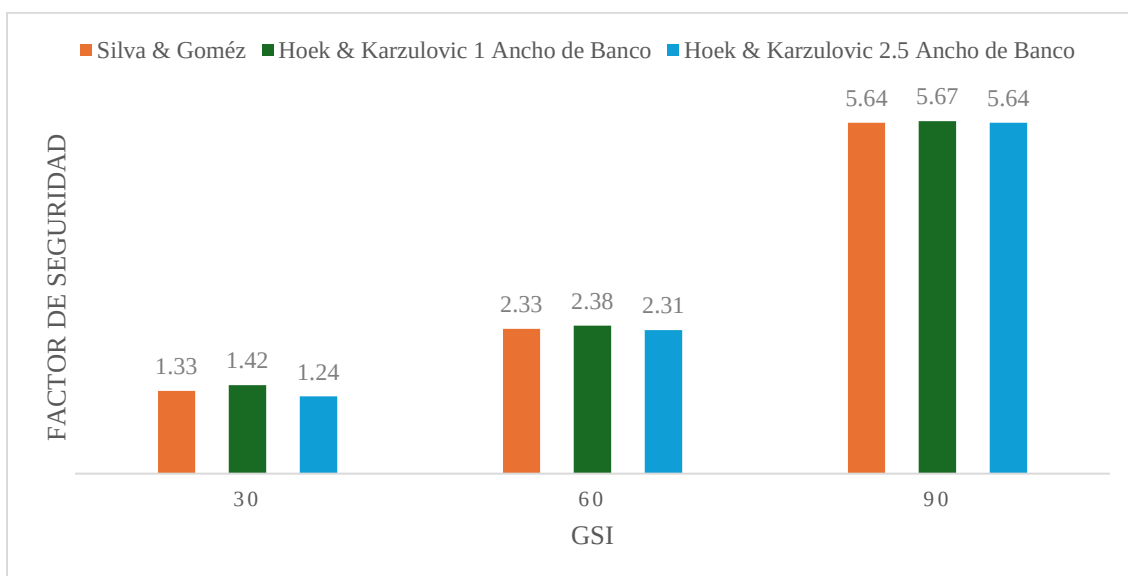


Gráfico 12 Visualización de la variación del GSI. Banco doble (30 m).
Fuente: Elaboración propia.



6.4. Análisis de la superficie de deslizamiento

Se realizan todos los modelos con ambos tipos de superficies de deslizamiento, circular y no circular para poder ver el efecto que estas superficies tienen al momento de simular. De esta manera, se realizan comparaciones en base a las simulaciones anteriores en conjunto de las simulaciones con superficie de deslizamiento no circular. De esta manera se comparan ambos resultados para notar la diferencia en cada método (véase anexo). La diferencia entre el tipo de superficie de deslizamiento es mínima, por lo que no hay una gran diferencia entre calcular con el tipo de superficie circular o no circular, aunque la superficie no circular representa de mejor manera la realidad.



7. Discusión

En este trabajo de título se obtienen importantes mediciones a partir del software Slide 2 de rocscience para discernir entre metodologías de zonas perturbadas. Para esto es necesario discutir algunos aspectos de gran importancia respecto a los parámetros geométricos y geomecánicos utilizados en este estudio.

Los inputs de calidades de macizo rocoso si bien son extraídos de estudios previos y minas de cobre, donde estos valores se espera que tuvieran una mayor variación entre las metodologías de zona perturbada, en los resultados de las simulaciones muestran que, para todos los casos de calidad de roca (buena, regular y mala), no se observa una mayor variación entre las metodologías estudiadas, siendo lo más destacable en banco doble (30 m), donde se obtiene una variación "notoria" entre las metodologías de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco, siendo estos valores máximos y mínimos de FS (0.94 y 0.82 respectivamente), este valor mínimo a comparación de su contraparte de banco simple que obtiene un valor de FS = 0.93. Por otro lado, para los parámetros de roca primaria y secundaria, en tipo de roca primaria no se observa una mayor variación entre las metodologías estudiadas en ambos tipos de banco, al igual que para tipo de roca secundaria para banco simple (15 m), sin embargo, para banco doble (30 m), existe una variación importante de FS entre las 3 metodologías, siendo las metodologías de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco, siendo estas 2 metodologías las que tienen los valores máximos y mínimos de FS respectivamente (1.76 y 1.53) y la metodología de Silva & Gómez el valor medio entre estas dos metodologías (1.6). Estas diferencias entre metodologías se observan netamente en banco doble (30 m). Esto puede suceder por diferentes factores, siendo la más notoria que la diferencia de banco (simple y doble) en conjunto con calidades desfavorables del macizo rocoso.

Con respecto a los parámetros geométricos estudiados para la variación del ángulo de cara de banco para ambos tipos de banco, se tiene que en valores de ángulos de 50° a 65° las metodologías de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco, siendo estos valores máximos y mínimos de FS y la metodología de Silva & Gómez el valor medio entre estas dos metodologías, teniendo diferencias visibles entre las metodologías, esta diferencia se hace más notoria en valores mayores de ángulo (80°), lo cual tiene sentido ya que a medida que se va teniendo una calidad de macizo rocoso más inestable se deben presenciar de mejor manera estas diferencias.

De igual modo ocurre en el caso del número de bancos del talud, en el banco simple nos presenta un comportamiento que no siga algún patrón, es decir, en mediciones anteriores de otros parámetros, las metodologías de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco son las que tienen los valores máximos y mínimos de FS, pero para el caso de banco simple (15 m), ocurre una gran diferencia entre metodologías, siendo la metodología de Silva & Gómez la que obtiene el valor máximo de FS (2.94), seguido por las metodologías de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco respectivamente (2.74 y 2.45). Estas mediciones solo ocurren en este caso. En las demás mediciones anteriores se sigue el patrón mencionado inicialmente. Esto puede suceder por diferentes factores, considerando algún error en la medición, error en la colocación de los límites de la simulación.

El número de interrampas supone un intercambio de valores entre la metodología de Hoek & Karzulovic con 2.5 altura de banco y la metodología de Silva & Gómez en valores mínimos de FS, siendo en ambos casos de banco, la metodología de Silva & Gómez que obtiene los valores mínimos de FS. Esto puede ser debido al mismo planteamiento de las metodologías, como la metodología de Silva & Gómez, si bien no toma en cuenta cómo fueron construidos los bancos del talud, sí toma en cuenta la altura de este, siendo esta variación en la metodología por qué se va obteniendo esta discrepancia de los valores.



Con respecto al parámetro "GSI", se observa que presenta una variación en las metodologías en valores bajos de GSI, siendo la más significativa para banco doble (30 m) entre las metodologías de Hoek & Karzulovic con 1 y 2.5 altura de banco, siendo estas 2 metodologías las que tienen los valores máximos y mínimos de FS respectivamente (1.42 y 1.24). Para banco simple (15 m), si bien el valor máximo de FS lo sigue teniendo la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco (1.42), la metodología de Silva & Gómez es la que obtiene el valor mínimo de FS (1.33). Además, resulta interesante que a medida que se va aumentando el valor de GSI, teniendo "mayor estabilidad" el talud, la diferencia entre metodologías se vuelve mínima en ambos tipos de banco. Además, la metodología de Silva & Gómez actúa de manera de valor medio entre la metodología de Hoek & Karzulovic. Esto puede suceder por diferentes factores, considerando las mismas metodologías de zona perturbada, siendo las de Hoek & Karzulovic 1 y 2.5 altura de banco las que consideran un caso favorable o desfavorable al momento de la construcción del banco respectivamente; en cambio, la metodología de Silva & Gómez, al no considerar estos factores.

Es importante señalar una gran diferencia a la hora de estudiar entre banco simple (15 m) y banco doble (30 m), ya que muestra que tanto en parámetros geométricos como en geomecánicos se tienen diferencias a la hora de escoger que tipo de metodología ocupar para obtener los mejores o peores resultados de FS. Cabe destacar que, en futuros trabajos, el impacto de revisar otros tipos de metodologías como lo es la planteada por (Mulet Valenzuela, 2021), nuevas formas de estimar la zona perturbada como el comportamiento del factor de perturbación D según el confinamiento planteado por los autores (Gonzalez & Stiwell, 2015) y otros parámetros no alcanzados en este trabajo como lo es la variación del parámetro m_i o los esfuerzos en la roca serán de interés al momento de escoger una metodología de zona perturbada.



8. Conclusiones

La estabilidad de taludes es uno de los parámetros más importantes dentro de la minería a cielo abierto, dado que una falla al momento de calcular la estabilidad en uno de estos taludes puede generar la pérdida de vidas, maquinaria, dinero y tiempo. Se debe comprender cada uno de los parámetros y procedimientos al momento de calcular la estabilidad de estos. Existen distintas metodologías para el cálculo y análisis de la zona perturbada, y en este trabajo se emplean de manera conjunta dos modelos con el objetivo de analizar y comparar las distintas formas en que estas zonas perturbadas influyen dentro de la estabilidad del talud.

En este trabajo se emplean las metodologías de zona perturbada de Hoek & Karzulovic (2000) y Silva & Gómez (2015), los cuales presentan distintas formas de representar el daño generado por tronadura al momento de la construcción del talud. Se muestra la geometría de la zona perturbada con distintas calidades de macizo rocoso y tipo de roca, en adición de distintos parámetros geométricos. Se utilizó el software Slide2 de Rocscience, el cual tiene un enfoque de equilibrio límite al momento de calcular el FS. Este enfoque resulta ser adecuado a la hora de estudiar la zona perturbada y ver la influencia de los parámetros geomecánicos y geométricos. Se obtienen resultados coherentes y permiten visualizar de forma clara cómo varía el FS en los distintos modelos planteados.

Se ejecutaron alrededor de 180 simulaciones diferentes, en donde se incluyen tanto la variabilidad en los parámetros geomecánicos y geométricos del talud para la elaboración de este trabajo. Los resultados de las simulaciones son variados, no obstante, todas las simulaciones coinciden en que al aumentar los parámetros y haciendo “más riesgoso”, el FS va disminuyendo en todos los casos. Sin embargo, se van haciendo más notorias las diferencias entre las metodologías de la zona perturbada de Hoek & Karzulovic (2000) y Silva & Gómez (2015).

Con estos resultados, se puede determinar que, al variar los parámetros geométricos del talud y geomecánicos del macizo rocoso, en valores donde el FS va disminuyendo o donde el talud es más riesgoso, se obtienen diferencias más notorias entre las distintas metodologías de la zona perturbada. Siendo la que otorga un comportamiento más favorable, es la metodología de Hoek & Karzulovic con 1 altura de banco. Si bien esta metodología es la que mejores valores de FS otorga, también hay que tener en cuenta que requiere de ciertas condiciones para poder ser utilizada.

No obstante, la metodología de Silva & Gómez (2015), si bien en algunos casos es la geometría que otorga los resultados más bajos en FS, es la metodología que no requiere una condición previa al momento de ser utilizada, siendo esta ideal al utilizar en taludes donde se desconoce o se tiene incertidumbre sobre la construcción del talud que se quiere estudiar.

De todas las mediciones recolectadas desde el software (Número de bancos, número de interrampas, ángulo de cara de banco, tipo de macizo rocoso, tipo de roca, GSI), se destaca el GSI que, en valores bajos y medios, existe una fuerte diferencia entre las metodologías planteadas para la zona perturbada. Las cuales presentan un comportamiento inverso, dependiendo si se trata de banco simple o doble.

Es recomendable ocupar la zona perturbada propuesta por Hoek & Karzulovic (2000), en escenarios en que se sabe cómo fue construido el talud. Dado como esta propuesta la zona perturbada, se obtienen distintos casos de zona perturbada dependiendo de lo anterior. Como se realizó en este estudio, en el caso favorable de esta metodología se obtienen los mejores resultados de FS en todas las variaciones de parámetros estudiados. Esto se explica como esta metodología, al tener una tronadura más controlada y mejor hecha, la franja de la zona



perturbada va disminuyendo gradualmente, siendo que esta franja la que disminuye el valor de FS es mermada. Por otro lado, la contraparte de esta metodología estudiada es el caso desfavorable. Considerando una gran tronadura y con poco o nada de control, ocurre el caso contrario, es decir, se obtienen los valores mínimos de FS. Esto debido a que, al tener un caso más desfavorable, la franja de la zona perturbada aumenta considerablemente haciendo que el FS disminuya. Esta metodología es recomendable si se tiene información de cómo fue construido el talud y, además, se quiere obtener valores optimistas o pesimistas de FS en el estudio de taludes.

Es recomendable ocupar la zona perturbada propuesta por Silva & Gómez (2015) en escenarios donde se desea ser conservador en términos de la obtención del FS, dado que la metodología de zona perturbada planteada por estos autores funciona a modo promedio en las mediciones obtenidas. No obstante, esta metodología no es recomendable ser utilizada cuando se tiene una gran altura de talud o gran número de interrampas; dado a cómo se construye esta metodología de la zona perturbada, se obtienen valores más desfavorables. De igual manera, esta metodología resulta útil cuando no se tiene noción al momento de cómo fue construido el talud (con qué tipo de tronadura fue realizada o cómo fue excavado); al obviar esto, se puede utilizar en cualquier talud al que se requiera algún estudio de estabilidad.



9. Referencias

- Alonso, E. E. (2023). *Métodos de análisis de estabilidad de taludes*. .
- Associates, P. (5 de Marzo de 2020). *Piteau Associates*. Obtenido de <https://www.mch.cl/2013/04/12/grandes-danos-provoco-deslizamiento-en-mina-kennecott-utah-copper/#>
- Carranza, C., & Hormazabal, E. (2019). *Herramientas computacionales para la determinación del factor de seguridad y posición de la superficie de falla crítica circular para taludes en terreno seco Mohr-Coulomb*. Santiago, Chile: XVI PanAmerican Conference on Soil Mechanics and.
- Chilena, M. (12 de Abril de 2013). *Minería Chilena*. Obtenido de <https://www.mch.cl/2013/04/12/grandes-danos-provoco-deslizamiento-en-mina-kennecott-utah-copper/#>
- Ciencia, N. d. (5 de Febrero de 2014). *Noticias de la Ciencia*. Obtenido de <https://noticiasdelaciencia.com/art/9491/terremotos-provocados-por-un-colosal-desprendimiento-de-tierras-en-una-mina>
- construcción, M. y. (12 de Octubre de 2017). *Minería y construcción*. Obtenido de <https://mineriayconstruccion0.wixsite.com/luis/single-post/2017/10/12/clasificaci%C3%B3n-del-macizo-y-roca-intacta-construcci%C3%B3n-de-t%C3%BAneles-civiles-y-mineros-parte-1>
- Hoek, E. B. (2018). *The Hoek-Brown failure criterion and GSI*. CSRME.
- Felix Del Pozo, E. C. (2023). *Development of a geomechanical model based on suitable estimations of*. Elsevier.
- Fine. (2024). *Finesoftware*. Obtenido de Finesoftware: <https://www.finesoftware.es/software-geotecnico/>
- GeoStru. (2015). *GeoStru*. Obtenido de https://www.geostru.com/Help_Online_2015/Slope/ES/index.html?equilibrio_limite_lem.htm
- Gonzalez, G., & Stiwell, I. (2015). . *A Continuum Approach for Application of the 2002 Hoek-Brown Disturbance Factor (D) in Slopes*. Buenos Aires: ISRM Regional Symposium.
- Hoek, & Brown. (2018). *The Hoek-Brown failure criterion and GSI – 2018 edition*. Rock Mechanics and Geotechnical Engineering.
- Hoek, E. C.-T. (2002). *Hoek-Brown failure criterion-2002 Edition. Proceedings of 5th North American Rock Mechanics Symposium*. Toronto.
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). *Blasting in underground excavations. Underground Excavations in Rock*.
- Hoek, E., & Karzulovic, A. (2000). *Rock mass properties for surface mines*. Colorado: Slope Stability in Surface Mining, .
- Ingeoexpert. (19 de Enero de 2018). *Ingeoexpert*. Obtenido de <https://ingeoexpert.com/2018/01/19/mineria-cielo-abierto/>
- Jaimes, J. A. (2023). *Propiedades de Las Discontinuidades*.
- Leandro R, J. A. (2018). *Propiedades mecánicas de las discontinuidades*. Universidad de Vigo.
- M. FERRER, L. G. (2017). *CARACTERIZACIÓN DE MACIZOS ROCOSOS* . Universidad de Oviedo.



- Minera, R. S. (24 de Septiembre de 2023). *Revista Seguridad Minera*. Obtenido de <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/conceptos-basicos-sobre-la-falla-de-taludes-en-las-operaciones-mineras/>
- Mulet Valenzuela, J. P. (2021). *Estimación de la zona perturbada en el macizo rocoso en cielo abierto inducida por la relajación de esfuerzos*. Santiago: Universidad de Chile.
- R Rimmelin, J. V. (2020). *Rock mass behaviour of deep mining slopes: a conceptual*. Australian Centre for Geomechanics.
- Rocscience. (2023). *Rocscience*. Obtenido de <https://www.rocscience.com/software/slide2>
- Rocsciences. (2023). *Rocsciences*. Obtenido de <https://www.rocscience.com/software/rs2>
- Ros Avila, J. (2008). *Análisis comparativo de los criterios de rotura de Hoek&Brown y Mohr-Coulomb en el estudio de estabilidad en macizos rocosos*. Barcelona: Universitat Politècnica de Catalunya.
- Rose, N. D., Scholz, M., Burden, F., King, M., Maggs, C., & Havaej, M. (2018). *Quantifying Transitional Rock Mass Disturbance in Open Pit Slopes Related to Mining Excavation*. Sevilla: Slope Stability.
- Silva, R., & Gómez, P. (2015). *Towards a Mechanically Based Definition Of the Disturbance Factor Using The "Slope ModelSlope Model" Lattice Code*.
- Valenzuela, J. P. (2021). *Estimación de la zona perturbada en el macizo rocoso en cielo abierto inducida por la relajación de esfuerzos*. Santiago: Universidad de Chile.
- Vallejo, L. I. (2002). *Ingeniería Geológica*. Pearson.
- Winkler, M. C. (2023). *Impactos socioeconómicos de la minería en Chile*. Santiago: Biblioteca del Congreso Nacional de Chile.



10 Anexos

Tabla 20 Factores de Seguridad Banco Simple, superficie circular.

Parámetros	Tipo de metodología		
Calidad macizo rocoso	Silva & Gómez, 2015.	Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
Bueno	5.97	6.06	6.02
Regular	1.96	2.04	2.02
Malo	0.89	0.94	0.93
Roca Primaria	5.13	5.2	5.17
Roca Secundaria	1.59	1.65	1.64
Variación de interrampas			
1	2.01	2.07	2.05
2	1.66	1.74	1.68
3	1.48	1.55	1.52
4	1.35	1.43	1.4
Variación de altura talud			
90	3.01	3.08	2.71
105	2.85	2.93	2.63
120	2.71	2.81	2.54
135	2.61	2.71	2.48
150	2.52	2.62	2.43
165	2.49	2.54	2.39
180	2.37	2.47	2.34
195	2.3	2.41	2.28
210	2.24	2.36	2.2
225	2.27	2.31	2.19
240	2.15	2.26	2.15
255	2.1	2.22	2.1
270	2.23	2.18	2.08
285	2.03	2.14	2.05
300	1.99	2.11	2.03
Variación de ángulo			
50	2.7	2.78	2.71
55	2.48	2.58	2.5
60	2.3	2.4	2.32
65	2.2	2.23	2.15
70	1.96	2.08	1.99
75	1.8	1.92	1.84
80	1.66	1.78	1.7

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 21 Factores de Seguridad Banco Doble, superficie circular.

Parámetros	Tipo de metodología		
	Silva & Gómez, 2015.	Hoek & Karzulovic, 2000.	
Calidad macizo rocoso		1 vez Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
Bueno	6	6.07	5.99
Regular	1.98	2.04	1.88
Malo	0.89	0.94	0.82
Roca Primaria	5.15	5.21	5.14
Roca Secundaria	1.6	1.76	1.53
Variación de interrampas			
1	1.99	2.22	2.03
2	1.66	1.75	1.73
3	1.48	1.56	1.54
4	1.36	1.43	1.42
Variación de altura talud			
90	2.94	2.74	2.45
120	2.69	2.64	2.3
150	2.55	2.48	2.19
180	2.47	2.37	2.1
210	2.35	2.28	2.05
240	2.29	2.2	1.99
270	2.08	2.13	1.95
300	2.02	2.07	1.91
Variación de ángulo			
50	2.69	2.72	2.59
55	2.48	2.52	2.38
60	2.28	2.34	2.19
65	2.11	2.17	2.01
70	1.94	2.01	1.85
75	1.78	1.85	1.69
80	1.65	1.71	1.54

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 22 Factores de Seguridad Banco Simple, superficie no circular.

Parámetros	Tipo de metodología		
Calidad macizo rocoso	Silva & Gómez, 2015.	Hoek & Karzulovic, 2000.	
		1 Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
Bueno	5.86	5.94	5.91
Regular	1.95	2.03	2.01
Malo	0.89	0.94	0.93
Roca Primaria	5.05	5.12	5.09
Roca Secundaria	1.58	1.64	1.63
Variación de interrampas			
1	2	2.06	1.9
2	1.65	1.73	1.67
3	1.47	1.54	1.51
4	1.34	1.42	1.4
Variación de altura talud			
90	2.99	3.06	2.7
105	2.83	2.91	2.6
120	2.7	2.79	2.53
135	2.59	2.69	2.47
150	2.5	2.61	2.42
165	2.42	2.53	2.37
180	2.35	2.46	2.33
195	2.28	2.4	2.27
210	2.23	2.34	2.22
225	2.15	2.29	2.18
240	2.13	2.25	2.14
255	2.09	2.2	2.11
270	2.05	2.16	2.08
285	2.01	2.13	2.04
300	1.98	2.09	2.02
Variación de ángulo			
50	2.68	2.76	2.69
55	2.47	2.56	2.49
60	2.28	2.38	2.31
65	2.12	2.22	2.14
70	1.95	2.06	1.98
75	1.8	1.91	1.84
80	1.65	1.77	1.69

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 23 Factores de Seguridad Banco Doble, superficie no circular.

Parámetros	Tipo de metodología		
	Silva & Gómez, 2015.	Hoek & Karzulovic, 2000.	
Calidad macizo rocoso		1 vez Ancho de altura de banco	2.5 Ancho de altura de banco
Bueno	5.91	5.96	5.9
Regular	1.97	2.04	1.87
Malo	0.88	0.94	0.82
Roca Primaria	5.09	5.14	5.08
Roca Secundaria	1.6	1.76	1.52
Variación de interrampas			
1	1.98	2.09	2.02
2	1.65	1.74	1.71
3	1.46	1.55	1.54
4	1.34	1.43	1.41
Variación de altura talud			
90	2.89	2.69	2.43
120	2.66	2.58	2.28
150	2.49	2.47	2.18
180	2.35	2.36	2.1
210	2.24	2.34	2.03
240	2.14	2.19	1.98
270	2.06	2.12	1.94
300	2.01	2.06	1.9
Variación de ángulo			
50	2.66	2.7	2.57
55	2.46	2.5	2.36
60	2.27	2.32	2.17
65	2.09	2.15	2
70	1.93	2	1.84
75	1.78	1.85	1.69
80	1.64	1.7	1.6

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 24 Diferencia resultados de simulación en banco simple.

Calidad macizo rocoso	Diferencia de bancos circular y no circular simple		
	Silva & Gómez, 2015.	Hoek & Karzulovic, 2000 Diferencia D = 1	Hoek & Karzulovic, 2000 Diferencia D = 2.5
Bueno	0.11	0.12	0.11
Regular	0.01	0.01	0.01
Malo	0	0	0
Roca Primaria	0.08	0.08	0.08
Roca Secundaria	0.01	0.01	0.01
Variación de interrampas			
1	0.01	0.01	0.15
2	0.01	0.01	0.01
3	0.01	0.01	0.01
4	0.01	0.01	0
Variación de altura talud			
90	0.02	0.02	0.01
105	0.02	0.02	0.03
120	0.01	0.02	0.01
135	0.02	0.02	0.01
150	0.02	0.01	0.01
165	0.07	0.01	0.02
180	0.02	0.01	0.01
195	0.02	0.01	0.01
210	0.01	0.02	0.02
225	0.12	0.02	0.01
240	0.02	0.01	0.01
255	0.01	0.02	0.01
270	0.18	0.02	0
285	0.02	0.01	0.01
300	0.01	0.02	0.01
Variación de ángulo			
50	0.02	0.02	0.02
55	0.01	0.02	0.01
60	0.02	0.02	0.01
65	0.08	0.01	0.01
70	0.01	0.02	0.01
75	0	0.01	0
80	0.01	0.01	0.01

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 25 Diferencia resultados de simulación en banco doble.

Calidad macizo rocoso	Diferencia de bancos circular y no circular doble		
	Silva & Gómez, 2015.	Hoek & Karzulovic, 2000 Diferencia D = 1	Hoek & Karzulovic, 2000 Diferencia D = 2.5
Bueno	0.09	0.11	0.09
Regular	0.01	0	0.01
Malo	0.01	0	0
Roca Primaria	0.06	0.07	0.06
Roca Secundaria	0	0	0.01
Variación de interrampas			
1	0.01	0.13	0.01
2	0.01	0.01	0.02
3	0.02	0.01	0
4	0.02	0	0.01
Variación de altura talud			
90	0.05	0.05	0.02
120	0.03	0.06	0.02
150	0.06	0.01	0.01
180	0.12	0.01	0
210	0.11	0.06	0.02
240	0.15	0.01	0.01
270	0.02	0.01	0.01
300	0.01	0.01	0.01
Variación de ángulo			
50	0.03	0.02	0.02
55	0.02	0.02	0.02
60	0.01	0.02	0.02
65	0.02	0.02	0.01
70	0.01	0.01	0.01
75	0	0	0
80	0.01	0.01	0.06

Fuente: Elaboración propia.