

UNIVERSIDAD TECNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE MATERIALES Y METALURGIA

SANTIAGO - CHILE



INFLUENCIA DE LA VARIABILIDAD DE DATOS GEOTÉCNICOS EN EL DISEÑO DE TÚNELES EN MINERÍA SUBTERRANEA

CRISTIAN AUGUSTO ALFARO LECOURT

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE

INGENIERO CIVIL EN MINAS

PROFESORA GUÍA:

DRA. ADELINE DELONCA

PROFESOR COREFERENTE:

DR. RODRIGO ESTAY

DRA. PATRICIA RODRÍGUEZ

Resumen

La variabilidad de los parámetros geotécnicos es un problema presente en la minería subterránea. Por eso, es pertinente realizar un análisis que permita establecer los posibles efectos de la variación de los parámetros sobre la evaluación de estabilidad de túneles. Este trabajo tiene como objetivo evaluar la influencia de la variabilidad de datos geotécnicos en la estabilidad de túneles en la minería subterránea, e identificar los parámetros claves en la evaluación de la estabilidad.

Primero se construye una base de datos sintética que consiste en 3 litologías con 5 parámetros geotécnicos cada una: densidad, resistencia a la compresión uniaxial, índice de resistencia geológica, ángulo de fricción y cohesión. Se recopilan valores estadísticos (promedio y desviación estándar) de litologías de una base de datos australiana y de un estudio de variabilidad (Idris et al., 2011). Luego se ingresan los valores estadísticos en la herramienta “RandTool” de Matlab para crear distribuciones normales de 500 datos para cada parámetro. Después se realiza un análisis de sensibilidad para cada parámetro geotécnico para determinar su efecto sobre el factor de seguridad. Para esto se aumenta el valor de cada parámetro geotécnico para observar el comportamiento del factor de seguridad. También se calcula la variación del factor de seguridad al evaluar un parámetro geotécnico a $\pm 1, 2$ y 3 desviaciones estándar del promedio de su distribución, y así poder indicar que parámetro es más influyente en el factor de seguridad. Después, se calculan factores de seguridad con el método de Monte Carlo con los criterios de Hoek & Brown y Mohr – Coulomb a distintas profundidades y distintas razones de esfuerzo, factor K, así se determina la distribución del factor de seguridad, y como afecta a la estabilidad a distintas condiciones de esfuerzo. Además, se modifica la desviación estándar de cada parámetro geotécnico para observar cómo se ve afectada la cantidad de factores de seguridad estables.

Se concluye que los parámetros más relevantes son el GSI para Hoek & Brown y el ángulo de fricción para Mohr - Coulomb. También se observa que la profundidad y el factor K no afectan a la variación del factor de seguridad, pero modifican el valor del factor de seguridad. Además, los factores de seguridad al utilizar el método Monte Carlo se distribuyen de forma lognormal para ambos criterios de falla, lo cual se debe al comportamiento exponencial del GSI y el ángulo de fricción.

Abstract

The variability of geotechnical parameters is a present problem in underground mining. For this reason, it is pertinent to carry out an analysis that allows to establish the possible effects of the variation of the parameters on the evaluation of tunnel stability. The objective of this work is to evaluate the influence of the variability of geotechnical data on the stability of tunnels in underground mining, and to identify the key parameters in the evaluation of stability.

First, a synthetic database is built consisting of 3 lithologies with 5 geotechnical parameters each: density, uniaxial compressive strength, geological strength index, friction angle and cohesion. Statistical values (mean and standard deviation) of lithologies are collected from an Australian database and a variability study (Idris et al., 2011). Then the statistical values are entered in Matlab's "RandTool" tool to create normal distributions of 500 data for each parameter. A sensitivity analysis is then performed for each geotechnical parameter to determine its effect on the factor of safety. For this, the value of each geotechnical parameter is increased to observe the behavior of the safety factor. The variation of the safety factor is also calculated by evaluating a geotechnical parameter at ± 1 , 2 and 3 standard deviations from the average of its distribution, and thus being able to indicate which parameter is more influential in the safety factor. Afterwards, safety factors are calculated with the Monte Carlo method with the Hoek & Brown and Mohr-Coulomb criteria at different depths and different stress ratios, factor K, thus determining the distribution of the safety factor, and how it affects stability under different stress conditions. In addition, the standard deviation of each geotechnical parameter is modified to observe how the number of stable safety factors is affected.

It is concluded that the most relevant parameters are the GSI for Hoek & Brown and the friction angle for Mohr - Coulomb. It is also observed that the depth and the factor K do not affect the variation of the safety factor but modify the value of the safety factor. Furthermore, the safety factors when using the Monte Carlo method are lognormally distributed for both failure criteria, which is due to the exponential behavior of the GSI and the friction angle.

Glosario

ρ : Densidad

UCS: Compresión Uniaxial

GSI: Geological Strength Index

ϕ : Ángulo de Fricción

c: Cohesión

H: Profundidad

K: Relación entre esfuerzo in situ máximo y mínimo o factor K.

σ_V : Esfuerzo Vertical.

σ_H : Esfuerzo Horizontal.

σ_1 : Tensión Máxima Principal.

σ_3 : Tensión Mínima Principal.

σ_{rr} : Esfuerzo Radial alrededor de una excavación de acuerdo con la teoría de Kirsch.

$\sigma_{\theta\theta}$: Esfuerzo tangencial alrededor de una excavación de acuerdo con la teoría de Kirsch.

$\tau_{r\theta}$: Esfuerzo de corte al alrededor de una excavación de acuerdo con la teoría de Kirsch.

$\bar{X}$: Promedio.

σ : Desviación Estándar.

COV: Coeficiente de Variación.

FS: Factor de Seguridad

Índice

1. Introducción	1
1.1 Objetivo general	3
1.2 Objetivos específicos	4
1.3 Alcances	4
2. Marco Teórico.....	5
2.1 Parámetros geotécnicos.....	5
2.1.1 Resistencia a compresión simple o resistencia uniaxial (UCS).....	6
2.1.2 Índice de resistencia geológica (GSI).....	8
2.1.3 Ángulo de fricción	11
2.1.4 Cohesión	12
2.2 Esfuerzos.....	13
2.2.1 Esfuerzos in situ	13
2.2.2 Esfuerzos inducidos	15
2.3 Ecuaciones de Kirsch	16
2.4 Criterios de falla.....	18
2.4.1 Mohr – Coulomb	18
2.4.2 Hoek and Brown	21
2.5 Factor de seguridad	23
2.6 Análisis Estadístico	25
2.6.1 Parámetros estadísticos	25
2.6.2 Método Monte Carlo	26
3. Metodología.....	29
3.1 Base de datos sintética	31
3.1.1 Construcción de una base de datos sintética.....	31
3.2 Análisis de sensibilidad.....	33
3.2.1 Comportamiento de parámetros geotécnicos.....	33
3.2.2 Análisis de sensibilidad de cada parámetro geotécnico.....	34
3.2.3 Componentes comparativos para el análisis de sensibilidad	35
3.3 Monte Carlo	36
3.3.1 Bases para método Monte Carlo	37
3.3.2 Parámetros Monte Carlo	38
3.3.3 Componentes análisis Monte Carlo.....	39

4. Resultados	40
4.1 Caracterización datos geotécnicos	40
4.2 Análisis de sensibilidad.....	48
4.2.1 Densidad	48
4.2.2 UCS.....	53
4.2.3 GSI	57
4.2.4 Ángulo de fricción	61
4.2.5 Cohesión	65
4.3 Monte Carlo	70
4.3.1 Distribución Factor de Seguridad.....	70
4.3.2 Comportamiento Factor de Seguridad Multiescenario	74
4.3.3 Boxplots Factor de Seguridad Multiescenario	77
4.3.4 Sensibilidad Factor de Seguridad en Monte Carlo	85
5. Conclusiones	88
6. Recomendaciones	90
7. Bibliografía	91
8. Anexos	95
Anexo A.....	95
Anexo B	97
Anexo C	106
Anexo D.....	110

Índice Figuras

Figura 1: Tabla de estimación del GSI basada en observaciones geológicas (Hoek & Marinos, 2000).....	9
Figura 2: Tabla de estimación del GSI basada en observaciones geológicas para macizos rocosos heterogéneos (Hoek & Marinos, 2000).	10
Figura 3: Representación de redistribución de esfuerzos alrededor de una excavación (Hoek et al., 1997).	15
Figura 4: Esquema general de esfuerzos alrededor de una excavación (Hoek et al., 1997).	16
Figura 5: Componentes de esfuerzo en coordenadas polares en un elemento infinitesimal alrededor de una excavación (Gavilanes & Andrade, 2004).	17
Figura 6: Envolvente de Mohr-Coulomb (Gavilanes & Andrade, 2004).	19
Figura 7: Guía para determinar el factor D, asociado al criterio de fractura de Hoek and Brown (Hoek & Brown, 2019).	22
Figura 8: Distribución normal con media μ y desviación estándar σ sobre la variable X (Walpole, 2012).	27
Figura 9: Esquema de los pasos de la etapa de la creación de la base de datos sintética.	29
Figura 10: Esquema para la etapa de análisis de sensibilidad.	30
Figura 11: Esquema de los pasos de la etapa de Monte Carlo.	30
Figura 12: Distribuciones de datos de la litología 1. (a) Densidad. (b) UCS. (c) GSI. (d) Ángulo de fricción. (e) Cohesión.	42
Figura 13: Distribuciones de datos de la litología 2. (a) Densidad. (b) UCS. (c) GSI. (d) Ángulo de fricción. (e) Cohesión.	95
Figura 14: Distribuciones de datos de la litología 3. (a) Densidad. (b) UCS. (c) GSI. (d) Ángulo de fricción. (e) Cohesión.	96

Índice de Gráficos

Gráfico 1: Curvas de respuesta del FS vs Densidad para la litología 1 con ambos criterios de falla con un factor K de 1,0 y a 200 [m] de profundidad. a) Criterio de Mohr - Coulomb. b) Criterio de Hoek & Brown.	48
Gráfico 2: Curvas de respuesta del FS vs Densidad para la litología 2 con ambos criterios de falla con un factor K de 1,0 y a 200 [m] de profundidad. a) Criterio de Mohr - Coulomb. b) Criterio de Hoek & Brown.	48
Gráfico 3: Curvas de respuesta del FS vs Densidad para la litología 2 con ambos criterios de falla con un factor K de 1,0 y a 200 [m] de profundidad. a) Criterio de Mohr - Coulomb. b) Criterio de Hoek & Brown.	49
Gráfico 4: Variación porcentual de FS al evaluar la densidad a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto a la densidad promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.	50
Gráfico 5: Variación porcentual de FS al evaluar la densidad a $\pm 1 \sigma$ respecto a la densidad promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m].....	51
Gráfico 6: Variación porcentual de FS al evaluar la densidad a $\pm 1 \sigma$ respecto a la densidad promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.	52
Gráfico 7: Curvas de respuesta del factor de seguridad sobre los valores de UCS de las 3 litologías presentes en la base de datos sintética evaluadas a un factor K de 1,0 y a 200 [m] de profundidad. a) FS vs UCS litología 1. b) FS vs UCS litología 2. a) FS vs UCS litología 3.	53
Gráfico 8: Variación porcentual de FS al evaluar el UCS a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al UCS promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.....	55
Gráfico 9: Variación porcentual de FS al evaluar el UCS a $\pm 1 \sigma$ respecto al UCS promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m]. (a) Evaluado a $+ 1 \sigma$. (b) Evaluado a $- 1 \sigma$	56
Gráfico 10: Variación porcentual de FS al evaluar el UCS a $\pm 1 \sigma$ respecto al UCS promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. (a) Evaluado a $+ 1 \sigma$. (b) Evaluado a $- 1 \sigma$	57

Gráfico 11: Curvas de respuesta del factor de seguridad sobre los valores de GSI de las 3 litologías presentes en la base de datos sintética evaluadas a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 200 [m]. a) FS vs GSI litología 1. b) FS vs GSI litología 2. a) FS vs GSI litología 3.	58
Gráfico 12: Variación porcentual de FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al GSI promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.....	59
Gráfico 13: Variación porcentual de FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$ respecto al GSI promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m].....	60
Gráfico 14: Variación porcentual de FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$ respecto al GSI promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.....	61
Gráfico 15: Curvas de respuesta del factor de seguridad sobre los valores de ángulo de fricción de las 3 litologías presentes en la base de datos sintética a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 200 [m]. a) FS vs Ángulo de fricción litología 1. b) FS vs Ángulo de fricción litología 2. c) FS vs Ángulo de fricción litología 3.	62
Gráfico 16: Variación porcentual de FS al evaluar el ángulo de fricción a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al ángulo de fricción promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.....	63
Gráfico 17: Variación porcentual de FS al evaluar el ángulo de fricción a $\pm 1 \sigma$ respecto al ángulo de fricción promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m].....	64
Gráfico 18: Variación porcentual de FS al evaluar el ángulo de fricción a $\pm 1 \sigma$ respecto al ángulo de fricción promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.....	65
Gráfico 19: Curvas de respuesta del factor de seguridad sobre los valores de cohesión de las 3 litologías presentes en la base de datos sintética evaluadas a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 200 [m]. a) FS vs Cohesión litología 1. b) FS vs Cohesión litología 2. c) FS vs Cohesión litología 3.....	66
Gráfico 20: Variación porcentual de FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto a la cohesión promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.	68

Gráfico 21: Variación porcentual de FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$ respecto a la cohesión promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m]. (a) Evaluado a $+ 1 \sigma$. (b) Evaluado a $- 1 \sigma$	69
Gráfico 22: Variación porcentual de FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$ respecto a la cohesión promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. (a) Evaluado a $+ 1 \sigma$. (b) Evaluado a $- 1 \sigma$	70
Gráfico 23: Variación porcentual entre el Factor de Seguridad determinístico y promedio de Monte Carlo para el criterio de Hoek & Brown evaluado a un factor K de 1,0.	71
Gráfico 24: Variación porcentual entre el Factor de Seguridad determinístico y promedio de Monte Carlo para el criterio de Mohr – Coulomb evaluado a un factor K de 1,0.	71
Gráfico 25: Q - Q plot de los factores de seguridad obtenidos mediante el método Monte Carlo evaluando la litología 1 a 400 [m] de profundidad y a un factor K de 1,0 con el criterio de falla de Hoek & Brown (a) Q-Q plot Normal (b) Q-Q plot Lognormal.	72
Gráfico 26: Grafico de probabilidad de FS para la pared del túnel a 200 [m] de profundidad y un factor K de 1,0 para la litología 1 evaluada con el criterio de Hoek & Brown. En azul los factores de seguridad estables. En naranja los factores de seguridad inestables.....	73
Gráfico 27: Porcentaje de simulaciones estables en la pared del túnel al evaluar la estabilidad a distintas profundidades y factores K, para las litologías de la base de datos sintética con el criterio de Hoek & Brown mediante el uso del método de Monte Carlo. En azul , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 1. En naranja , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 2. En gris , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 3.	74
Gráfico 28: Porcentaje de simulaciones estables en el techo del túnel al evaluar la estabilidad a distintas profundidades y factores K, para las litologías de la base de datos sintética con el criterio de Hoek & Brown mediante el uso del método de Monte Carlo. En azul , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 1. En naranja , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 2. En gris , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 3.	75
Gráfico 29: Porcentaje de simulaciones estables en la pared del túnel al evaluar la estabilidad a distintas profundidades y factores K, para las litologías de la base de datos sintética con el criterio de Mohr - Coulomb mediante el uso del método de Monte Carlo. En azul , los	

porcentajes de simulaciones estables de la litología 1. En naranja , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 2. En gris , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 3.	76
Gráfico 30: Porcentaje de simulaciones estables en el techo del túnel al evaluar la estabilidad a distintas profundidades y factores K, para las litologías de la base de datos sintética con el criterio de Mohr - Coulomb mediante el uso del método de Monte Carlo. En azul , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 1. En naranja , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 2. En gris , los porcentajes de simulaciones estables de la litología 3.	77
Gráfico 32: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.	78
Gráfico 33: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 2 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.	79
Gráfico 34: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 3 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.	79
Gráfico 35: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.	80
Gráfico 36: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.	81
Gráfico 37: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 3 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.	81
Gráfico 38: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.	82
Gráfico 39: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 2 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.	83
Gráfico 40: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 3 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.	83
Gráfico 41: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.	84

Gráfico 42: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 2 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb. 85

Gráfico 43: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 3 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb. 85

Índice Tablas

Tabla 1: Clasificación de la resistencia a la compresión uniaxial de rocas (Choudhary & Sonu, 2013).....	6
Tabla 2: Estimación aproximada y clasificación de la resistencia a compresión de roca a partir de índices de campo (González de Vallejo, 2002).....	7
Tabla 3: Valores de UCS para distintos tipos de rocas (González de Vallejo, 2002).	7
Tabla 4: Clasificación de macizos rocosos de acuerdo con rangos de GSI (INYGE, 2011). 9	
Tabla 5: Clasificación de macizos rocosos de acuerdo con rangos de ángulo de fricción (González de Vallejo, 2002).....	11
Tabla 6: Rangos de valores de ángulo de fricción para diversas litologías (González de Vallejo, 2002).	11
Tabla 7: Rangos de valores de cohesión para diversas litologías (González de Vallejo, 2002).	13
Tabla 8: Características geotécnicas litología 1.....	40
Tabla 9: Características geotécnicas litología 2.....	40
Tabla 10: Características geotécnicas litologías 3.	41
Tabla 11: Tabla resumen de rangos de las características geotécnicas de las litologías 1, 2 y 3.	42
Tabla 12: Especie de las litologías de la base de datos sintética.	44
Tabla 13: Coeficientes de variación (COV, en %) de cada parámetro geotécnico para cada litología presente en la base de datos. En rojo, los COV superiores a 20, la cual es considerada una variación alta. En amarillo, los COV con valores entre 10 y 20, la cual es considerada una variación moderada. En verde, los COV inferiores a 10, la cual es considerada una variación baja.....	45
Tabla 14: Porcentajes de FS estables con el método Monte Carlo para el 100, 75 y 50 [%] de los valores de desviaciones estándar de la base de datos para las litologías 1, 2 y 3 con el criterio de Hoek & Brown . En rojo , los porcentajes que muestran un cambio grande. En amarillo , los porcentajes que muestran un cambio medio. Y en verde , los porcentajes que muestran un cambio bajo.	86

Tabla 15: Porcentajes de FS estables con el método Monte Carlo para el 100, 75 y 50 [%] de los valores de desviaciones estándar de la base de datos para las litologías 1, 2 y 3 con el criterio de Mohr - Coulomb . En rojo , los porcentajes que muestran un cambio grande. En amarillo , los porcentajes que muestran un cambio medio. Y en verde , los porcentajes que muestran un cambio bajo.	86
Tabla 16: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.	97
Tabla 17: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.	97
Tabla 18: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.	98
Tabla 19: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr -Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.	98
Tabla 20: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.	99
Tabla 21: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 3 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.	99
Tabla 22: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de UCS promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr -	

Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.
..... 100

Tabla 23: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de UCS promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.100

Tabla 24: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de UCS promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.101

Tabla 25: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de GSI promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. 101

Tabla 26: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de GSI promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. 102

Tabla 27: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de GSI promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 3 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. 102

Tabla 28: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de ángulo de fricción promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. 103

Tabla 29: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de ángulo de fricción promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. 103

Tabla 30: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de ángulo de fricción promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 3 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. 104

Tabla 31: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de cohesión promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr -

Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.
..... 104

Tabla 32: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de cohesión promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.
..... 105

Tabla 33: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de cohesión promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 3 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.
..... 105

Tabla 34: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estándar con Monte Carlo. 110

Tabla 35: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 2 con el criterio de falla de Hoek & Brown para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estándar con Monte Carlo. 110

Tabla 36: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 3 con el criterio de falla de Hoek & Brown para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estándar con Monte Carlo. 111

Tabla 37: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr – Coulomb para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estándar con Monte Carlo. 112

Tabla 38: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared del tunel de la litología 2 con el criterio de falla de Mohr – Coulomb para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Ademas los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estandar con Monte Carlo. 113

Tabla 39: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 3 con el criterio de falla de Mohr – Coulomb para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Ademas los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estandar con Monte Carlo. 113

Índice de Ecuaciones

Ecuación 1: Calculo de UCS.	6
Ecuación 2: Calculo de UCS considerando el radio de la probeta.	6
Ecuación 3: Calculo de esfuerzo vertical.....	14
Ecuación 4: Calculo de factor K.....	14
Ecuación 5: Cálculo de esfuerzo radial.	16
Ecuación 6: Cálculo de esfuerzo tangencial.	17
Ecuación 7: Cálculo de esfuerzo de corte.....	17
Ecuación 8: Esfuerzo radial al evaluar el esfuerzo en el contorno del túnel.	18
Ecuación 9: Esfuerzo radial al evaluar el esfuerzo en el contorno del túnel.	18
Ecuación 10: Esfuerzo radial al evaluar el esfuerzo en el contorno del túnel.	18
Ecuación 11: Criterio de falla de Mohr - Coulomb.	19
Ecuación 12: Criterio de falla de Mohr – Coulomb en términos de esfuerzo máximo y mínimo.....	20
Ecuación 13: Criterio de falla de Mohr – Coulomb en términos de esfuerzo máximo y mínimo para $\sigma_3 = 0$	20
Ecuación 14: Criterio de falla de Hoek & Brown.....	21
Ecuación 15: Cálculo de constante de roca fracturada.	21
Ecuación 16: Cálculo de constante s para criterio de Hoek & Brown.....	21
Ecuación 17: Cálculo de constante a para criterio de Hoek & Brown.	21
Ecuación 18: Cálculo de FS.....	23
Ecuación 19: Cálculo de FS considerando criterio de falla y esfuerzo inducido.	24
Ecuación 20: Cálculo de FS con el criterio de falla de Mohr - Coulomb en el contorno del túnel.	24
Ecuación 21: Cálculo de FS con el criterio de falla de Hoek & Brown en el contorno del túnel.	24
Ecuación 22: Cálculo del promedio de un conjunto de datos.....	25
Ecuación 23: Cálculo de la desviación estándar de un conjunto de datos.....	26
Ecuación 24: Cálculo de coeficiente de variación de un conjunto de datos.	26
Ecuación 25: Cálculo variación porcentual del valor de FS al evaluar el valor del parámetro geotécnico seleccionado a una desviación estándar de distancia respecto al promedio.....	35

1. Introducción

En la minería se ven involucradas diversas actividades para poder llevar a cabo los proyectos, como lo son construcción de infraestructuras, explotación de mineral y estéril, análisis de estabilidad, planificación de la operación, entre otras. Asociado a operaciones de extracción subterránea hay infraestructuras que son esenciales independiente del método de explotación, las cuales corresponden a los túneles. Estas infraestructuras pueden actuar como acceso al yacimiento, calles de producción, galerías de ventilación, acceso a las unidades de producción, entre otro tipo de galerías para distintas áreas necesarias para poder llevar a cabo el proyecto. Cabe destacar que en diversos métodos de explotación los túneles pueden corresponder a infraestructuras permanentes, por lo cual es necesario asegurar la estabilidad de tales construcciones a largo plazo, y realizar un monitoreo de estas infraestructuras a través del tiempo.

Estos túneles cruzan el macizo rocoso, lo cual puede estar compuesto de diferentes litologías. La caracterización de estas litologías es de primera importancia ya que es necesaria para poder diseñar túneles estables durante todo el tiempo de vida de estos. Se debe tener en cuenta que las características geológicas en una misma litología son extremadamente variables. Esto se debe a que a través de los millones de años la roca de un cierto sector puede no haber tenido el mismo origen y/o interacción con distintos agentes, lo cual resulta en distintos grados de dureza, coloración, composición, entre otros factores que diferencian las variadas litologías presentes pese a haber una cercanía en locación.

Lo previamente establecido conlleva a una de las grandes problemáticas que se presentan en la minería, la cual es la variabilidad de los datos geotécnicos a lo largo de la extensión del yacimiento (Nadim, 2007). Esto resulta ser un factor de gran relevancia al momento de establecer el diseño de las estructuras, ya que no se puede tener un detalle completo de los parámetros geotécnicos del sector en que se desea realizar el proyecto. De acuerdo con la recopilación realizada por Dunn (2019), se establecen distintas fuentes de variabilidad en los proyectos mineros, principalmente se presenta la variabilidad natural, la cual corresponde a la variación por parte de los valores de los parámetros geotécnicos en la roca. Y por otra parte

está la variabilidad humana, la cual es debido a los trabajos de medición que se realizan en terreno o en laboratorio para obtener los valores de los parámetros geotécnicos.

Para tener en cuenta la variabilidad de los parámetros geotécnicos se debe determinar las distintas fuentes de incertidumbre que puede haber por parte de la base de datos para continuar con el proyecto en las distintas etapas (Dunn, 2019).

Al no poder tener la totalidad de la información de las propiedades geotécnicas se utilizan métodos de estimación para tener un valor para dichas características (Nadim, 2007). Esto se realiza a partir de sondajes y se construye un modelo geológico sobre el cual se llevan a cabo las decisiones estructurales del proyecto.

De acuerdo con la recopilación realizada por Dunn (2019), se establecen las distintas etapas de un proyecto minero relacionada con los datos geotécnicos del proyecto.

- Conceptual: Relacionada con la información regional del yacimiento.
- Prefactibilidad: Relacionada con la evaluación y compilación inicial de los datos geotécnicos de la mina.
- Factibilidad: Relacionada con la evaluación y compilación de datos geotécnicos complementarios a la información inicial.
- Construcción Inicial: Relacionada con el refinamiento del modelo geotécnico 3D.
- Operaciones de la mina: Relacionado con el mantenimiento del modelo geotécnico.

De acuerdo con Idris et al. (2016), hay distintas metodologías para trabajar con la incertidumbre que presentan los parámetros geotécnicos, las cuales se dividen en métodos determinísticos y probabilísticos. El determinístico utiliza combinaciones de valores puntuales, como el promedio de los parámetros geotécnicos para evaluar la estabilidad del túnel. El probabilístico utiliza combinaciones de valores presentes en una distribución de datos para evaluar la estabilidad del túnel. Entre los métodos probabilísticos se encuentra el método de estimación puntual (PEM), método de superficie de respuesta (RSM), Redes Neuronales, Simulaciones Monte Carlo (MCS) y método de clasificación de esfuerzos (SCM).

Diferentes autores (Goh & Zhang, 2012, Aracena, 2017, Pytel & Świtoń, 2013) han realizado estudios de los efectos de la variabilidad de parámetros geotécnicos, los cuales han utilizado diferentes enfoques para relacionar los parámetros con la estabilidad de la infraestructura. Goh & Zhang (2012) utilizaron un enfoque probabilístico para determinar el estado de estabilidad de un túnel y redes neuronales para determinar la relación entre los parámetros y el factor de seguridad. Aracena (2017) realizó un análisis de sensibilidad de los parámetros geotécnicos para determinar el efecto de estos sobre un caserón, y utilizó un enfoque probabilístico con modelación numérica para determinar el efecto sobre los esfuerzos, la dilución lineal de sobre excavación sobre los caserones (ELOS) y la sobreexcavación por parte de los parámetros. Y Pytel & Świtoń (2013) utilizaron el método RSM para determinar la relación entre los parámetros geotécnicos y el factor de seguridad utilizando el enfoque PEM para generar distintas combinaciones.

Estos trabajos ponen en evidencia la importancia de integrar la variabilidad de datos en el diseño de obras geomecánicas ya que un análisis de manera probabilística permite representar de manera más concreta la “realidad” en la minería, la cual presenta distintos valores para un cierto parámetro. Además, utilizar métodos probabilísticos permite determinar distintos resultados y la probabilidad de que estos ocurran.

A diferencia de los trabajos mencionados este trabajo tiene como objetivo ver los efectos de la variación de parámetros geotécnicos solamente sobre el factor de seguridad utilizando métodos determinísticos y probabilísticos. Por tanto, la temática de este trabajo se enfocará en el análisis de la variabilidad que se presentan en distintos parámetros geotécnicos para distintos tipos de rocas y como esto afecta en los estados de los esfuerzos en túneles y su diseño mediante el uso de técnicas de evaluación probabilísticas (Monte Carlo) y determinísticas (Análisis de sensibilidad).

1.1 Objetivo general

Evaluar la influencia de la variabilidad de datos geotécnicos en el factor de seguridad en la pared y techo de túneles en la minería subterránea para determinar cómo se ve afectada su estabilidad.

1.2 Objetivos específicos

- Determinar la influencia de la variabilidad de un set de datos en los parámetros geotécnicos, estableciendo sus efectos en el factor de seguridad.
- Realizar un análisis multivariable de los parámetros geotécnicos, determinando su influencia a distintas condiciones de esfuerzo.
- Determinar el parámetro geotécnico más relevante en la evaluación de la estabilidad para recomendar cuál parámetro es más influyente en la variabilidad del factor de seguridad.

1.3 Alcances

La presente memoria se centra en el estudio de los efectos de la variabilidad de los parámetros geotécnicos sobre el estado de estabilidad de un túnel. Para esto se considera lo siguiente:

- Se creará una base de datos sintética en base a la recopilación de parámetros estadísticos (promedio, desviación estándar, distribución) datos geotécnicos de bases de datos reales, las cuales se ingresan a Matlab para crear distintas distribuciones de datos para representar la variabilidad de datos geotécnicos.
- Los criterios de falla de Hoek & Brown y Mohr-Coulomb serán utilizados para evaluar la estabilidad en un túnel circular a través de la relación entre la tensión máxima inducida en el borde de un túnel y la resistencia máxima en el mismo punto considerado diferentes tipos de rocas.
- No se utilizarán los nombres de las especies de rocas sino se usarán nombres como “Roca Tipo X” o “Litología X”, para respetar la privacidad del grupo corporativo que está trabajando en dicho tipo de rocas. Cabe destacar que se puede inferir a qué tipo de roca podría ser en base a las propiedades que se generen en los distintos escenarios.

2. Marco Teórico

En este capítulo se describen los parámetros utilizados en este estudio.

1. Se revisan los parámetros geotécnicos considerados en el trabajo.
2. Se describen los esfuerzos alrededor de una excavación y como evaluarlos.
3. Se presentan los criterios de falla considerados para evaluar la estabilidad de un túnel.
4. Se presentan las herramientas y métodos para realizar el análisis estadístico en este trabajo están definidos.

2.1 Parámetros geotécnicos

El macizo rocoso se puede describir considerando los parámetros geotécnicos de las diferentes rocas constituyentes de este. Estos parámetros geotécnicos son utilizados para determinar las bases de diseño de infraestructuras para la explotación de minerales en un yacimiento, en conjunto a modelos matemáticos. Estos permiten determinar si es viable realizar una estructura bajo el diseño propuesto, teniendo en cuenta que sea factible económicamente (optimización costos, tiempos de realización asegurándose de la estabilidad de la estructura).

Los parámetros geotécnicos pueden ser asociados a la roca intacta, a las discontinuidades o al macizo rocoso. Pueden ser medidos en terreno o en laboratorio. Esto depende si los parámetros son medidos de acuerdo con aspectos cualitativos apreciados en terreno, a los cuales se les da valor de acuerdo con algún sistema de puntaje, o si se puede realizar ensayos de laboratorio para determinar su valor cuantitativo.

Cabe destacar que estos parámetros, que sean cualitativos o cuantitativos, presentan una variación geográfica en el macizo rocoso, por lo cual es necesario tener la mayor información posible para realizar el dimensionamiento del túnel de forma correcta.

En esta sección se entregará una descripción breve de los parámetros que se serán parte de la base de datos para realizar los análisis de estabilidad y de variabilidad. Primero se describen los parámetros a escala de la roca intacta (UCS). En una segunda parte se describen los

parámetros a escala del macizo rocoso (GSI). Y, por último, se describe los parámetros de las discontinuidades que pueden cortar esta roca intacta (cohesión, ángulo de fricción).

2.1.1 Resistencia a compresión simple o resistencia uniaxial (UCS)

La resistencia a la compresión simple o resistencia uniaxial a la compresión uniaxial (Uniaxial Compressive Strength: UCS) corresponde a la resistencia a la compresión no confinada de un espécimen de roca intacta (Diaz, 1993).

Este parámetro es determinado mediante un ensayo de compresión uniaxial, en el cual a un espécimen de roca con geometría cilíndrica se le aplica una carga sobre el eje de la probeta hasta que esta falle por los esfuerzos aplicados sobre esta (Gavilanes & Andrade, 2004).

El valor de este parámetro se determina mediante la carga aplicada sobre del área de una probeta de ensayo, el cual esta expresado por la Ecuación 1 y Ecuación 2.

$$UCS = \frac{P_{m\acute{a}x}}{A}$$

Ecuación 1: Calculo de UCS.

$$UCS = \frac{4 \times P_{m\acute{a}x}}{\pi \times r^2}$$

Ecuación 2: Calculo de UCS considerando el radio de la probeta.

Donde $P_{m\acute{a}x}$ [N] es la fuerza al momento en que la probeta falla, A [m^2] corresponde al área transversal de la probeta de ensayo, y r [m] corresponde al radio de la probeta.

La Tabla 1 presenta los rangos de valores de UCS clásicos asociados con la resistencia de diversos tipos de rocas.

Tabla 1: Clasificación de la resistencia a la compresión uniaxial de rocas (Choudhary & Sonu, 2013).

Tipo Roca	Rango de valores [MPa]
Muy poco resistente	1,0 - 5,0
Poco resistente	5,0 – 25
Moderadamente resistente	25 – 50
Resistente	50 – 100

Muy resistente	100 – 250
Extremadamente resistente	> 250

La roca también puede ser clasificada en base a una descripción en terreno, como se aprecia en la Tabla 2.

Tabla 2: Estimación aproximada y clasificación de la resistencia a compresión de roca a partir de índices de campo (González de Vallejo, 2002).

Clase	Descripción	Identificación de campo	Rango de valores [MPa]
R_1	Roca muy blanda	La roca se desmenuza al golpear con la punta del martillo	1,0 - 5,0
R_2	Roca blanda	Al golpearla con la punta del martillo se producen pequeñas fracturas	5,0 – 25
R_3	Roca moderadamente dura	Puede fracturarse con un golpe fuerte con el martillo	25 – 50
R_4	Roca dura	Se requieren más de un golpe con el martillo para fracturarla	50 – 100
R_5	Roca muy dura	Se requieren muchos golpes con el martillo para fracturarla	100 – 250

A continuación, en la Tabla 3 se presentan rangos de valores para distintas litologías.

Tabla 3: Valores de UCS para distintos tipos de rocas (González de Vallejo, 2002).

Tipo Roca	Resistencia a la compresión uniaxial [MPa]	
	Valores medios	Rango de valores
Andesita	205,9 - 313,8	98,1 - 490,3
Anfibolita	274,6	205,9 - 519,8
Anhidrita	88,3	78,5 - 127,5
Arenisca	53,9 - 137,3	29,4 - 230,5
Basalto	78,5 - 196,1	58,8 - 343,2
Caliza	58,8 - 137,3	49,0 - 196,1
Cuarcita	196,1 - 313,8	98,1 - 490,3
Diabasa	235,4 - 343,2	127,5 - 357,9
Diorita	176,5 - 240,3	117,7 - 328,5
Dolerita	196,1 - 294,2	98,1 - 343,2
Dolomía	58,8 - 196,1	49,0 - 343,2
Esquisto	29,4 - 58,8	19,6 - 156,9

Gabro	205,9 - 274,6	176,5 - 294,2
Gneis	58,8 - 196,1	49,0 - 245,2
Granito	68,6 - 196,1	49,0 - 294,2
Grauvaca	98,1 - 147,1	78,5 - 215,7
Limolita	-	34,3 - 245,2
Lulita	19,6 - 39,2	9,8 - 88,3
Marga	29,4 - 68,6	19,6 - 88,3
Mármol	117,7 - 196,1	58,8 - 245,2
Pizarra	39,2 - 147,1	29,4 - 196,1
Sal	11,8	4,9 - 29,4
Toba	-	9,8 - 45,1
Yeso	24,5	9,8 - 39,2

2.1.2 Índice de resistencia geológica (GSI)

El índice de resistencia geológica (Geological Strength Index, GSI) (*INYGE*, 2011) es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos. Este sistema es cualitativo y se basa en las observaciones realizadas en terreno. Para determinar el valor de GSI se utilizan 2 caracterizaciones del macizo rocoso: el grado de fragmentación presente en el macizo, y la condición de meteorización de las estructuras evaluadas. Estos criterios son utilizados para determinar el valor del GSI de acuerdo con la Figura 1. Hoek recomienda emplear un rango de valores y no un valor único para este sistema (Hoek & Marinos, 2000).

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

Figura 1: Tabla de estimación del GSI basada en observaciones geológicas (Hoek & Marinos, 2000).

El sistema GSI presenta valores entre 1 y 100. En este rango, los valores inferiores están asociados a macizos rocosos de baja calidad, en los cuales la superficie se encuentra visualmente meteorizada y altamente fragmentada. En cambio, los valores cercanos a 100 se encuentran relacionados a macizos de muy buena calidad, roca intacta a poco fracturada, con estructuras que no se encuentran afectadas por meteorización y con fragmentación poco significativa (INYGE, 2011). Se presentan los rangos de valores en la Tabla 4.

Tabla 4: Clasificación de macizos rocosos de acuerdo con rangos de GSI (INYGE, 2011).

Clase	Calidad	Rango de valores
I	Muy Buena	81 - 100
II	Buena	61 - 80
III	Regular	41 - 60
IV	Mala	21 - 40
V	Muy Mala	< 20

Hoek & Marinos, 2000 extendieron el uso de este sistema para para macizos rocosos heterogéneos como se presenta en la Figura 2.

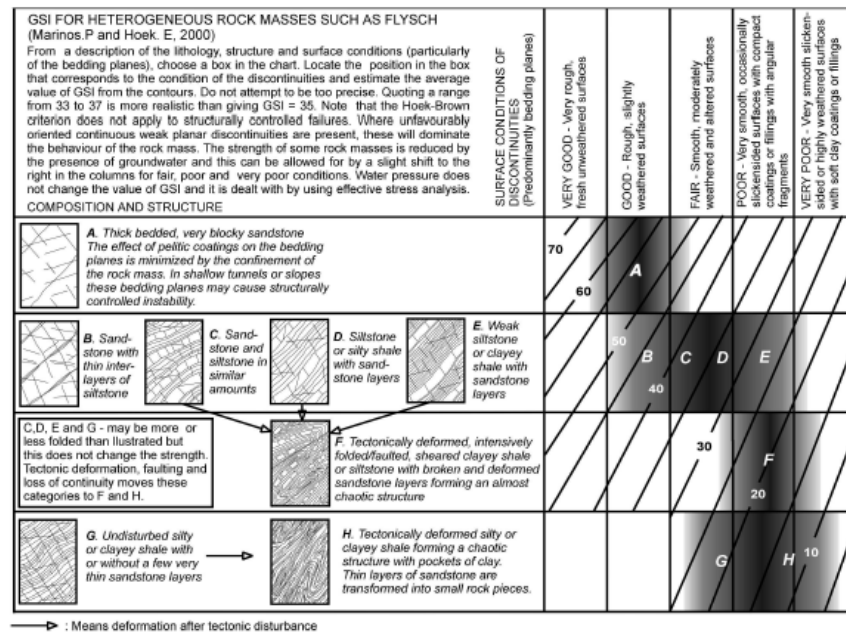


Figura 2: Tabla de estimación del GSI basada en observaciones geológicas para macizos rocosos heterogéneos (Hoek & Marinos, 2000).

El sistema GSI de clasificación presenta ciertas limitaciones (Marinos et al., 2005), las cuales son mencionan a continuación:

- No se debe de emplear el sistema GSI para macizos rocosos en los cuales se presenta una estructura dominante.
- Puede no entregar el valor que se ajuste mejor a la caracterización del macizo rocoso debido a que va de acuerdo con el criterio y experiencia de la persona que determina el valor.
- No es apropiado asignar valores del GSI para excavaciones en roca dura con discontinuidades que se encuentren espaciadas por distancias similares a las dimensiones del túnel.

2.1.3 Ángulo de fricción

El ángulo de fricción es una propiedad física de la tierra y de los materiales. Este corresponde al ángulo hasta el cual un material puede inclinarse sin deslizarse (Keaton, 2017).

Una manera de ejemplificar este concepto sería colocar dos rocas de la misma litología con superficie plana, una sobre otra, e inclinarlas hasta que una de ellas se deslice. El ángulo en el cual se desliza corresponde al ángulo de fricción. Este parámetro está relacionado con el tamaño y la forma de los granos que componen la roca.

El ángulo de fricción se determina en conjunto a la cohesión mediante pruebas de esfuerzo triaxiales sobre probetas de ensayos para calcular el esfuerzo máximo (σ_1) y mínimo (σ_3), las cuales se relacionan con el esfuerzo normal (σ_n) y tangencial (τ). Posteriormente la ecuación lineal del criterio de Mohr - Coulomb es ajustada a la curva de Hoek & Brown, para un determinado valor de esfuerzo normal, lo que permite calcular los valores de ángulo de fricción y la cohesión para ese nivel de esfuerzo normal (σ_n). Y la mayoría de las rocas presentan un valor entre 25 y 45 [°] (González de Vallejo, 2002).

A continuación, se presenta la Tabla 5 en la que se presentan los rangos de valores de ángulo de fricción con la calidad del macizo rocoso.

Tabla 5: Clasificación de macizos rocosos de acuerdo con rangos de ángulo de fricción (González de Vallejo, 2002).

Clase	Calidad	Rango de valores [°]
I	Muy Buena	>45
II	Buena	45 – 35
III	Regular	35 – 25
IV	Mala	25 – 15
V	Muy Mala	< 15

En la Tabla 6 se presentan los valores que puede presentar el ángulo de fricción para distintas litologías.

Tabla 6: Rangos de valores de ángulo de fricción para diversas litologías (González de Vallejo, 2002).

Roca	Angulo de fricción [°]
Andesita	45

Arenisca	30 – 50
Basalto	48 – 55
Caliza	35 – 50
Caliza Margosa	30
Cuarcita	40 – 55
Diabasa	40 – 50
Diorita	50 – 55
Dolomía	25 – 35
Esquisto	25 – 30
Gabro	35
Gneiss	30 – 40
Granito	45 – 58
Grauvaca	45 – 50
Mármol	35 – 45
Lutita	40 – 60
Pizarra	40 - 55

2.1.4 Cohesión

La cohesión (c) es la fuerza de unión entre las partículas minerales que forman la roca (González de Vallejo, 2002). Todas las rocas presentan distintas estructuras, texturas y grados de cohesión según su origen y composición mineral (Geomorfología Dinámica y Climática, 2010).

La cohesión se determina en conjunto al ángulo de fricción mediante pruebas de esfuerzo triaxiales sobre probetas de ensayos para calcular el esfuerzo máximo (σ_1) y mínimo (σ_3), las cuales se relacionan con el esfuerzo normal (σ_n) y tangencial (τ). Posteriormente la ecuación lineal del criterio de Mohr - Coulomb es ajustada a la curva de Hoek & Brown, para un determinado valor de esfuerzo normal, lo que permite calcular los valores de ángulo de fricción y la cohesión para ese nivel de esfuerzo normal (σ_n).

En la Tabla 7 se presentan los valores que puede presentar la cohesión para distintas litologías.

Tabla 7: Rangos de valores de cohesión para diversas litologías (González de Vallejo, 2002).

Roca	Cohesión [MPa]
Andesita	27,5
Arenisca	7,8 - 34,2
Basalto	19,6 - 58,8
Caliza	4,9 - 39,2
Caliza Margosa	0,9 - 5,9
Cuarcita	24,5 - 68,6
Diabasa	88,2 - 117,7
Diorita	14,7
Dolomía	21,6 - 58,8
Esquisto	24,5
Gabro	29,4
Gneiss	14,7 - 39,2
Granito	14,7 - 49,0
Grauvaca	5,9 - 9,8
Mármol	14,7 - 34,3
Lutita	2,9 - 34,3
Pizarra	9,8 - 49,0

2.2 Esfuerzos

En este capítulo se presentan una revisión de los conceptos básicos asociados a los esfuerzos presentes en los macizos rocosos, lo cuales pueden dividirse en esfuerzos in situ e inducidos. Además, se revisa como estos interactúan alrededor de excavaciones circulares.

2.2.1 Esfuerzos in situ

Los esfuerzos “In situ” son aquellos que existen en el lugar antes de cualquier apertura o construcción subterránea. Es necesario entenderlos tanto en magnitud como en orientación, puesto que son una de las principales condiciones de borde para el análisis de excavaciones subterráneas.

Existen diferentes tipos de esfuerzos in situ. Uno de ellos se relaciona al efecto de la gravedad, y es llamado esfuerzo vertical (Gavilanes & Andrade, 2004). Este esfuerzo resulta del peso de una columna de roca sobre el punto que se estima el esfuerzo. El peso del material por encima de cualquier nivel bajo la superficie del suelo causa que el material a dicho nivel se comprima. Este esfuerzo es calculado de acuerdo con la Ecuación 3.

$$\sigma_v = \rho \times g \times h$$

Ecuación 3: Calculo de esfuerzo vertical.

Donde:

- σ_v corresponde al esfuerzo vertical
- ρ corresponde a la densidad de la roca
- g corresponde a la aceleración de gravedad
- h corresponde a la profundidad

La compresión vertical de una muestra no confinada es acompañada de expansión lateral. En el caso de los macizos rocosos que se encuentran confinados esto resulta en desarrollo de esfuerzos horizontales (Attewell & Farmer, 1976).

La razón de esfuerzos (K) corresponde a la relación entre el esfuerzo horizontal (σ_H) y el esfuerzo vertical (σ_v), el cual es representada por la Ecuación 4.

$$K = \frac{\sigma_H}{\sigma_v}$$

Ecuación 4: Calculo de factor K.

Este coeficiente puede variar dependiendo de la locación en que se desee determinar los esfuerzos principales. Esto puede ser por efecto de la historia geológica del sector.

El esfuerzo horizontal presenta direcciones en las cuales tiene su valor máximo ($\sigma_{H\text{M}\acute{a}x.}$) y un mínimo ($\sigma_{H\text{M}\text{in.}}$) en el macizo rocoso. Estas direcciones se presentan de forma perpendicular entre ellos.

2.2.2 Esfuerzos inducidos

Los esfuerzos “inducidos” son aquellos que resultan luego de realizar actividad de construcción de infraestructura subterránea. Una excavación produce una redistribución de esfuerzos alrededor de ella (Figura 3), la cual depende de la geometría de la excavación, la geología, la resistencia del macizo rocoso y el estado previo de esfuerzos (Gavilanes & Andrade, 2004).

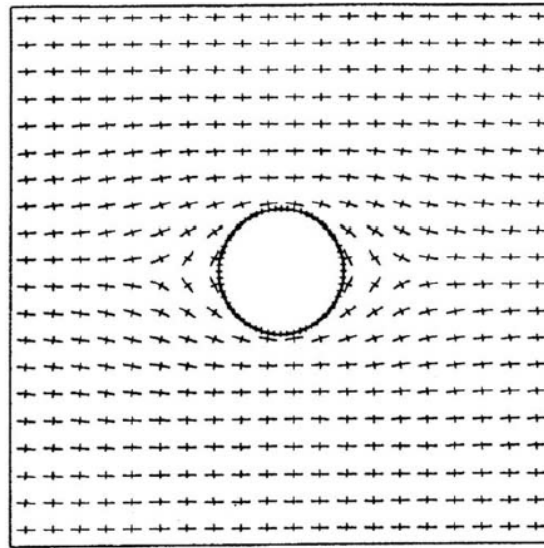


Figura 3: Representación de redistribución de esfuerzos alrededor de una excavación (Hoek et al., 1997).

En la Figura 3 se observa que el esfuerzo horizontal máximo (rectas horizontales) y el esfuerzo vertical (rectas verticales) modifican sus direcciones alrededor de la excavación a medida que se acercan a esta, y en zonas lejanas a la excavación las direcciones de los esfuerzos retoman su sentido original.

Cuando ocurre la excavación los esfuerzos en las inmediaciones del túnel, σ_V , $\sigma_{H\acute{m}ax}$ y $\sigma_{H\acute{m}in}$, se redistribuyen en las inmediaciones del túnel induciendo nuevos esfuerzos, los cuales son llamados esfuerzos inducidos principales ($\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$) (Hoek et al., 1997).

Estos esfuerzos presentan características compresivas, siempre son positivos, son perpendiculares entre sí, y son enumerados desde el esfuerzo de mayor valor (σ_1) al de menor valor (σ_3) (Hoek et al., 1997) (Figura 4).

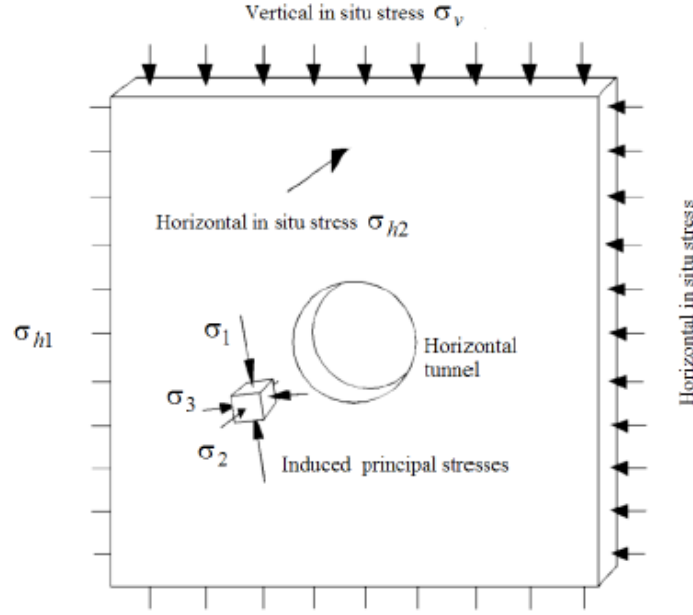


Figura 4: Esquema general de esfuerzos alrededor de una excavación (Hoek et al., 1997).

Los esfuerzos principales son utilizados en la etapa de diseño de un túnel para determinar si es factible teóricamente realizar la excavación mediante la aplicación de criterios de fractura.

2.3 Ecuaciones de Kirsch

Los esfuerzos inducidos alrededor de una excavación se pueden evaluar considerando las ecuaciones de Kirsch (Brady & Brown, 2007). Estas ecuaciones son soluciones analíticas basadas sobre simplificación de la realidad: se considera un comportamiento de roca CHILE, es decir, continuo, homogéneo, isótropo, lineal y elástico, el cual funciona relativamente bien a grandes profundidades, en presencia de altos esfuerzos y con un macizo rocoso homogéneo e isótropo (Aracena, 2017).

A continuación, se presentan la Ecuación 5, Ecuación 6 y Ecuación 7, las cuales son las ecuaciones para determinar respectivamente los valores de esfuerzos radiales (σ_{rr}), tangenciales ($\sigma_{\theta\theta}$) y cizallantes ($\tau_{r\theta}$) planteadas por Kirsch (Brady & Brown, 2007):

$$\sigma_{rr} = \sigma_v \times \left[\left(\frac{1+K}{2} \right) \times \left(1 - \frac{a^2}{r^2} \right) - \left(\frac{1-K}{2} \right) \times \left(1 - 4 \times \frac{a^2}{r^2} + 3 \times \frac{a^4}{r^4} \right) \times \cos(2\theta) \right]$$

Ecuación 5: Cálculo de esfuerzo radial.

$$\sigma_{\theta\theta} = \sigma_V x \left[\left(\frac{1+K}{2} \right) x \left(1 + \frac{a^2}{r^2} \right) + \left(\frac{1-K}{2} \right) x \left(1 + 3 x \frac{a^4}{r^4} \right) x \cos(2\theta) \right]$$

Ecuación 6: Cálculo de esfuerzo tangencial.

$$\tau_{r\theta} = \sigma_V x \left[\left(\frac{1-K}{2} \right) x \left(1 + 2 x \frac{a^2}{r^2} + 3 x \frac{a^4}{r^4} \right) x \sin(2\theta) \right]$$

Ecuación 7: Cálculo de esfuerzo de corte.

Donde:

- σ_{rr} es el esfuerzo radial.
- $\sigma_{\theta\theta}$ es el esfuerzo tangencial.
- $\tau_{r\theta}$ es el esfuerzo cizallante.
- a es el radio de la excavación
- r es la distancia radial desde el centro de la excavación al punto a evaluar.
- θ es el ángulo entre la horizontal y la dirección en la cual se evalúan los esfuerzos.

En la Figura 5 se presentan los esfuerzos definidos por Kirsch.

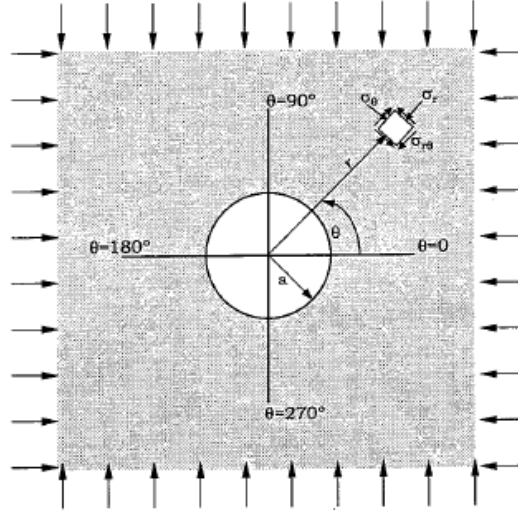


Figura 5: Componentes de esfuerzo en coordenadas polares en un elemento infinitesimal alrededor de una excavación (Gavilanes & Andrade, 2004).

En el caso de utilizar la ecuaciones Ecuación 5, Ecuación 6 y Ecuación 7 para evaluar los esfuerzos en el contorno del túnel ($a = r$) (Brady & Brown, 2007), los esfuerzos inducidos quedan expresados por:

$$\sigma_{rr} = 0$$

Ecuación 8: Esfuerzo radial al evaluar el esfuerzo en el contorno del túnel.

$$\sigma_{\theta\theta} = \sigma_v \times [(1 + K) + 2 \times (1 - K) \times \cos(2\theta)]$$

Ecuación 9: Esfuerzo radial al evaluar el esfuerzo en el contorno del túnel.

$$\tau_{r\theta} = 0$$

Ecuación 10: Esfuerzo radial al evaluar el esfuerzo en el contorno del túnel.

2.4 Criterios de falla

Un criterio de falla se considera como la superficie f que delimita en el espacio de los esfuerzos principales $(\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3)$ un cierto dominio llamado dominio elástico (Gavilanes & Andrade, 2004). Debido a las limitaciones físicas en el montaje experimental, los criterios empíricos son generalmente bidimensionales (Gavilanes & Andrade, 2004).

Los criterios de falla son, en su mayoría, establecidos en términos de las tensiones de principales mayor (σ_1) y menor (σ_3) , las cuales se encuentran asociadas a las tensiones máximas que se presentan en la curva tensión – deformación.

La evidencia experimental muestra que la contribución de la tensión principal intermedia σ_2 en la rotura es generalmente ignorada.

En este capítulo se entrega una descripción del criterio de falla de Mohr-Coulomb y del criterio de falla Hoek and Brown.

2.4.1 Mohr – Coulomb

El criterio de falla de Mohr – Coulomb es un conjunto de ecuaciones lineales en el espacio de tensiones principales que describen las condiciones para las cuales fallará un material isotrópico, en el cual se ignora el efecto de la tensión principal intermedia σ_2 (Labuz & Zang, 2012).

Este criterio de falla se basa en que la tensión tangencial (τ) debe de superar tanto el rozamiento interno de la roca como las fuerzas cohesivas presentes en la superficie de rotura (Gavilanes & Andrade, 2004).

El criterio de fractura de Mohr-Coulomb establece una relación lineal entre esfuerzos y parámetros geotécnicos, como se aprecia en la Figura 6, y su formulación matemática está representada por la Ecuación 11.

$$\tau = c + \sigma_n \tan(\phi)$$

Ecuación 11: Criterio de falla de Mohr - Coulomb.

Donde:

- c es la cohesión de la roca
- σ_n es el esfuerzo normal a la superficie de rotura.
- ϕ es el ángulo de fricción de la roca.
- τ es el esfuerzo tangencial que actúa en el plano de rotura

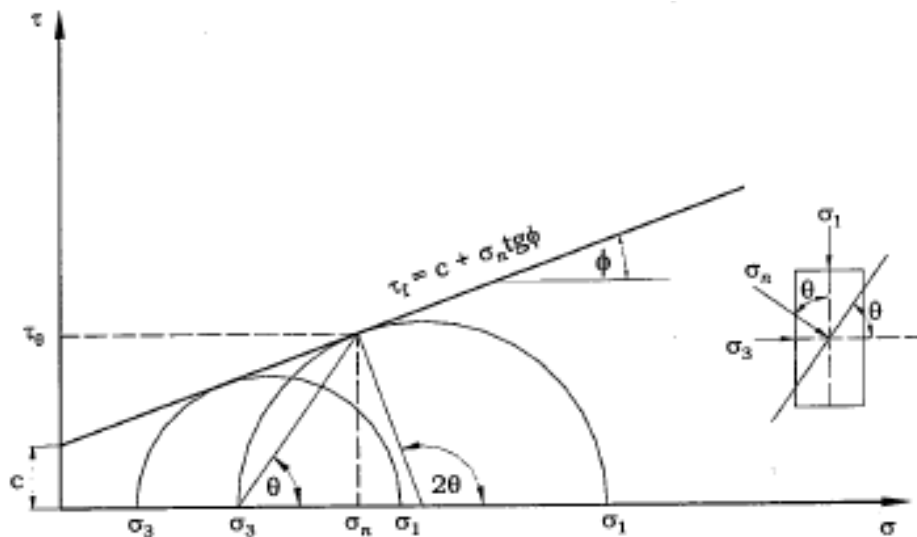


Figura 6: Envolvente de Mohr-Coulomb (Gavilanes & Andrade, 2004).

El criterio de Mohr-Coulomb puede ser utilizada en términos de los esfuerzos principales. Para esto se debe de escribir tanto el esfuerzo normal a la superficie de rotura como el esfuerzo tangencial que actúa en el plano de rotura en términos de los esfuerzos principales.

Luego estos términos son reemplazados en la Ecuación 12, lo cual da paso a la siguiente ecuación:

$$\sigma_1 = \frac{2c \cos(\phi)}{1 - \sin(\phi)} + \frac{1 + \sin(\phi)}{1 - \sin(\phi)} \sigma_3$$

Ecuación 12: Criterio de falla de Mohr – Coulomb en términos de esfuerzo máximo y mínimo.

Cuando σ_3 es igual a 0 se tiene la Ecuación 13:

$$\sigma_1 = \frac{2c \cos(\phi)}{1 - \sin(\phi)}$$

Ecuación 13: Criterio de falla de Mohr – Coulomb en términos de esfuerzo máximo y mínimo para $\sigma_3 = 0$.

El valor que presenta σ_1 en la Ecuación 13 equivale a la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso (Brady & Brown, 2007).

Entre algunas de las ventajas del criterio de Mohr – Coulomb se encuentran (Labuz & Zang, 2012):

- Presenta una simplicidad matemática, lo cual permite determinar de manera sencilla la resistencia a la tracción.
- Necesita de pocos parámetros para su aplicación, los cuales tiene un claro significado para la persona que utiliza el criterio.

Entre sus limitaciones se encuentran:

- El criterio sobrestima la resistencia a la tracción debido al comportamiento lineal de la envolvente, lo cual puede provocar una sobrestimación del factor de seguridad (Viswanadham, 2007).
- Este criterio no es totalmente eficiente para determinar el esfuerzo máximo que puede resistir una roca, ya que este criterio asume que una fractura existe en el máximo valor del esfuerzo (Brady & Brown, 2007).
- Los esfuerzos en las rocas generalmente se describen mediante una curva con comportamiento no lineal, por lo que para poder determinar el esfuerzo máximo en

este criterio se debería considerar un cierto rango de valores para los esfuerzos (Brady & Brown, 2007).

2.4.2 Hoek and Brown

El criterio de falla de Hoek and Brown es una relación empírica utilizada para describir un aumento no lineal en el máximo de resistencia en una roca isotrópica relacionado con el aumento de los esfuerzos en confinamiento (Labuz & Zang, 2012). Este criterio fue desarrollado para estimar la resistencia del macizo rocoso teniendo en consideración las condiciones geológicas presentes (Labuz & Zang, 2012). Por eso, la aplicación de este criterio incorpora tanto ensayos de laboratorio como observaciones en terreno.

Al igual que en el criterio de Mohr-Coulomb se ignora el efecto el esfuerzo principal intermedio (σ_2). El criterio de Hoek and Brown generalizado (Eberhardt, 2012) presenta la Ecuación 14, Ecuación 15, Ecuación 16 y Ecuación 17 para determinar el esfuerzo principal mayor (σ_1):

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

Ecuación 14: Criterio de falla de Hoek & Brown.

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

Ecuación 15: Cálculo de constante de roca fracturada.

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

Ecuación 16: Cálculo de constante s para criterio de Hoek & Brown.

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

Ecuación 17: Cálculo de constante a para criterio de Hoek & Brown.

Donde:

- GSI corresponde al índice de resistencia geológica.
- m_b corresponde a la constante de roca fracturada.

- m_i corresponde a la constante de roca intacta.
- σ_{ci} corresponde al UCS.
- s corresponde a un parámetro que depende de las características del macizo
- a corresponde a un parámetro que depende de las características del macizo
- D corresponde al grado de perturbación que presenta el macizo rocoso (evaluado considerando la Figura 7)

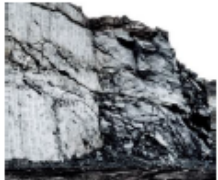
Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	D = 0
	Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting)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

Figura 7: Guía para determinar el factor D , asociado al criterio de fractura de Hoek and Brown (Hoek & Brown, 2019).

Entre algunas de las ventajas del criterio de Hoek & Brown se encuentran (Eberhardt, 2012):

- La forma no lineal que presenta coincide con los datos experimentales para los rangos de los esfuerzos que se encuentren bajo confinamiento.
- Fue desarrollado a través de una extensa evaluación de datos de pruebas de laboratorio que cubren un amplio rango de tipo de rocas intactas.
- Es un método empírico que permite determinar de forma directa las propiedades del macizo rocoso.

Entre sus limitaciones se encuentran:

- La mayoría de las rocas al estar bajo altas presiones de confinamiento cambian su comportamiento de frágil a dúctil, lo cual dificulta su aplicación (Duarte & Vega, 2015)
- El criterio es solo aplicable para macizos rocosos que presentan un comportamiento isotrópico, y que presenta diversas familias de discontinuidades o para roca intacta (Duarte & Vega, 2015).

2.5 Factor de seguridad

El factor de seguridad (FS) corresponde a la razón entre la resistencia máxima que presenta el macizo rocoso y las fuerzas disponibles para causar inestabilidad en una estructura, como el esfuerzo máximo sobre un punto (Shi et al., 2012).

La relación entre la resistencia máxima y las fuerzas que provocarían la inestabilidad es representada por la Ecuación 18.

$$FS = \frac{\text{Resistencia del macizo rocoso}}{\text{Esfuerzos aplicados sobre el macizo rocoso}}$$

Ecuación 18: Cálculo de FS.

Este parámetro presenta rangos de valores para determinar si el diseño es estable, las cuales son las siguientes (Macciotta, 2018):

- $FS < 1$ diseño inestable

- $FS = 1$ diseño crítico
- $FS > 1$ diseño estable

Cabe mencionar que el límite de 1 depende del criterio de aceptabilidad definido por las personas a cargo de las decisiones. Esto puede estar relacionado a las condiciones de terreno en las cuales se desarrollará la infraestructura.

Para estimar la estabilidad alrededor de una excavación se evalúa el FS siguiendo la Ecuación 19:

$$FS = \frac{\text{Resistencia del macizo rocoso determinado por criterio de falla}}{\text{Esfuerzo inducido en el punto a evaluar del túnel}}$$

Ecuación 19: Cálculo de FS considerando criterio de falla y esfuerzo inducido.

Al evaluar el FS en el borde de la excavación, $\sigma_3 = 0$, donde el criterio de falla es empleado para determinar la resistencia del macizo rocoso, y las ecuaciones de Kirsch para determinar el esfuerzo inducido sobre el punto del túnel a evaluar.

Al utilizar el criterio de falla de Mohr - Coulomb para evaluar el FS en la pared y/o techo del túnel se utiliza la **Erreur ! Source du renvoi introuvable..**

$$FS = \frac{\frac{2c \cos(\phi)}{1 - \sin(\phi)}}{\sigma_{\theta\theta}}$$

Ecuación 20: Cálculo de FS con el criterio de falla de Mohr - Coulomb en el contorno del túnel.

Donde c es la cohesión, ϕ es el ángulo de fricción y $\sigma_{\theta\theta}$ esfuerzo tangencial alrededor de una excavación de acuerdo con la teoría de Kirsch. Este último convirtiéndose en el esfuerzo máximo principal (σ_1).

Y al utilizar el criterio de falla de Hoek & Brown para evaluar el FS en la pared y/o techo del túnel se utiliza la Ecuación 21.

$$FS = \frac{UCS \times s^a}{\sigma_{\theta\theta}}$$

Ecuación 21: Cálculo de FS con el criterio de falla de Hoek & Brown en el contorno del túnel.

Donde UCS es la resistencia a la compresión uniaxial, s y a son parámetros que dependen de las características del macizo rocoso, y $\sigma_{\theta\theta}$ es el esfuerzo tangencial alrededor de una excavación de acuerdo con la teoría de Kirsch, que en este estudio será una excavación circular.

Tanto la Ecuación 20 como la Ecuación 21 consideran a $\sigma_{\theta\theta}$ como el esfuerzo inducido a evaluar, ya que en el techo y pared de un túnel, tanto σ_{rr} como $\tau_{r\theta}$ se anulan, como se muestra en la Ecuación 8 y Ecuación 10, respectivamente.

2.6 Análisis Estadístico

En este subcapítulo se presentan las características de los elementos empleados para el análisis de datos usados en el trabajo como lo son parámetros estadísticos y el método de Monte Carlo.

2.6.1 Parámetros estadísticos

Un conjunto de datos puede ser caracterizado de forma estadística, lo cual permite recaudar información sobre los datos de forma más sencilla. Además, algunas distribuciones de probabilidad se encuentran definidas por estos parámetros.

A continuación, se presenta la definición de los parámetros más relevantes que serán utilizados en etapas posteriores.

- **Promedio:** también conocido como media aritmética, es el valor promedio de un conjunto de datos, el cual indica la tendencia central en una distribución probabilística (Mendenhall et al., 2013). Esta es calculada mediante la Ecuación 22.

$$Promedio (\bar{X}) = \sum_{i=1}^n \frac{x_i}{n}$$

Ecuación 22: Cálculo del promedio de un conjunto de datos.

Donde n es el número de datos del conjunto que se determina el promedio y x_i es el número i de los datos del conjunto.

- **Desviación Estándar**: es una medida que ofrece información sobre la dispersión media de una variable. La desviación estándar es siempre mayor o igual que cero. Al tener una desviación estándar pequeña significa que los datos se encuentran agrupados. En cambio, si es un valor elevado los datos se encuentran dispersos respecto a su promedio (Mendenhall et al., 2013). Este parámetro es calculado mediante la Ecuación 23.

$$\text{Desviación Estándar } (\sigma) = \sqrt{\sum_{i=1}^n \frac{(x_i - \bar{X})^2}{n}}$$

Ecuación 23: Cálculo de la desviación estándar de un conjunto de datos.

Donde $\bar{X}$ es el promedio del conjunto de datos, n es número de datos presentes en la base de datos, x_i es el número i del conjunto de datos.

- **Coefficiente de Variación**: es una medida estadística que nos informa acerca de la dispersión relativa de un conjunto de datos (Coeficiente de variación, 2017). Este parámetro usualmente se expresa como un porcentaje y se puede ser calculado mediante la Ecuación 24.

$$\text{Coeficiente de Variación } (COV) = \frac{\sigma}{|\bar{X}|}$$

Ecuación 24. Cálculo de coeficiente de variación de un conjunto de datos.

Donde σ corresponde a la desviación estándar del conjunto de datos y $\bar{X}$ corresponde al promedio del conjunto de datos.

2.6.2 Método Monte Carlo

La simulación Monte Carlo es una técnica que permite modelar la probabilidad de diferentes resultados en un proceso que se ve afectado por variables aleatorias (Kenton, 2020). Esta técnica permite ver todos los resultados posibles, lo cual ayuda a comprender el impacto del riesgo y la incertidumbre en los modelos de predicción (Palisade, 2008).

La base de una simulación Monte Carlo corresponde a asignar un valor de forma aleatoria a una variable incierta en base a una distribución de datos y obtener el resultado. Este proceso se realiza varias veces asignando un número aleatorio distinto, y luego se promedian los resultados para obtener una estimación (Kenton, 2020). Al usar distribuciones de probabilidad, las variables pueden tener diferentes probabilidades de que ocurran diferentes resultados.

Las distribuciones de probabilidad se dividen en 2 grupos: continuas y discretas. Las distribuciones continuas describen las probabilidades de posibles valores de un conjunto de valores que se encuentran en un rango, el cual es infinito y no se puede contar. Entre estas se encuentran las normales, lognormales, uniformes, triangulares, entre otras. Y las distribuciones discretas describen la probabilidad de ocurrencia de variables finitas, como lo son Poisson o Bernoulli.

La distribución normal o distribución de Gauss se define mediante el valor medio de los datos y una desviación estándar. En base a estas características se describe la variación de los datos sobre la media. Presenta un comportamiento simétrico y describe muchos fenómenos naturales (Palisade, 2008) .

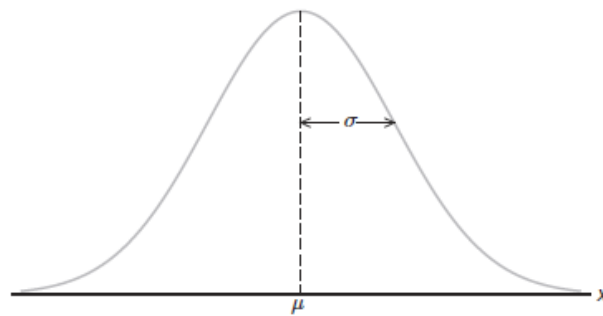


Figura 8: Distribución normal con media μ y desviación estándar σ sobre la variable X (Walpole, 2012).

Entre algunas de las ventajas del método Monte Carlo respecto a un análisis de forma determinística se encuentran (Palisade, 2008):

- Entrega resultados de forma probabilística, con las probabilidades correspondientes cada valor que puede tomar la variable de salida.

- Los resultados pueden representarse gráficamente para entregar información.
- Permite relacionar la variación de los resultados con la variabilidad presente en las variables de entrada, lo cual significa que se pueden analizar que variables podrían tener más impacto en el resultado.

Entre sus limitaciones se encuentran (Meneses, 2012):

- Al realizar una simulación Monte Carlo, esta puede resultar muy complicada debido al ingreso de un gran número de variables.
- Esta técnica no genera soluciones óptimas globales, sino solo entrega el efecto de las variables.
- No entrega la decisión a tomar, sino que resuelve el problema mediante aproximación para determinadas condiciones iniciales.

3. Metodología

La metodología de la presente memoria se divide en 3 secciones:

1. **Base de datos sintética**: Construir una base de datos sintética basada sobre datos reales de una mina australiana y una mina canadiense (Idris et al., 2011). Se utilizan valores estadísticos de distribuciones de datos geotécnicos de las minas, los cuales son introducidos en Matlab para crear 3 litologías con distintos niveles de variación, controlando la cantidad de datos a disposición. Posteriormente se caracterizan los niveles de variación de los datos y las características de las litologías como resistencia, cantidad de discontinuidades, entre otras variables. Esta etapa es realizada según lo pasos presentes en la Figura 9.

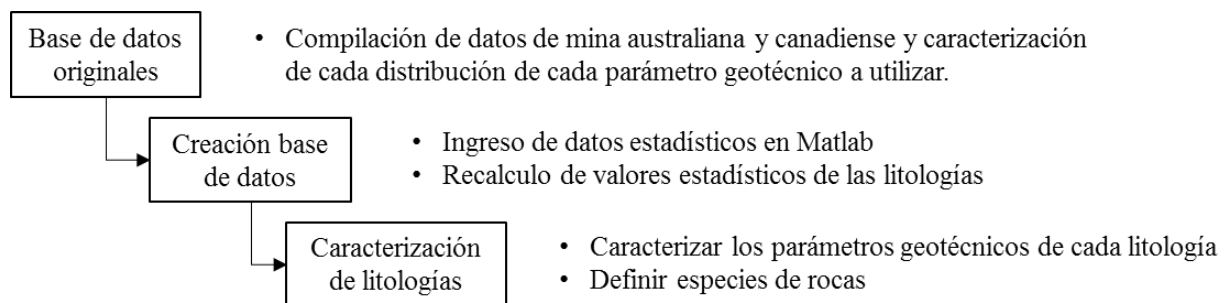


Figura 9: Esquema de los pasos de la etapa de la creación de la base de datos sintética.

2. **Análisis de sensibilidad**: Determinar el comportamiento de los distintos parámetros geotécnicos presentes en la base de datos sintética (densidad, UCS, GSI, cohesión y ángulo de fricción), en función del criterio de falla considerado, de la profundidad y del factor K. Además de determinar la influencia de la variación de los parámetros geotécnicos para cada uno de los criterios de falla. A continuación, se detallan los pasos de esta etapa en la Figura 10.

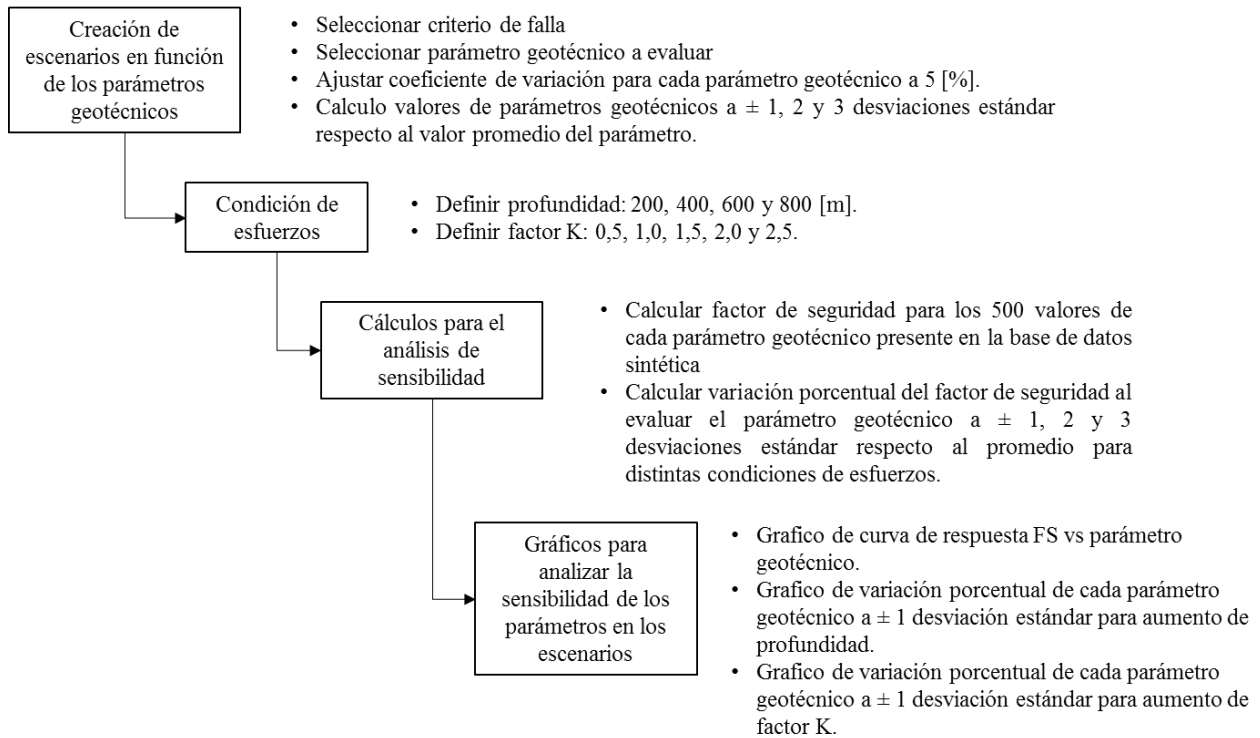


Figura 10: Esquema para la etapa de análisis de sensibilidad.

3. **Monte Carlo:** El método de Monte Carlo permite determinar la variación del factor de seguridad de un túnel para distintas combinaciones de parámetros geotécnicos considerando la variabilidad de estos por ser un método probabilístico según los pasos presentes en la Figura 11. Además, permite establecer el tipo de distribución resultante para el factor de seguridad de acuerdo con las distribuciones ingresadas en los parámetros geotécnicos.

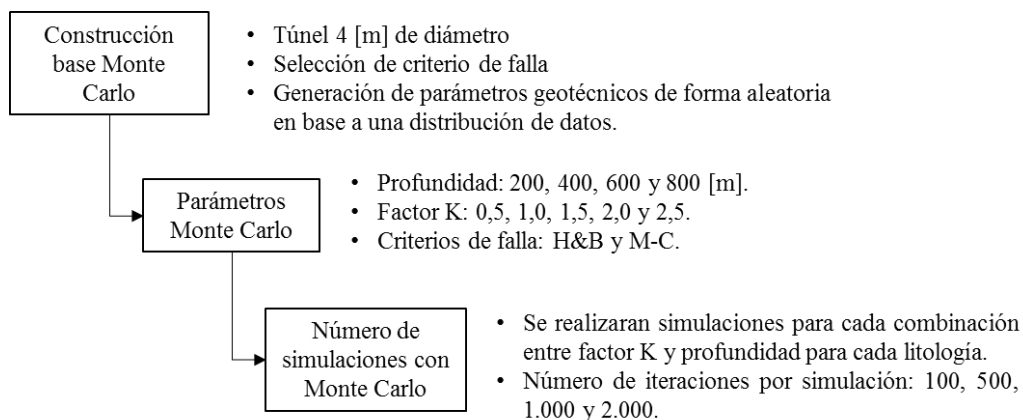


Figura 11: Esquema de los pasos de la etapa de Monte Carlo.

A continuación, se describe de manera detallada cada una de las etapas para determinar la influencia de la variabilidad de los datos geotécnicos sobre un túnel en minería subterránea.

3.1 Base de datos sintética

En esta etapa se determina los pasos de construcción de la base de datos sintética y sus características, las cuales serán utilizadas para etapas posteriores.

3.1.1 Construcción de una base de datos sintética

Para trabajar con la misma cantidad de datos en cada litología y poder comparar los resultados obtenidos, se construye una base de datos geotécnicos sintética basada:

1. En una base de datos real de una mina australiana (el nombre de la mina no se publica por temas de confidencialidad): identificación de 1 litología.
2. En estudios bibliográficos relacionados con minería subterránea canadiense (Idris et al., 2011): definición de 2 litologías.

La base de datos contiene los siguientes parámetros geotécnicos para cada litología:

- Densidad.
- UCS.
- GSI.
- Cohesión.
- Ángulo de fricción.

Para la generación de los datos de esta base sintética se utilizará la función “Randtool” del software Matlab, la cual genera distribuciones de datos de forma aleatoria en base a las características estadísticas que se ingresen.

Para el uso de esta función se debe ingresar los siguientes valores estadísticos: media, desviación estándar, mínimo, máximo, número de datos a generar y tipo de distribución de datos.

Para la generación de datos se consideran valores estadísticos (media, desviación estándar, mínimo y máximo) son evaluados de (1) la base de datos reales de la mina australiana (datos privados) y (2) de los datos publicados por Idris et al. (2011). También se ingresa en Matlab que se generen 500 valores para cada uno de los parámetros geotécnicos de las 3 litologías.

Además, se ingresa que la distribución de datos sea normal para cada parámetro geotécnico, ya que los datos originales presentan esta distribución. Las distribuciones extraídas de Matlab se encuentran en el **Anexo A**.

3.1.2 Análisis estadístico de la base de datos sintética y caracterización litológica

Se recalcula el promedio, mínimo, máximo y varianza de cada uno de los parámetros geotécnicos de la base de datos sintética generada en Matlab para cada una de las litologías con el software Microsoft Excel, debido a que al momento de ingresar las características estadísticas en el generador aleatorio de Matlab puede ocurrir una variación en los valores iniciales.

Para cada uno de los parámetros de las 3 litologías se calcula el coeficiente de variación (Ver Ecuación 24).

Finalmente se determinan las características de roca, como resistencia, cantidad de discontinuidades, nivel de meteorización, entre otras características, de cada una de las litologías sobre las cuales se realizan análisis posteriores, utilizando los parámetros definidos en el marco teórico (ver capítulo 2.1). Esto permite determinar a qué tipo de roca podría corresponder cada litología.

3.2 Análisis de sensibilidad

Se realiza un análisis de sensibilidad para determinar el efecto de cada uno de los parámetros geotécnicos por separado sobre el factor de seguridad de un túnel teórico a medida que se varían los valores de los parámetros.

El análisis de sensibilidad tiene 3 objetivos:

1. Determinar el efecto de la variación de cada parámetro geotécnico sobre el factor de seguridad.
2. Determinar el efecto de la variación de la profundidad y el factor K sobre el factor de seguridad.
3. Determinar qué parámetro geotécnico presenta una mayor influencia al evaluar la estabilidad de un túnel.

3.2.1 Comportamiento de parámetros geotécnicos

Para determinar el valor del factor de seguridad (FS) del túnel es necesario utilizar las ecuaciones de Kirsch en conjunto al criterio de falla seleccionado (ver capítulo 2.3). Las ecuaciones de Kirsch se utilizan para determinar los esfuerzos inducidos alrededor de la excavación, y los criterios de falla para determinar la resistencia del macizo rocoso. Al tener los valores previamente explicados se procede a determinar el factor de seguridad (ver capítulo 2.3.3 – ecuación 21).

Para determinar el FS se utiliza el supuesto que el esfuerzo inducido menor (σ_3) es igual a 0, ya que se evalúa el FS en la pared y techo de un túnel de 2 [m] de radio.

Para determinar el comportamiento se determina el FS respecto a un parámetro geotécnico. Se realizan los siguientes pasos:

- Seleccionar el parámetro geotécnico a evaluar.

- Seleccionar litología de la cual se toman los 500 valores del parámetro seleccionado.
- Seleccionar criterio de falla a utilizar para determinar cómo varía el FS al modificar el parámetro geotécnico seleccionado. En caso de evaluar la densidad se utilizan ambos criterios de falla presentes en el capítulo 2.3. Para calcular como el FS varia al evaluar distintos valores de UCS o GSI se utiliza el criterio de Hoek & Brown. Y para calcular como el FS varia al evaluar distintos valores de ángulo de fricción o cohesión se utiliza el criterio de Mohr – Coulomb.
- Para determinar el valor del FS de cada valor del parámetro geotécnico seleccionado se utilizan los valores promedio de los parámetros geotécnicos restantes necesarios para evaluar según el criterio de falla a utilizar. Ejemplo: evaluar los valores de UCS de la litología 2, estos valores se evalúan en conjunto con el valor promedio de densidad y GSI con el criterio de Hoek & Brown.
- Seleccionar profundidad y factor K para determinar los esfuerzos inducidos de acuerdo con la Ecuación 9 que serán evaluados con los valores de los parámetros geotécnicos para determinar el FS.
- Determinar el FS con los 500 valores del parámetro geotécnico que se varía calculando la resistencia del macizo rocoso, y calcular los esfuerzos inducidos a las condiciones de esfuerzo determinadas, profundidad y factor K.
- Posteriormente graficar los 500 valores de FS calculados respecto a los valores del parámetro geotécnico seleccionado.

Cada parámetro es evaluado a una profundidad y factor K arbitrario, 200 [m] y 1,0, respectivamente. Este procedimiento es realizado para las 3 litologías presentes en la base de datos sintética.

Todos los cálculos de esta etapa serán realizados en el software Microsoft Excel.

3.2.2 Análisis de sensibilidad de cada parámetro geotécnico

Para comparar la variación del FS de seguridad al evaluar distintos parámetros geotécnicos con distintas magnitudes y unidades, se ajusta el coeficiente de variación (COV) a 5 [%] para cada uno de los parámetros geotécnicos. A partir de este supuesto se determina la variación estándar para cada uno de los parámetros geotécnicos para las 3 litologías presentes en la base de datos sintética con la Ecuación 24.

Determinados los FS para los distintos valores de los parámetros geotécnicos, se determina la variación porcentual al evaluar el parámetro seleccionado a una desviación estándar sobre el valor promedio del parámetro y una desviación estándar bajo sobre el valor promedio del parámetro como se muestra en la Ecuación 25.

$$Variación Porcentual [\%] = \frac{FS \text{ promedio} - FS (\text{promedio} \pm \sigma)}{FS \text{ promedio}} \times 100 [\%]$$

***Ecuación 25:** Cálculo variación porcentual del valor de FS al evaluar el valor del parámetro geotécnico seleccionado a una desviación estándar de distancia respecto al promedio.*

Este cálculo es realizado para observar la variación porcentual del factor de seguridad al evaluar cada parámetro geotécnico a ± 1 , 2 y 3 desviaciones estándar de distancia a respecto a su valor promedio.

Este procedimiento es realizado en base a la desviación estándar y no a un cambio de un 1 [%] por parte del parámetro como habitualmente se realiza en un análisis de sensibilidad, ya que los parámetros geotécnicos pueden no presentar el mismo comportamiento.

Los parámetros geotécnicos son evaluados a 4 profundidades: 200, 400, 600 y 800 [m], y 5 factores K: 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. También este procedimiento es realizado para cada uno de los parámetros y litologías presentes en la base de datos sintética.

Los cálculos son realizados en el software Microsoft Excel, y los valores de factor de seguridad de cada una de las condiciones de esfuerzo se encuentran en el **Anexo B**.

3.2.3 Componentes comparativos para el análisis de sensibilidad

Para realizar el análisis de sensibilidad se utilizan los siguientes elementos:

- Para cada parámetro geotécnico presente en la base de datos (ρ , UCS, GSI, ϕ y c) se realizan gráficos de FS v/s parámetro geotécnico seleccionado. Este gráfico es construido para los 500 valores de cada parámetro geotécnico para cada litología presente en la base de datos sintética. Para determinar cómo varían los valores del FS a medida que se aumenta el valor del parámetro geotécnico es utilizado el criterio de Hoek & Brown para la densidad, UCS y GSI. Y es utilizado el criterio de Mohr – Coulomb para la densidad, ángulo de fricción y cohesión es utilizado el criterio de falla de Mohr – Coulomb. Además, los factores de seguridad son determinados para una profundidad de 200 [m] y un factor K de 1,0;
- Se realizan gráficos donde se observan las variaciones porcentuales de los valores del FS al evaluar los valores del parámetro geotécnico seleccionado a $\pm 1, 2$ y 3σ respecto al promedio. Estos valores son determinados para las 3 litologías. Los valores de FS son determinados para una profundidad de 400 [m] y un factor K de 1,0;
- Se realizan gráficos donde se observan las variaciones porcentuales de los valores del FS al evaluar los valores del parámetro geotécnico seleccionado a $\pm 1 \sigma$ respecto al promedio a 4 profundidades: 200, 400, 600 y 800 [m]. Estos valores son determinados para las 3 litologías. Los valores de FS son determinados para un factor K de 1,0;
- Se realizan gráficos donde se observan las variaciones porcentuales de los valores del FS al evaluar los valores del parámetro geotécnico seleccionado a $\pm 1 \sigma$ respecto al promedio a 5 factores K: 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Estos valores son determinados para las 3 litologías. Los valores de FS son determinados para una profundidad de 400 [m].

Todos los cálculos y figuras son realizados con el software Microsoft Excel.

3.3 Monte Carlo

Se realizan 240 simulaciones con el método Monte Carlo, las cuales resultan de evaluar el FS en pared y techo de un túnel teórico con combinaciones de parámetros geotécnicos de las 3 litologías de la base de datos sintética con ambos criterios de falla (Hoek & Brown y Mohr

- Coulomb) a 4 profundidades distintas y 5 factores K. El utilizar el método de Monte Carlo permite determinar la variación del factor de seguridad en el techo y pared de un túnel evaluado en distintos conjuntos de parámetros geotécnicos considerando las distribuciones de los datos de la base de datos sintética.

3.3.1 Bases para método Monte Carlo

Para utilizar el método de Monte Carlo en Excel es necesario realizar un código el cual permita seleccionar los valores de los parámetros geotécnicos en base a una distribución de datos, y a partir de esto poder calcular el factor de seguridad.

Primero en las celdas que tendrán los valores de los parámetros geotécnicos se utiliza la función “INV.NORM” en Microsoft Excel, la cual permite generar un valor aleatorio presente en una distribución normal. Para esto la función requiere el valor promedio y la desviación estándar de la distribución. Esta distribución tipo normal generada es por defecto por parte de la función de Microsoft Excel.

También se colocan, en celdas distintas, 5 valores de factores K y en una celda la profundidad sobre la cual estará el túnel ficticio. Además, en celdas distintas se calculan los esfuerzos inducidos en el túnel de 4 [m] de diámetro.

A partir de los valores de los parámetros geotécnicos, condiciones de esfuerzo y esfuerzos inducidos se calculan los factores de seguridad tanto para pared como techo para las 5 condiciones de esfuerzo. Cabe destacar que después de los cálculos realizados por el código, el cual será explicado a continuación, se ingresa 1 sola profundidad por simulación, ya que realizar cálculos con más variables no lo permitía el ordenador.

Determinadas las variables a calcular se realiza un código el cual determina distintas combinaciones de valores para los parámetros geotécnicos para determinar el factor de seguridad. Este código se basa en el número de iteraciones que se realizarán, el cual es indicado en una celda aparte.

A este código se le ingresa los valores de factor de seguridad determinados previamente, y por cada iteración que el computador realiza, el valor de los parámetros geotécnicos cambia, debido a la función “INV.NORM”, por ende, el valor de factor de seguridad. Este código recopila los valores de factor de seguridad y los imprime en celdas vacías. El número de celdas necesarias para los valores de factor de seguridad es definido de manera manual.

El número de iteraciones a utilizar para el análisis corresponde al número de iteraciones que presente el menor porcentaje de variación entre el promedio del factor de seguridad de las iteraciones y el valor del factor de seguridad al evaluar los valores promedios de los parámetros geotécnicos en cada condición de esfuerzos.

El código realizado para la extensión Visual Basic de Microsoft Excel se encuentra en el **Anexo C**.

3.3.2 Parámetros Monte Carlo

Para cada simulación con el método Monte Carlo se utilizan los valores estadísticos presentes en las Tabla 8,

Tabla 9 y

Tabla 10.

Se determinan los factores de seguridad para techo y pared de un túnel en las siguientes condiciones:

- Profundidades: 200, 400, 600 y 800 [m].
- Factor K: 0,5; 1,0; 1,5; 2,0; 2,5.

Cada una de las combinaciones de las condiciones de esfuerzo se realizan simulaciones que contemplan los siguientes números de iteraciones: 100, 500, 1.000, 2.000, 5.000 y 10.000. Además, se realizan para las 3 litologías presentes en la base de datos.

Todos los valores estadísticos de los factores de seguridad para las distintas condiciones de esfuerzo y para las distintas litologías se encuentran en el **Anexo D**.

3.3.3 Componentes análisis Monte Carlo

Se realizan gráficos de líneas para observar el comportamiento de la variación porcentual entre el valor del FS con los valores promedio de los parámetros geotécnicos y el valor promedio de las simulaciones realizadas con Monte Carlo para las distintas iteraciones para determinar cuál es número de iteraciones sobre la cual se trabaja.

Se utiliza un gráfico de barras las probabilidades de los valores de factor de seguridad diferenciando los valores estables e inestables. Esto es para representar la distribución de los resultados al utilizar este método. Los valores de FS son evaluados bajo condiciones de esfuerzo arbitrarias, factor K y profundidad de [m].

Los valores de factor de seguridad del techo y túnel obtenidos de cada simulación mediante Monte Carlo de cada litología para cada condición de esfuerzo se grafican mediante boxplots, de los cuales se determinará la desviación estándar de cada una de las simulaciones para establecer el efecto de la variabilidad de los datos sobre el túnel.

También se compara mediante una gráfica de punto y líneas el porcentaje de iteraciones que presentan valores estables e inestables de factor de seguridad en pared y techo del túnel con ambos criterios de falla para las distintas condiciones de esfuerzo en las 3 litologías de la base de datos.

Además, se determina la cantidad de factores de seguridad estables en simulaciones a 200 [m] de profundidad y un factor K de 1,0 en las cuales se varían los valores de desviación estándar de cada parámetro geotécnico a 50, 75 y 100 [%] del valor presente en la base de datos sintética, con la finalidad de comparar como afecta cada parámetro en Monte Carlo. Se realizan 3 simulaciones para cada parámetro geotécnico para cada litología de la base de datos sintética, lo cual resulta en 36 simulaciones. Los valores serán presentados en 2 tablas.

4. Resultados

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos a partir de la metodología descrita en el capítulo anterior. Este capítulo se encuentra dividido en las siguientes secciones: caracterización datos geotécnicos, análisis de sensibilidad y método Monte Carlo.

4.1 Caracterización datos geotécnicos

Las Tabla 8,

Tabla 9 y

Tabla 10 presentan las características estadísticas de cada uno de los parámetros geotécnicos descritos en el capítulo 1 para las litologías 1, 2 y 3, respectivamente.

Tabla 8: Características geotécnicas litología 1.

Litología 1					
Estadísticas	γ [Ton/m ³]	UCS [MPa]	GSI	Ángulo de fricción [°]	Cohesión [MPa]
Mínimo	2,28	40,33	43,93	22,13	0,07
Promedio	2,73	95,20	59,16	27,99	1,50
Máximo	3,14	151,38	73,97	33,68	3,10
Desviación Estándar	0,16	20,49	6,19	2,01	0,50
COV (%)	5,72	21,53	10,47	33,43	7,16

Tabla 9: Características geotécnicas litología 2.

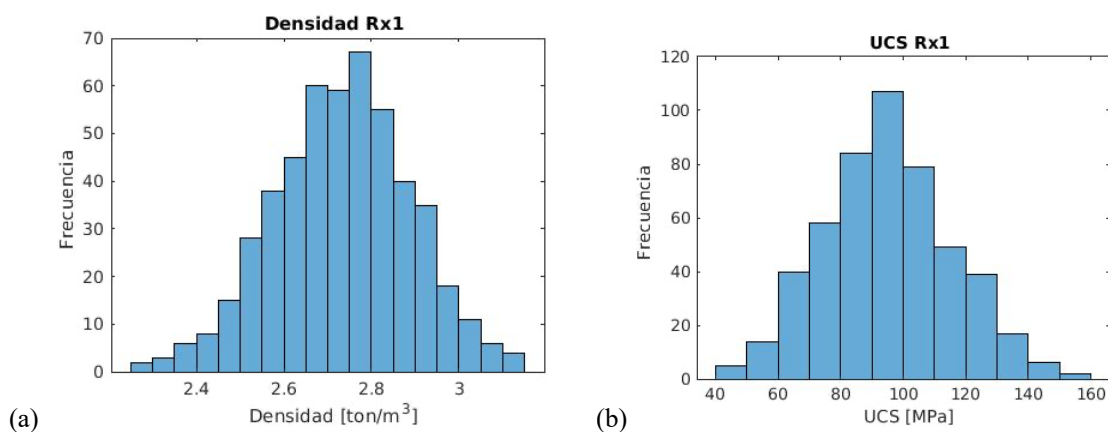
Litología 2					
Estadísticas	γ [Ton/m ³]	UCS [MPa]	GSI	Ángulo de fricción [°]	Cohesión [MPa]
Mínimo	2,87	202,56	58,36	48,50	6,78
Promedio	2,93	275,96	69,89	55,07	9,93

Máximo	2,98	332,51	79,68	61,16	12,98
Desviación Estándar	0,02	20,66	3,98	2,10	1,09
COV [%]	0,68	7,49	5,70	10,98	3,82

Tabla 10: Características geotécnicas litologías 3.

Litología 3					
Estadísticas	γ [Ton/m ³]	UCS [MPa]	GSI	Ángulo de fricción [°]	Cohesión [MPa]
Mínimo	4,03	19,27	76,50	34,88	1,49
Promedio	4,05	56,81	82,99	49,86	4,51
Máximo	4,06	94,80	88,18	61,76	7,61
Desviación Estándar	0,01	13,31	1,95	5,09	1,04
COV [%]	0,13	23,42	2,35	23,16	10,22

Cada uno de los parámetros geotécnicos presentes en la base de datos presentan una distribución normal para cada una de las 3 litologías, las cuales fueron extraídas de Matlab. La Figura 12 presenta las distribuciones de los parámetros para la litología 1. Las distribuciones de los parámetros de las litologías 2 y 3 se encuentran en el Anexo A.



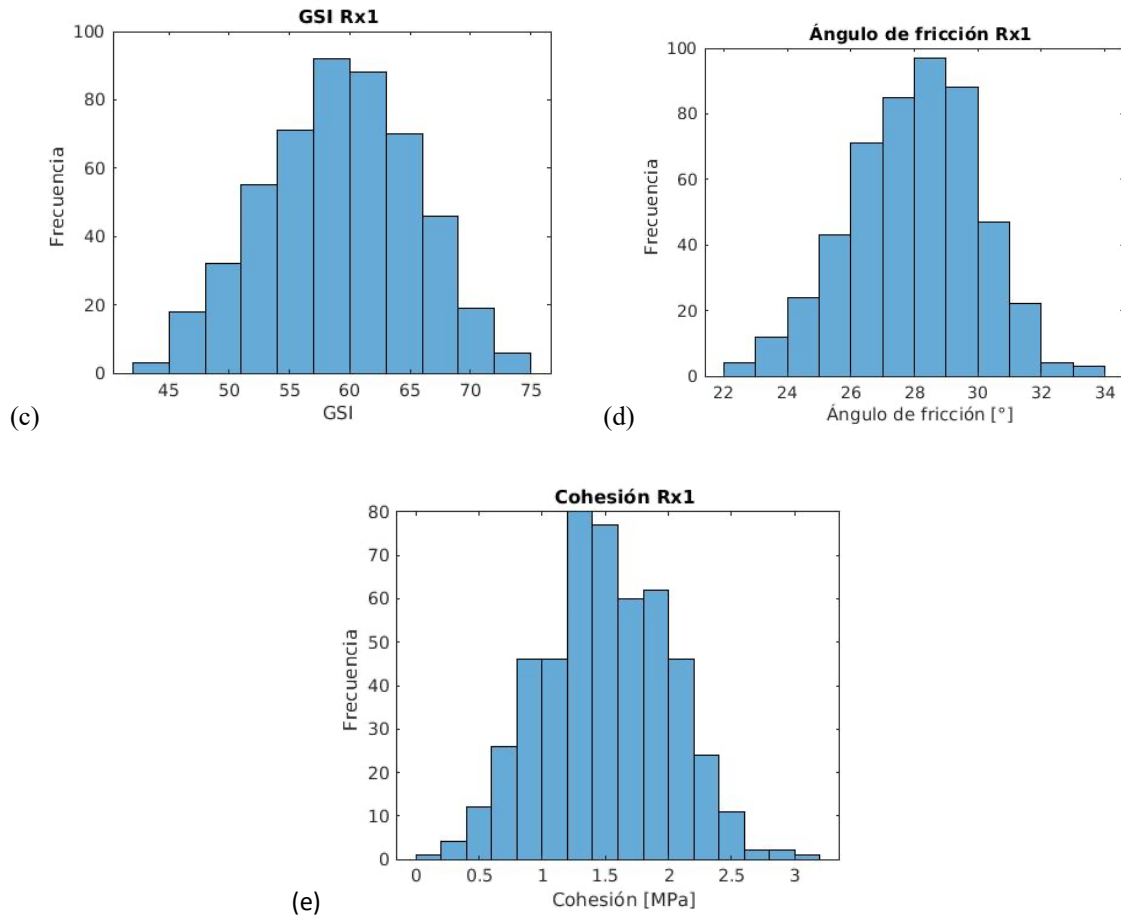


Figura 12: Distribuciones de datos de la litología 1. (a) Densidad. (b) UCS. (c) GSI. (d) Ángulo de fricción. (e) Cohesión.

De acuerdo con los valores presentes en las Tabla 8,

Tabla 9 y

Tabla 10 y los valores de los parámetros geotécnicos presentes en el capítulo 2.1. Se presenta la Tabla 11, la cual entrega una descripción para cada una de las litologías.

Tabla 11: Tabla resumen de rangos de las características geotécnicas de las litologías 1, 2 y 3.

Características geotécnicas	Litología 1	Litología 2	Litología 3
Resistencia	Moderadamente resistente a Muy Resistente	Muy resistente a Extremadamente resistente	Moderadamente resistente a Resistente
Meteorización	Mínima a Pobre	Mínima a Moderada	Mínima a Moderada

Fracturamiento macizo rocoso	Fracturado a Disgregado	Fracturado a Muy fracturado	Macizo con discontinuidades muy separadas a Fracturado
Calidad según GSI	Regular a Buena	Regular a Buena	Buena a Muy buena
Calidad según ángulo de fricción	Mala a Regular	Muy buena	Regular a Muy buena
Calidad según cohesión	Muy mala a Muy buena	Muy buena	Muy buena

A continuación, se presenta una descripción de cada una de las litologías presentes en la base de datos sintética:

La litología 1 presenta un macizo rocoso de **mala a regular calidad**, lo cual implica que la probabilidad de que presente problemas de estabilidad al construir un túnel se espera ser **alta**. Esta litología presenta un moderado grado de resistencia, en su mayoría, con un macizo dañado por la meteorización elevada y una cantidad importante de familias de discontinuidades. También se necesita poca inclinación para deslizarse, y una baja cohesión.

La variación de los parámetros de la litología 1 presente en la Tabla 8 es entre **moderada a alta**, lo cual implica que al evaluar la estabilidad de un túnel en un macizo con estas características debería presentar una gran variación sobre el valor del factor de seguridad.

La litología 2 presenta un macizo rocoso **muy buena calidad**, lo cual implica que la probabilidad de problemas de estabilidad al construir un túnel se espera ser **baja**. Esta litología presenta una resistencia elevada, con un macizo sano por la meteorización leve y entre 3 o más familias de discontinuidades, las cuales no desintegran al macizo. También se necesita una gran elevación para deslizarse, y se presenta alta cohesión.

La variación de los parámetros de la litología 2 presente en la

Tabla 9 es **baja**, lo cual al evaluar la estabilidad de un túnel en un macizo con estas características debería presentar una baja variación sobre el valor del factor de seguridad.

La litología 3 presenta una roca de **buena calidad**, lo cual implica que la probabilidad de problemas de estabilidad se espera ser **baja**, pero no tanto como la litología 2. Esta litología presenta un moderado grado de resistencia, en su mayoría, con un macizo rocoso sano por la

leve meteorización y un máximo de 3 familias de discontinuidades. También se necesita gran elevación para deslizarse, presenta alta cohesión.

La variación de los parámetros de la litología 3 presente en la

Tabla 10 es **moderada**, lo cual al evaluar la estabilidad de un túnel en un macizo con estas características debería presentar una variación sobre el valor del factor de seguridad, no tan elevada como la litología 1, ni tan baja como la litología 2.

De acuerdo con la descripción previa de cada litología estas pueden ordenarse de más a menos competente de la siguiente manera: **2, 3 y 1**. Esto es justificado mediante los rangos de valores que presentan los parámetros geotécnicos en las 3 litologías, los cuales indican que la **litología 2** presenta valores que **disminuyen** la probabilidad de problemas de estabilidad. En cambio, los valores que pueden presentar los parámetros geotécnicos en la litología 1 **aumentan** la probabilidad de problemas de estabilidad en un túnel.

De acuerdo con los valores de los parámetros geotécnicos presentes en cada litología se determina que especie geológica podría corresponder cada una. Las especies se encuentran en la Tabla 12.

Tabla 12: *Especie de las litologías de la base de datos sintética.*

Litología	Litología posible
1	Arenisca
2	Gneiss
3	Sulfuro de cobre

La litología 1 podría ser definida como una arenisca debido a que el macizo rocoso es moderadamente resistente, lo cual es una de las características de esta litología. Además, los rangos de valores de los parámetros geotécnicos se encuentran dentro de los presentes en el capítulo 2.1.

La litología 2 podría ser definida como un gneiss debido a que los parámetros geotécnicos presentan rangos de valores que indican que la roca es resistente, lo cual es consistente a las

características de este tipo de litología. Además, los rangos de valores de los parámetros geotécnicos presentes en el capítulo 2.1 indican que corresponde a esta litología.

La litología 3 podría ser definida como un sulfuro de cobre debido principalmente a que los valores de densidad que presenta de acuerdo con Morgan (2012), ya que el resto de los rangos de los parámetros geotécnicos se ajustan a diferentes litologías, pero la densidad es muy elevada. Esto se debe a la combinación entre la elevada densidad del cobre y el resto de la composición de la roca presentan valores menores cercanos a la densidad promedio de una roca.

A continuación, se encuentra la Tabla 13 que presenta los valores de coeficiente de variación (COV, en %) presente en la base de datos para cada una de las litologías 1, 2 y 3 utilizando los valores presentes en las Tabla 8,

Tabla 9 y

Tabla 10, respectivamente.

Tabla 13: Coeficientes de variación (COV, en %) de cada parámetro geotécnico para cada litología presente en la base de datos. En rojo, los COV superiores a 20, la cual es considerada una variación alta. En amarillo, los COV con valores entre 10 y 20, la cual es considerada una variación moderada. En verde, los COV inferiores a 10, la cual es considerada una variación baja.

Litología	1	2	3
Densidad	5,72	0,68	0,13
UCS	21,53	7,49	23,42
GSI	10,47	5,70	2,35
Ángulo de fricción	33,43	10,98	23,16
Cohesión	7,16	3,82	10,22

A continuación, se presenta una descripción de la variabilidad de cada una de las litologías a partir de los valores de COV presentes en la Tabla 13 de cada parámetro geotécnico presente en la base de datos sintética.

Litología 1:

- Variación que va entre baja (< 10 [%]) a alta (> 20 [%]). Esto indica que al evaluar el factor de seguridad en un túnel con los valores de esta litología se presentarían un rango amplio de valores. Esto provocaría un gran nivel de incertidumbre al trabajar con un tipo de roca como este.
- El ángulo de fricción y UCS presentan la mayor variabilidad en esta litología con un 33,43 [%] y 21,53 [%], respectivamente. La alta variabilidad del ángulo de fricción implica que para un variado rango de inclinaciones por parte del macizo rocoso habrá un efecto sobre la estabilidad del túnel. En cuanto al UCS, la resistencia del macizo rocoso presenta un gran rango de valores, lo cual afectará de gran manera la estabilidad del túnel presentando valores que van de estables a inestables.
- Los parámetros evaluados con el criterio de Hoek & Brown (densidad, UCS y GSI) presentan variación que va entre baja (< 10 [%]) a alta (> 20 [%]), lo cual indica que al evaluar la variación del factor de seguridad de un túnel se presentará una incertidumbre relativamente aceptable.
- Los parámetros evaluados con el criterio de criterio de Mohr - Coulomb (densidad, ángulo de fricción y cohesión) presentan variación que va de baja (< 10 [%]) a alta (> 20 [%]), lo cual indica que al evaluar la variación del factor de seguridad de un túnel se presentará una incertidumbre poco aceptable.

Litología 2:

- Variación que va entre baja (< 10 [%]) a media (< 20 [%]). Esto indica que al evaluar el factor de seguridad en un túnel con los valores de esta litología se presentarían un rango relativamente acotado de valores. Esto provocaría un nivel manejable de incertidumbre al trabajar con un tipo de roca como este.
- El ángulo de fricción presenta la mayor variabilidad en esta litología con un 10,98 [%]. La variabilidad media por parte del ángulo de fricción implica que no se presentara un gran rango de valores del factor de seguridad. Por tanto, la estabilidad

del túnel se concentrará principalmente en valores estables o inestables presentando algunas combinaciones de parámetros geotécnicos que indiquen lo contrario.

- Los parámetros evaluados con el criterio de Hoek & Brown (densidad, UCS y GSI) presentan variación baja (< 10 [%]), lo cual indica que al evaluar la variación del factor de seguridad de un túnel se presentará una incertidumbre aceptable.
- Los parámetros evaluados con el criterio de criterio de Mohr - Coulomb (densidad, ángulo de fricción y cohesión) presentan variación que va de baja (< 10 [%]) a media (< 20 [%]), lo cual indica que al evaluar la variación del factor de seguridad de un túnel se presentará una incertidumbre ni tan baja ni tan alta.

Litología 3:

- Variación que va entre baja (< 10 [%]) a media (< 20 [%]). Esto indica que al evaluar el factor de seguridad en un túnel con los valores de esta litología se presentarían un rango amplio de valores. Esto provocaría un gran nivel de incertidumbre al trabajar con un tipo de roca como este.
- El UCS y el ángulo de fricción presentan la mayor variabilidad en esta litología con un 23,42 [%] y 23,16 [%], respectivamente. La alta variabilidad del ángulo de fricción implica que para un variado de rango de inclinaciones por parte de discontinuidades habrá un efecto sobre la estabilidad del túnel. En cuanto al UCS, la resistencia del macizo rocoso presenta un gran rango de valores, lo cual afectará de gran manera la estabilidad del túnel presentando valores que van de estables a inestables.
- Los parámetros evaluados con el criterio de Hoek & Brown (densidad, UCS y GSI) presentan variación que va entre baja (< 10 [%]) a alta (> 20 [%]). Esto indica que al evaluar la variación del factor de seguridad de un túnel se presentará una incertidumbre intermedia, debido que los porcentajes de COV de UCS es de 23,42 [%], lo cual es alto, y de 2,53 [%] de GSI, lo cual es bajo.
- Los parámetros evaluados con el criterio de criterio de Mohr - Coulomb (densidad, ángulo de fricción y cohesión) presentan variación que va de baja (< 10 [%]) a alta

(> 20 [%]), Esto indica que al evaluar la variación del factor de seguridad de un túnel se presentará una incertidumbre poco aceptable, debido que los porcentajes de COV de ángulo de fricción es de 23,42 [%], lo cual es alto, y en la cohesión es de 10,22 [%], lo cual es medio.

De acuerdo con los valores de coeficiente de variación (COV) se determina que a medida que los parámetros geotécnicos presenten una mayor variación al evaluar la estabilidad de un túnel en un macizo rocoso resulta en una mayor variación sobre el valor del factor de seguridad e incluso un potencial cambio de estabilidad a inestabilidad, o viceversa.

Por tanto, se establece que la litología 2 corresponde a la litología que tendrá un menor rango de variabilidad sobre el factor de seguridad, ya que su mayor valor de COV es de 10,98 [%], el cual es menor en comparación al resto de litologías. En cambio, la litología 1 es la que presenta mayor variabilidad en los parámetros geotécnicos, lo cual provoca un rango más amplio de valores para el factor de seguridad.

Además, se aprecia en la Tabla 13 que la **densidad** es el parámetro que presenta la menor variabilidad para cada una de las litologías. Esto no implica que sea el parámetro que presente menor efecto sobre la estabilidad de un túnel, sino el menos variable. El efecto de cada uno de los parámetros será definido más adelante en los resultados.

4.2 Análisis de sensibilidad

4.2.1 Densidad

En la Gráfico 1, Gráfico 2 y Gráfico 3 se observa un comportamiento inversamente proporcional por parte del factor de seguridad, lo cual indica el factor de seguridad disminuye con el aumento de la densidad de la roca intacta.

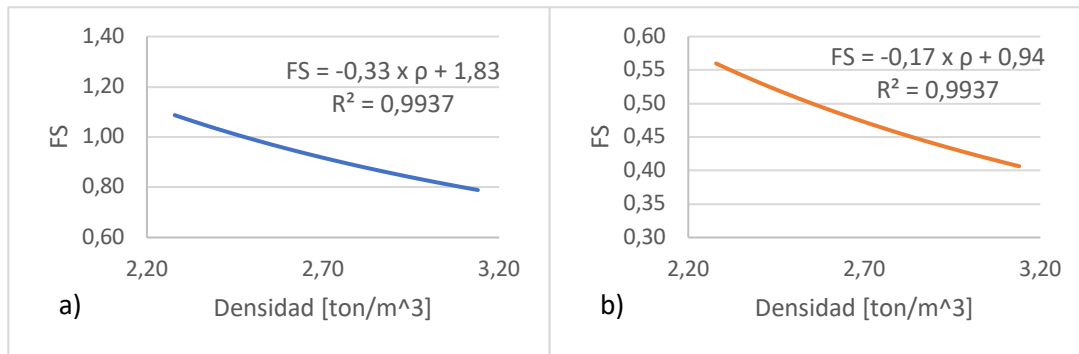


Gráfico 1: Curvas de respuesta del FS vs Densidad para la litología 1 con ambos criterios de falla con un factor K de 1,0 y a 200 [m] de profundidad. a) Criterio de Mohr - Coulomb. b) Criterio de Hoek & Brown.

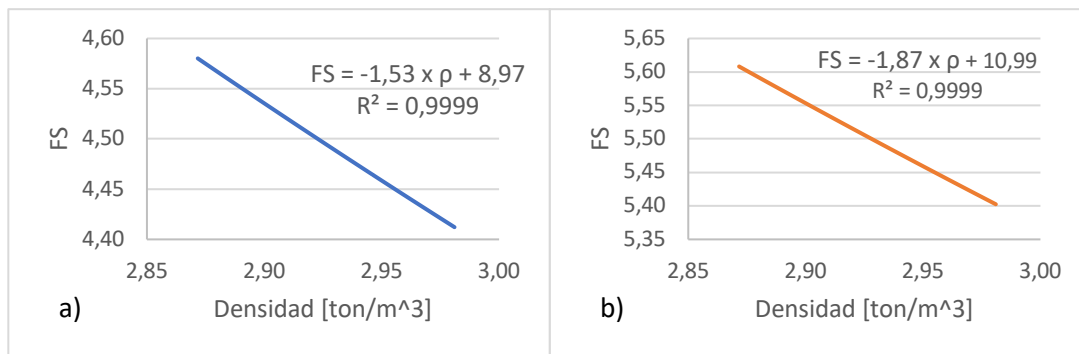


Gráfico 2: Curvas de respuesta del FS vs Densidad para la litología 2 con ambos criterios de falla con un factor K de 1,0 y a 200 [m] de profundidad. a) Criterio de Mohr - Coulomb. b) Criterio de Hoek & Brown.

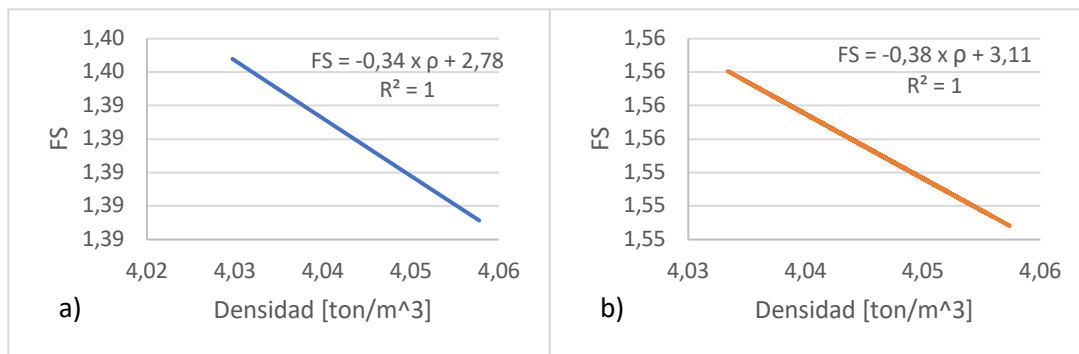


Gráfico 3: Curvas de respuesta del FS vs Densidad para la litología 2 con ambos criterios de falla con un factor K de 1,0 y a 200 [m] de profundidad. a) Criterio de Mohr - Coulomb. b) Criterio de Hoek & Brown.

La disminución del FS a medida que la densidad aumenta se debe a que al calcular el esfuerzo inducido tangencial ($\sigma_{\theta\theta}$), se toma en cuenta el esfuerzo in-situ vertical (σ_v), el cual se evalúa con la profundidad y la densidad. Entonces al evaluar una mayor densidad, se obtiene un mayor esfuerzo vertical in-situ vertical (σ_v), y mayor esfuerzo inducido tangencial ($\sigma_{\theta\theta}$).

Este comportamiento se explica mediante la Ecuación 20 y Ecuación 21, en las cuales la densidad se encuentra en el denominador, al determinar el esfuerzo inducido tangencial ($\sigma_{\theta\theta}$), el cual aumenta a medida que la densidad aumenta, provoca que el FS disminuya.

Para las curvas evaluadas con el criterio de Mohr – Coulomb (Parte (a) del Gráfico 1 al Gráfico 3) se aprecia que cada litología presenta diferentes pendientes pese a que se evalúa el mismo parámetro para distintos rangos. La litología 1 tiene una pendiente de -0,33 [MPa], la litología 2 de -1,53 [MPa] y la litología 3 de -0,34 [MPa], lo cual indica que los valores de FS presentan una mayor razón de cambio para la litología 2, y menos para la litología 1 para evaluar distintos valores de densidad.

Para las curvas evaluadas con el criterio de Hoek & Brown (Parte (b) del Gráfico 1 al Gráfico 3) se aprecia que cada litología también presenta diferentes pendientes pese a que se evalúa el mismo parámetro para distintos rangos. La litología 1 tiene una pendiente de - 0,17 [MPa], la litología 2 de - 1,87 [MPa] y la litología 3 de - 0,38 [MPa], lo cual indica que los valores de FS presentan una mayor razón de cambio para la litología 2, y menos para la litología 1 al evaluar distintos valores de densidad.

La diferencia entre los rangos de valores mínimos y máximos de FS entre los dos criterios al evaluar la densidad se debe a que los parámetros complementarios, cohesión y ángulo de fricción para el criterio de Mohr – Coulomb (Ecuación 20), y UCS y GSI para el criterio de Hoek & Brown (Ecuación 21), afectan la estabilidad de diferente forma al evaluar la densidad. Para la litología 1 y 3 la cohesión y ángulo de fricción disminuyen la probabilidad de que el túnel sea inestable en comparación al UCS y GSI. En cambio, para la litología 2 el UCS y GSI favorecen más la estabilidad del túnel en comparación a la cohesión y ángulo de fricción.

A continuación, se presenta el Gráfico 4, **Erreur ! Source du renvoi introuvable.** el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar la densidad a $\pm 1, 2$ y 3σ respecto al FS de la densidad promedio de cada una de las litologías a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 400 [m].

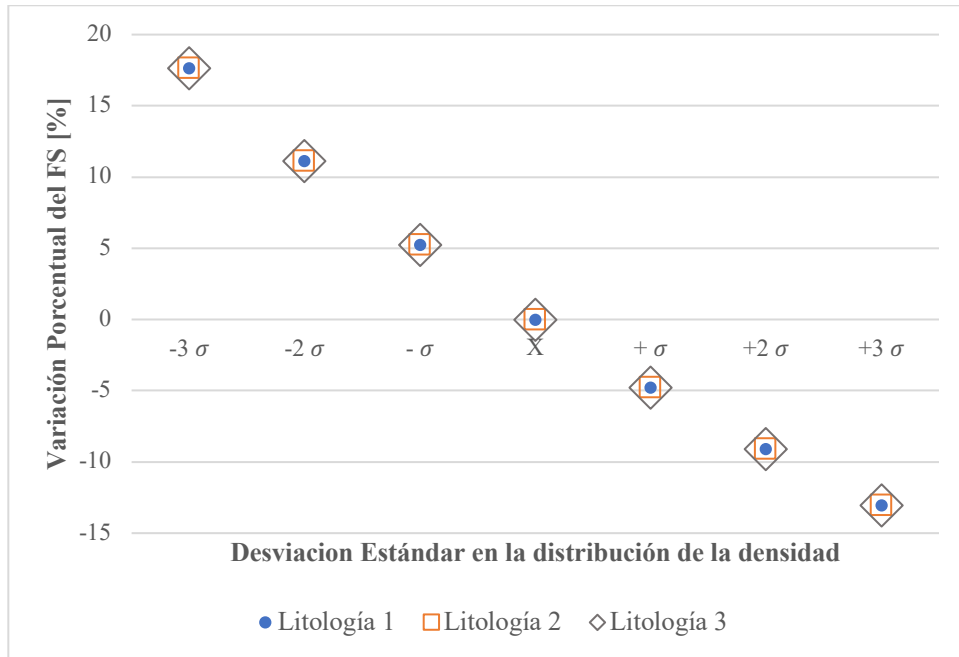


Gráfico 4: Variación porcentual de FS al evaluar la densidad a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto a la densidad promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.

Del grafico anterior se observa que, al evaluar la densidad a 1, 2 y 3 σ sobre el promedio, el FS presenta una variación porcentual de - 4,76, - 9,09 y - 13,04 [%], para las 3 litologías. Y al evaluar la densidad a 1, 2 y 3 σ bajo el promedio, el FS presenta una variación porcentual de 5,26, 11,11 y 17,65 [%] para las 3 litologías.

La variación negativa al evaluar una densidad mayor al promedio y la variación positiva al evaluar una densidad menor al promedio es por el comportamiento inversamente proporcional que presenta el FS respecto a la densidad, ya que el esfuerzo vertical (σ_v) aumenta para una mayor densidad y disminuye para una menor densidad.

Los porcentajes de variación se mantienen para las distintas litologías debido a que al cambiar el valor de densidad el esfuerzo inducido sobre el túnel ($\sigma_{\theta\theta}$) presenta una relación directa con el esfuerzo vertical (σ_v), como se aprecia en la Ecuación 9. Esto indica que la variación del FS depende de los valores de variación que presente la densidad (COV) y no de la magnitud de la densidad, el cual afectará el valor del factor de seguridad, pero no la variación que presenta este al evaluar a una desviación estándar del promedio del parámetro geotécnico.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar la densidad a $\pm 1 \sigma$ respecto a la densidad promedio de cada una de las litologías a 4 profundidades distintas con un factor K de 1,0.



Gráfico 5: Variación porcentual de FS al evaluar la densidad a $\pm 1 \sigma$ respecto a la densidad promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m].

Del gráfico anterior se observa que al evaluar la densidad a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 5,26 [%] independiente de la profundidad y la litología. Y al evaluar la densidad a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual de -4,76 [%] independiente de la profundidad y la litología. Esto quiere decir que la profundidad no tiene efecto sobre la variabilidad del FS al evaluar un rango de valores de densidad, ya que se ve afectada por la variación que presenten los datos geotécnicos (COV). Sin embargo, el efecto de la profundidad se observa en los valores que toma el factor de seguridad a distintas profundidades, el cual disminuye debido a que el esfuerzo vertical aumenta a medida que la profundidad aumenta.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar la densidad a $\pm 1 \sigma$ respecto al UCS promedio de cada una de las litologías a 5 factores K distintos a una profundidad de 400 [m].



Gráfico 6: Variación porcentual de FS al evaluar la densidad a $\pm 1 \sigma$ respecto a la densidad promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar la densidad a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 5,26 [%] independiente del factor K y la litología. Y al evaluar la densidad a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual de -4,76 [%] independiente del factor K y la litología. Esto quiere decir que el factor K no tiene efecto sobre la variabilidad del FS al evaluar un rango de valores de densidad, ya que se ve afectada por la variación que presenten en la base de datos geotécnicos (COV). Sin embargo, el efecto del factor K se observa en los valores que toma el factor de seguridad a relaciones de esfuerzos in situ, el cual disminuye debido a que el esfuerzo vertical aumenta a medida que la profundidad aumenta más allá de aumentar el valor del esfuerzo inducido.

4.2.2 UCS

En la Gráfico 7 se observa un comportamiento directamente proporcional por parte del factor de seguridad, lo cual indica que el factor de seguridad aumenta con el aumento de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta.

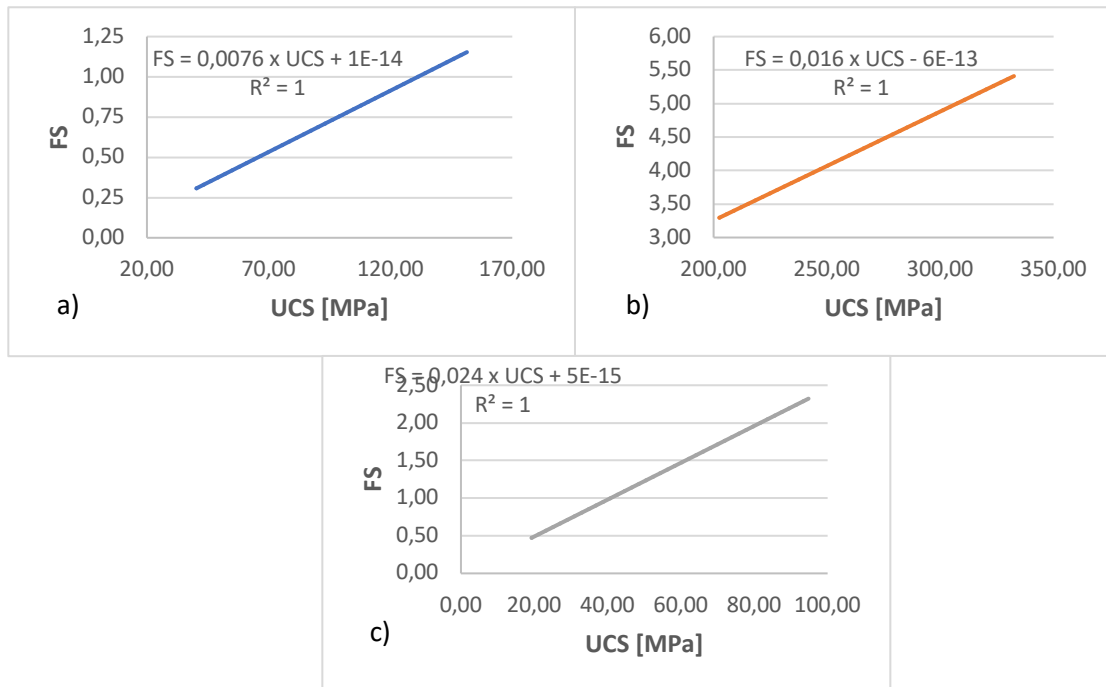


Gráfico 7: Curvas de respuesta del factor de seguridad sobre los valores de UCS de las 3 litologías presentes en la base de datos sintética evaluadas a un factor K de 1,0 y a 200 [m] de profundidad. a) FS vs UCS litología 1. b) FS vs UCS litología 2. c) FS vs UCS litología 3.

El aumento del FS a medida que el UCS aumenta se debe a que, al calcular la resistencia del macizo rocoso, se toma en cuenta la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, en conjunto al nivel de meteorización y cantidad de familias de discontinuidades en el macizo (GSI). Entonces al evaluar una mayor resistencia a la compresión simple de la roca intacta, se obtiene una mayor resistencia del macizo rocoso, ya que este parámetro se presenta en una relación directa con el FS (Ecuación 21).

Del Gráfico 7 se observa cada litología presenta una pendiente distinta: 0,0076 [MPa] (litología 1), 0,016 [MPa] (litología 2), y 0,024 [MPa] (litología 3). Esto indica que los valores de FS presentan una mayor razón de cambio para la litología 3, y una menor para la litología 1.

También se observa que los coeficientes de correlación (R^2) en el Gráfico 7 es de 1 para cada litología, esto implica que el factor de seguridad tiene un comportamiento lineal a medida que UCS aumenta, el cual prácticamente intercepta con el eje de las ordenadas en el origen por los ínfimos valores del coeficiente de corte, por lo cual deberían presentar una pendiente similar. Sin embargo, esto no ocurre, lo cual se debe a que los valores de densidad

y GSI que se evalúan en conjunto al UCS son distintos, provocando una disminución o aumento de los valores de factor de seguridad.

Al comparar los valores de las pendientes con la densidad y GSI en cada litología para evaluar el cambio del factor de seguridad respecto al UCS se observa que el cambio de magnitud del GSI es más relevante. Esto se observa al comparar los valores de densidad y GSI entre la litología 1 y 2, y la litología 2 y 3.

- La litología 1, que se evalúa con una densidad y GSI de 2,73 y 59,16, respectivamente, presenta una pendiente de 0,0076, y la litología 2 con una densidad y GSI de 2,93 y 69,89, respectivamente, presenta una pendiente de 0,016. Así obteniendo un cambio de 0,0084 unidades en la pendiente.
- La litología 2, que se evalúa con una densidad y GSI de 2,93 y 69,89, respectivamente, presenta una pendiente de 0,016, y la litología 3 con una densidad y GSI de 4,03 y 82,22, respectivamente, presenta una pendiente de 0,024. Así obteniendo un cambio de 0,008 unidades en la pendiente.

Lo cual al comparar ambos cambios se aprecia que el cambio de valor entre la litología 2 y 3 muestra que el GSI tiene una mayor influencia, debido a que el valor de la densidad aumenta entre ambas litologías de manera sustancial.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar el UCS a ± 1 , 2 y 3σ respecto al evaluar el UCS promedio de cada una de las litologías a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 400 [m].

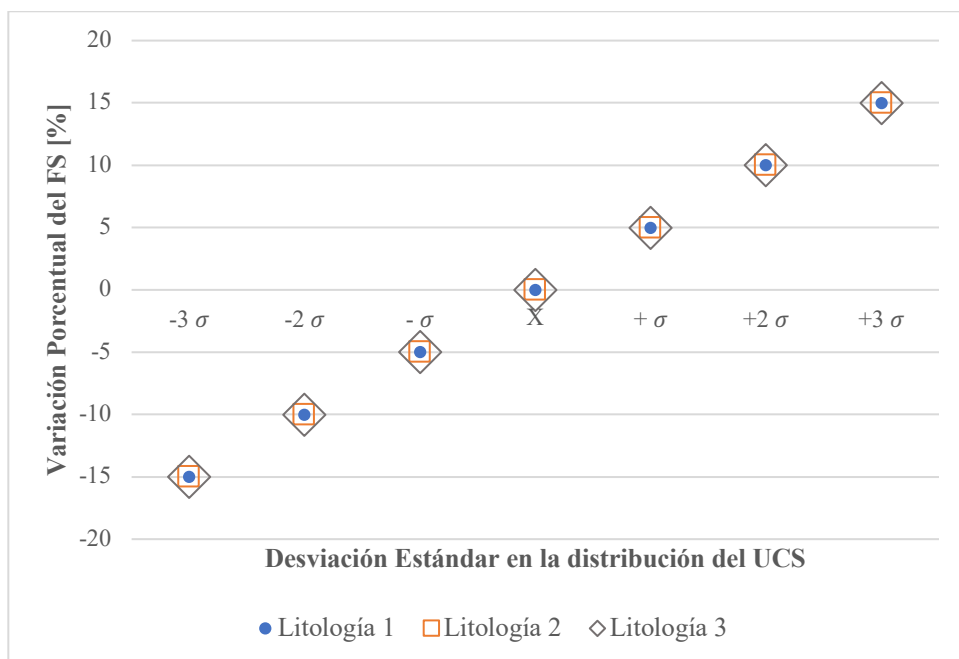


Gráfico 8: Variación porcentual de FS al evaluar el UCS a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al UCS promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar el UCS a 1, 2 y 3 σ sobre el promedio, el FS presenta una variación porcentual de 5, 10 y 15 [%] para las 3 litologías. Y al evaluar el UCS a -1, -2 y -3 σ bajo el promedio, el FS presenta una variación porcentual de -5, -10 y -15 [%] para las 3 litologías.

La variación positiva al evaluar un UCS mayor al promedio y la variación negativa al evaluar un UCS menor al promedio es debido al comportamiento directamente proporcional que presenta el FS respecto a la densidad, ya que la resistencia del macizo rocoso aumenta para un mayor UCS y disminuye para un menor UCS.

Los porcentajes de variación para el FS son proporcionales al COV debido a que el valor del FS depende directamente de la magnitud del UCS, ya que la resistencia a la compresión simple presenta una proporcionalidad directa con el FS, como se aprecia en la Ecuación 21. Y al utilizar un COV de 5 [%] para la variación del UCS, se observa que la variación del UCS y del FS presentan una proporción 1:1 al evaluar 1 σ . Y esto indica que variación del FS depende de los valores de variación del UCS y no de la magnitud del UCS, la cual puede aumentar o disminuir el valor del factor de seguridad.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar el UCS a $\pm 1 \sigma$ respecto al UCS promedio de cada una de las litologías a 4 profundidades distintas con un factor K de 1,0.

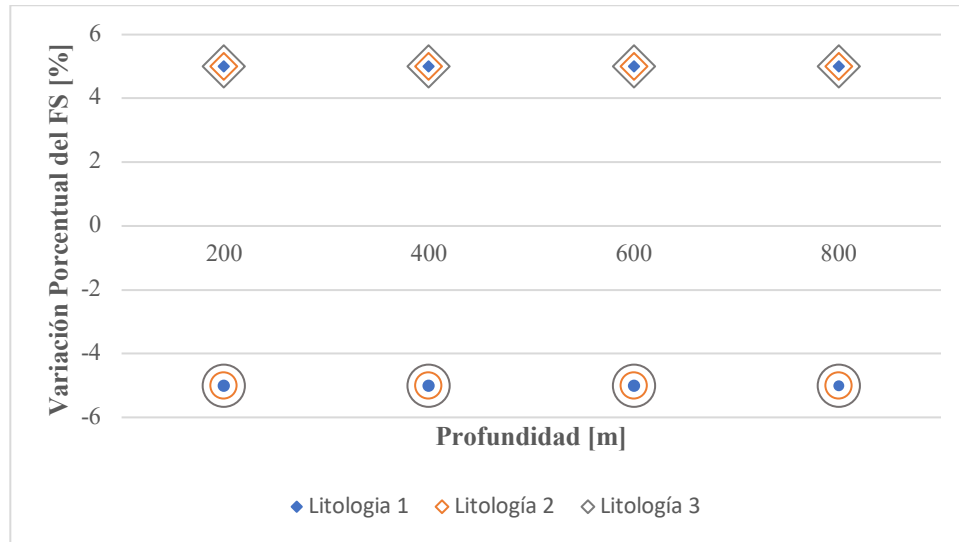


Gráfico 9: Variación porcentual de FS al evaluar el UCS a $\pm 1 \sigma$ respecto al UCS promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m]. (a) Evaluado a $+ 1 \sigma$. (b) Evaluado a $- 1 \sigma$.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar el UCS a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 5 [%] independiente de la profundidad y la litología. Y al evaluar el UCS a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual de - 5 [%] independiente de la profundidad y la litología. Por tanto, el aumento de profundidad solo afecta en la magnitud del factor de seguridad y no en la variación que puede presentar este al evaluar el UCS a ± 1 desviación estándar de distancia respecto al UCS promedio.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual muestra la variación porcentual del FS al evaluar el UCS a $\pm 1 \sigma$ respecto al UCS promedio de cada una de las litologías a 5 factores K distintos a una profundidad de 400 [m].

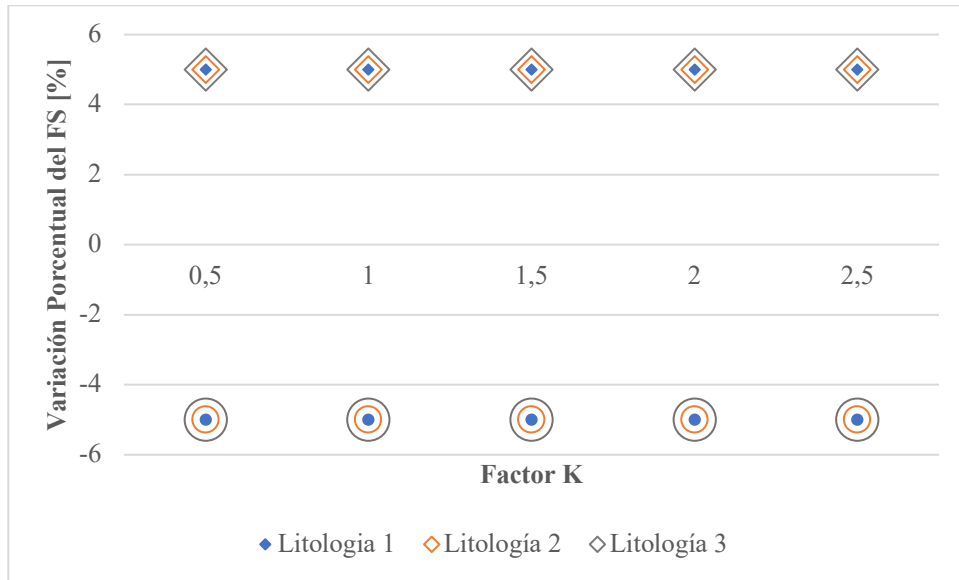


Gráfico 10: Variación porcentual de FS al evaluar el UCS a $\pm 1 \sigma$ respecto al UCS promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. (a) Evaluado a $+ 1 \sigma$. (b) Evaluado a $- 1 \sigma$.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar el UCS a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 5 [%] independiente del factor K y la litología. Y al evaluar el UCS a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual de - 5 [%] independiente del factor K y la litología. Por tanto, el aumento del factor K solo afecta en la magnitud del factor de seguridad y no en la variación que puede presentar este al evaluar el UCS a ± 1 desviación estándar de distancia respecto al UCS promedio.

4.2.3 GSI

En la Gráfico 11 se observa un comportamiento exponencial creciente por parte del factor de seguridad, lo cual indica el factor de seguridad aumenta con el aumento del GSI.

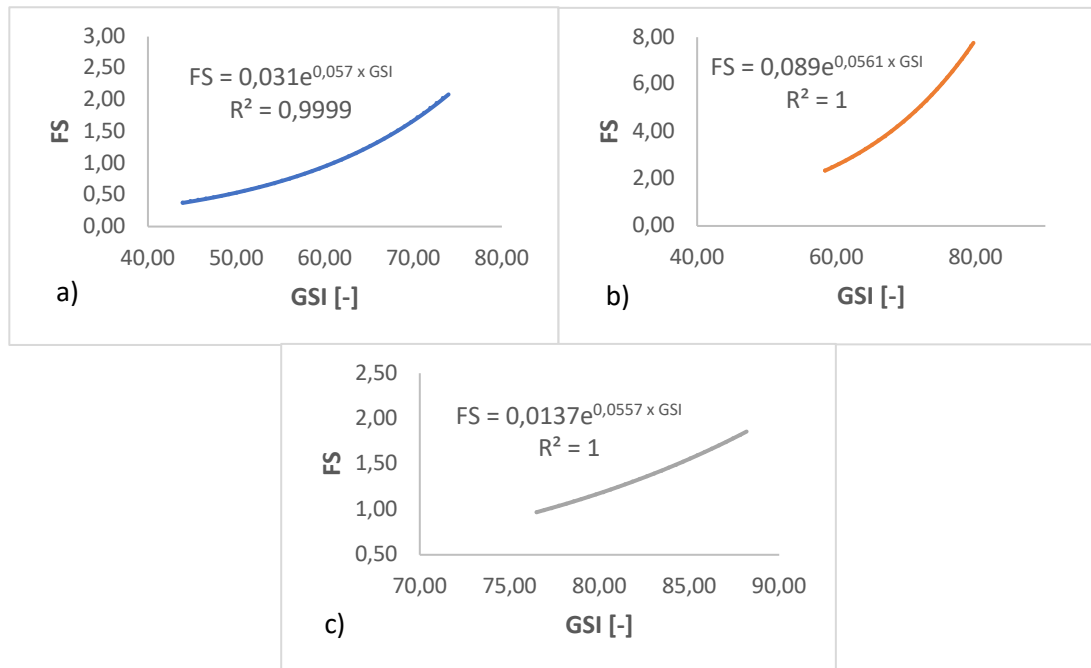


Gráfico 11: Curvas de respuesta del factor de seguridad sobre los valores de GSI de las 3 litologías presentes en la base de datos sintética evaluadas a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 200 [m]. a) FS vs GSI litología 1. b) FS vs GSI litología 2. c) FS vs GSI litología 3.

El aumento del FS a medida que el GSI aumenta se debe a que, al calcular la resistencia del macizo rocoso, se toma en cuenta la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, en conjunto al nivel de meteorización y cantidad de familias de discontinuidades en el macizo. Entonces al evaluar un mayor GSI, o sea un menor nivel de meteorización y/o menor cantidad de familias de discontinuidades, se obtiene una mayor resistencia del macizo rocoso.

Este comportamiento se debe a que los parámetros s y a en la Ecuación 21 se encuentran en una relación directa con el FS. Además, estos parámetros se calculan con una exponente donde el GSI es incorporado.

Además, se aprecia que cada litología presenta diferentes curvaturas pese a que se evalúa el mismo parámetro para distintos rangos. La litología 1 presenta las constantes 0,031 y 0,057, la litología 2 presenta las constantes 0,089 y 0,056 y la litología 3 las constantes 0,014 y 0,056, la última constante para cada litología es la que acompaña al GSI. Esto indica que los valores de FS presentan una mayor razón de cambio para la litología 2 debido a que la constante que multiplica el exponencial es mayor, y la menor es para la litología 3, ya que tiene las menores constantes.

También se observa que los coeficientes de correlación (R^2) en el Gráfico 11 son muy cercanos a 1 en la litología 1 y 3, de 1 en la litología 2, esto implica que el comportamiento exponencial por parte del factor de seguridad es correcto matemáticamente.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al evaluar el GSI promedio de cada una de las litologías a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 400 [m].

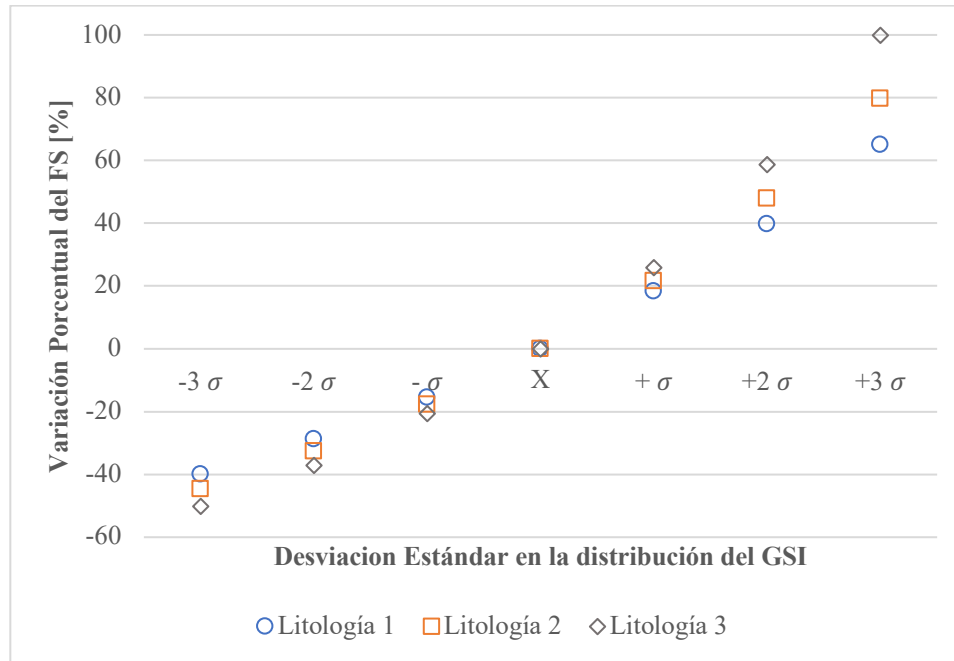


Gráfico 12: Variación porcentual de FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al GSI promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar el GSI a 1σ , 2σ y 3σ sobre el promedio el FS presenta una variación porcentual de 18,26, 21,61 y 25,98 [%] para la litología 1, 21,61, 47,82 y 79,63 [%] para la litología 2 y 25,98, 58,68 y 99,85 [%] para la litología 3. Al evaluar el GSI a -1σ , -2σ y -3σ bajo el promedio el FS presenta una variación porcentual de -15,53, -17,82 y -20,64 [%] para la litología 1, -17,82, -32,51 y -44,63 [%] para la litología 2 y -20,64, -37,05 y -50,09 [%] para la litología 3, respectivamente.

La variación positiva al evaluar un GSI mayor al promedio y la variación negativa al evaluar un GSI menor al promedio es por el comportamiento exponencial positivo que presenta el FS respecto al GSI, ya que el nivel de meteorización y la cantidad de familias de

discontinuidades disminuyen para un mayor GSI y aumentan para un menor GSI, y eso causa que la resistencia del macizo sea mayor y menor, respectivamente.

Los valores de los porcentajes de variación van de menor a mayor en el siguiente orden: litología 1, litología 2 y litología 3. Esto se debe a que los valores de GSI evaluados son mayores en la litología 3, y son menores en la litología 1.

Los porcentajes de variación son distintos para cada litología debido a que al cambiar el valor de GSI la resistencia del macizo rocoso cambia de forma exponencial, ya que las constantes s y a presentan una proporcionalidad directa con el FS, pero estas incorporan el GSI de forma exponencial (Ecuación 21). Y esto indica que la variación del FS depende del valor del GSI y no de la variación presente en el GSI.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$ respecto al GSI promedio de cada una de las litologías a 4 profundidades distintas con un factor K de 1,0.

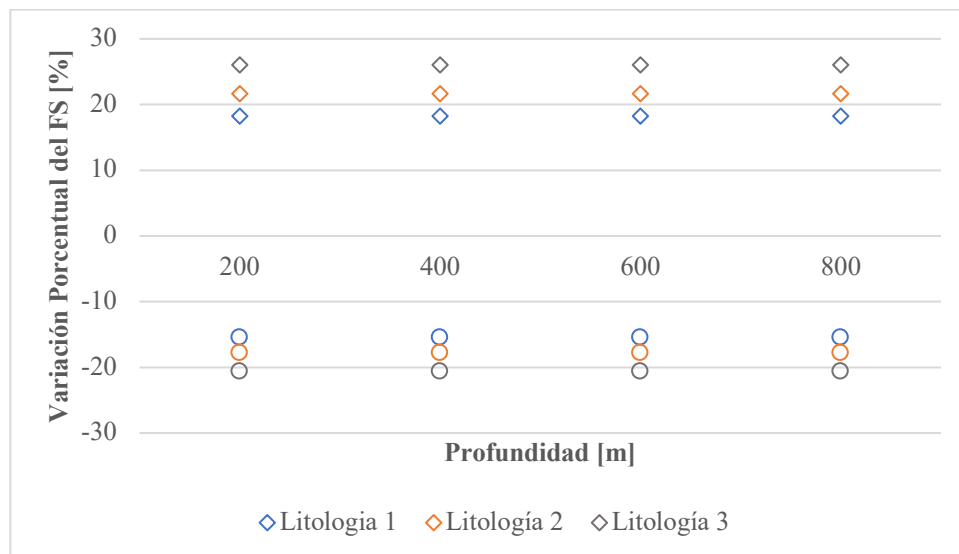


Gráfico 13: Variación porcentual de FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$ respecto al GSI promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m].

Del gráfico anterior observa que al evaluar el GSI a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 18,26, 21,61 y 25,98 [%] para las litologías 1, 2 y 3, respectivamente, independiente de la profundidad. Y al evaluar el GSI a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual de - 15,53, - 17,82 y - 20,64 [%] para las litologías 1, 2 y 3, respectivamente, independiente de la

profundidad. Esto muestra que la litología 3 es la más variable y la litología 1 es la menos variable al cambiar el valor del GSI, independiente de la profundidad.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$ respecto al GSI promedio de cada una de las litologías a 5 factores K distintos a una profundidad de 400 [m].

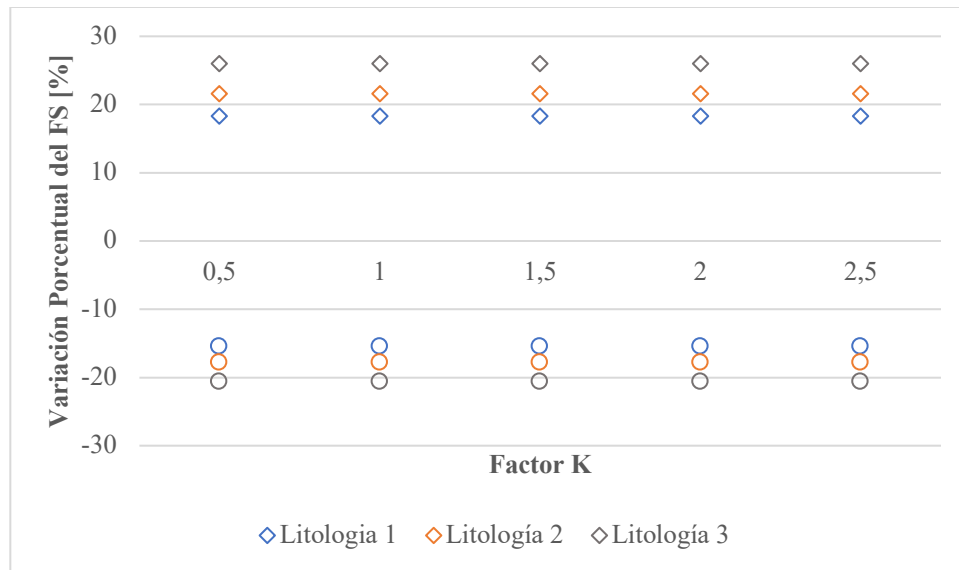


Gráfico 14: Variación porcentual de FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$ respecto al GSI promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar el GSI a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 18,26, 21,61 y 25,98 [%] para las litologías 1, 2 y 3, respectivamente, independiente del factor K. Y al evaluar el GSI a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual de -15,53, -17,82 y -20,64 [%] para las litologías 1, 2 y 3, respectivamente, independiente del factor K. Esto muestra que la litología 3 es la más variable y la litología 1 es la menos variable al cambiar el valor del GSI, independiente del factor K.

4.2.4 Ángulo de fricción

En el Gráfico 15 se observa un comportamiento exponencial creciente por parte del factor de seguridad, lo cual indica el factor de seguridad aumenta con el aumento del ángulo de fricción interno del macizo rocoso.

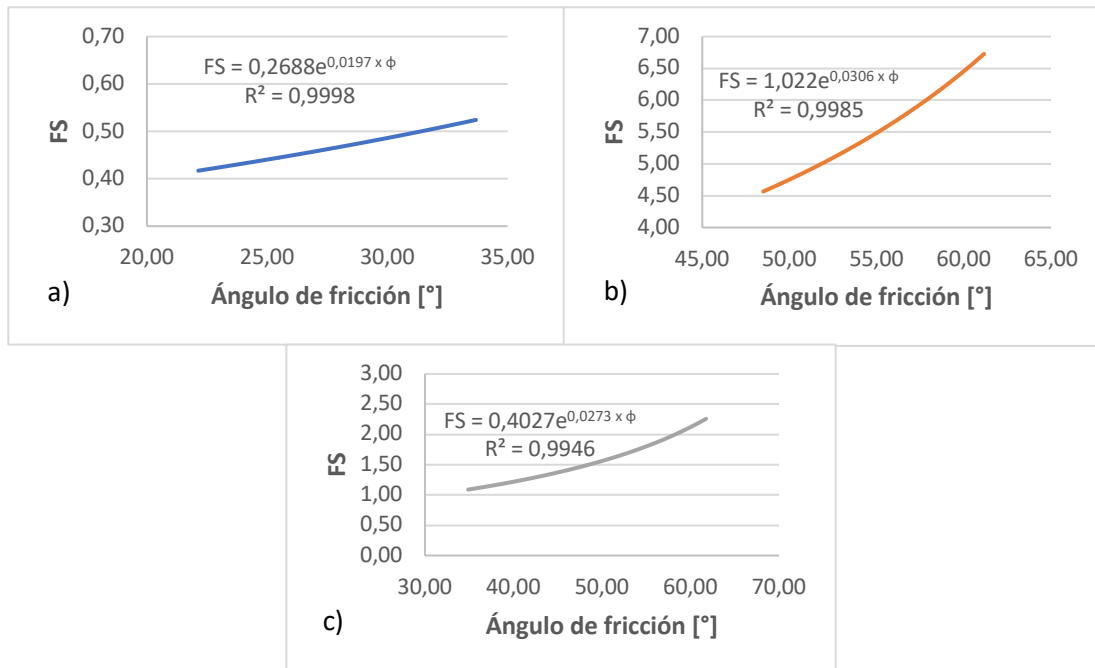


Gráfico 15: Curvas de respuesta del factor de seguridad sobre los valores de ángulo de fricción de las 3 litologías presentes en la base de datos sintética a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 200 [m]. a) FS vs Ángulo de fricción litología 1. b) FS vs Ángulo de fricción litología 2. c) FS vs Ángulo de fricción litología 3.

El aumento del FS a medida que el ángulo de fricción aumenta se debe a que, al calcular la resistencia del macizo rocoso, se toma en cuenta la cohesión y el ángulo de fricción. Entonces al evaluar un mayor ángulo de fricción las discontinuidades presentes en el macizo rocoso necesitarán un mayor ángulo de inclinación para deslizarse. Por tanto, se obtiene una mayor resistencia del macizo rocoso.

Este comportamiento se debe a que el ángulo de fricción se encuentra en una relación directa con el FS como se muestra en la Ecuación 20.

Además, se aprecia que cada litología presenta diferentes curvaturas pese a que se evalúa el mismo parámetro para distintos rangos. La litología 1 presenta las constantes 0,031 y 0,057, la litología 2 presenta las constantes 0,089 y 0,056 y la litología 3 las constantes 0,014 y 0,056, la última constante para cada litología es la que acompaña al GSI. Esto indica que los valores de FS presentan una mayor razón de cambio para la litología 2 debido a que la constante que multiplica el exponencial es mayor, y la menor es para la litología 3, ya que tiene las menores constantes.

También se observa que los coeficientes de correlación (R^2) en el Gráfico 15 son muy cercanos a 1 para las 3 litologías. Esto implica que el comportamiento exponencial por parte del factor de seguridad es correcto matemáticamente.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar el GSI a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al evaluar el ángulo de fricción promedio de cada una de las litologías a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 400 [m].

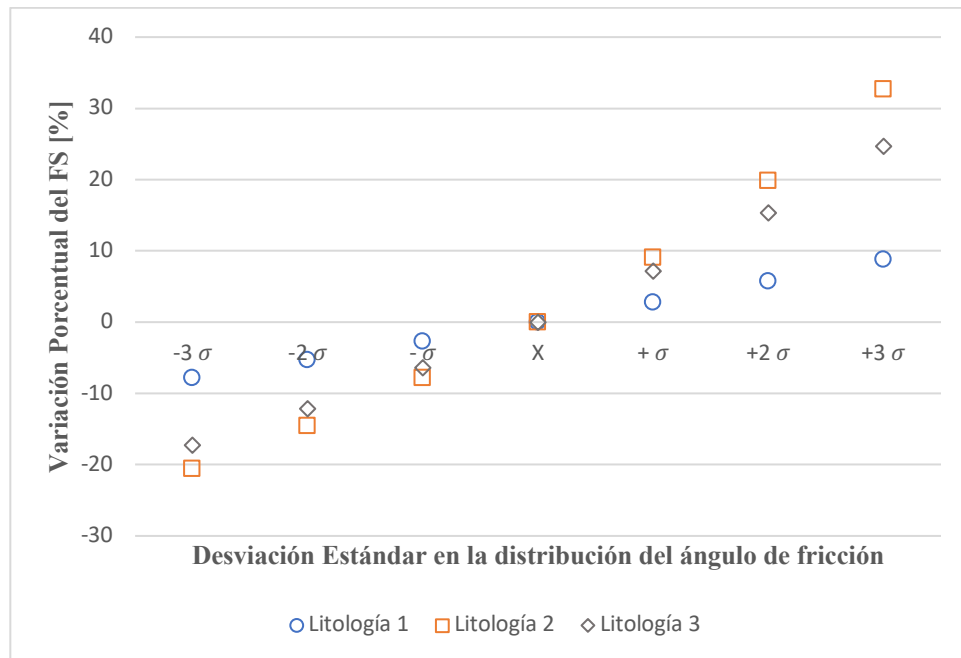


Gráfico 16: Variación porcentual de FS al evaluar el ángulo de fricción a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al ángulo de fricción promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar el ángulo de fricción a 1, 2 y 3 σ sobre el promedio el FS presenta una variación porcentual de 2,82, 5,77 y 8,84 [%] para la litología 1, 9,09, 19,83 y 32,74 [%] para la litología 2 y 7,18, 15,33 y 24,70 [%] para la litología 3. Al evaluar el ángulo de fricción a - 1, - 2 y - 3 σ bajo el promedio el FS presenta una variación porcentual - 2,71, - 5,32 y - 7,82 [%] para la litología 1, - 7,80, - 14,57 y - 20,51 [%] para la litología 2 y - 6,37, -12,07 y -17,20 [%] para la litología 3.

La variación positiva al evaluar un ángulo de fricción mayor al promedio y la variación negativa al evaluar un ángulo de fricción menor al promedio se debe al comportamiento lineal

positivo que presenta el FS respecto al ángulo de fricción, ya que la resistencia del macizo rocoso aumenta para un mayor ángulo de fricción y disminuye para un menor ángulo de fricción.

Los valores de los porcentajes de variación van de menor a mayor en el siguiente orden: litología 1, litología 3 y litología 2. Esto se debe a que los valores de ángulo de fricción evaluados son mayores en la litología 2, y son menores en la litología 1.

En cuanto a la variación del FS, esta depende del valor del ángulo de fricción y no los valores de variación presentes en el ángulo de fricción. Esto se debe a que se utilizó la Ecuación 20, la cual muestra que el valor del FS depende directamente del valor de $\cos(\phi)$ y $\sin(\phi)$. Esto indica que la transformación del valor del ángulo de fricción con las funciones trigonométricas afecta al evaluar el FS.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar el ángulo de fricción a $\pm 1 \sigma$ respecto al ángulo de fricción promedio de cada una de las litologías a 4 profundidades distintas con un factor K de 1,0.

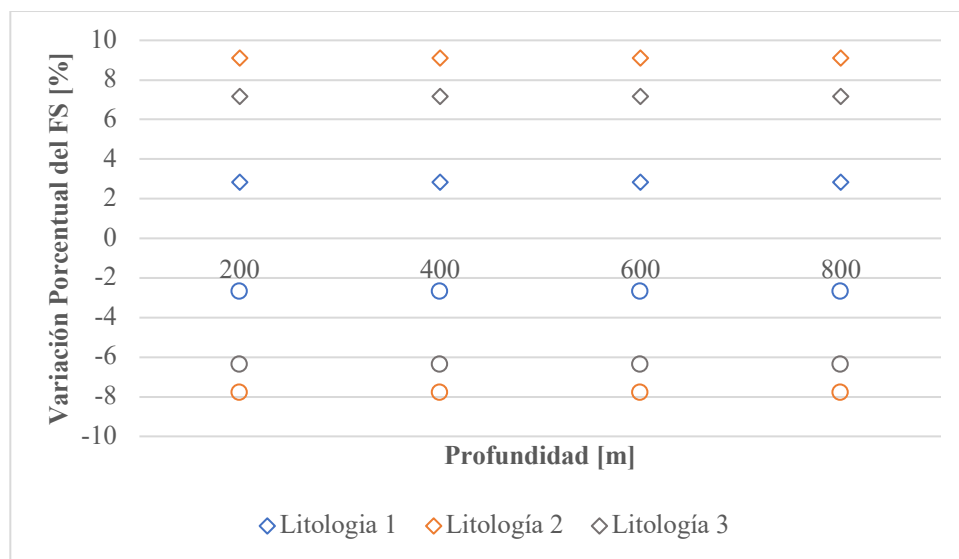


Gráfico 17: Variación porcentual de FS al evaluar el ángulo de fricción a $\pm 1 \sigma$ respecto al ángulo de fricción promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m].

Del gráfico anterior se observa que al evaluar el ángulo de fricción a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 2,82, 9,09 y 7,18 [%] para la litología 1, 2 y 3, respectivamente,

independiente de la profundidad. Al evaluar el ángulo de fricción a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual - 2,71, - 7,80 y - 6,37 [%] para la litología 1, 2 y 3, respectivamente, independiente de la profundidad. Esto muestra que la litología 3 es la más variable y la litología 1 es la menos variable al cambiar el valor del ángulo de fricción, independiente de la profundidad.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.** el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar el ángulo de fricción a $\pm 1 \sigma$ respecto al ángulo de fricción promedio de cada una de las litologías a 5 factores K distintos con una profundidad de 400 [m].

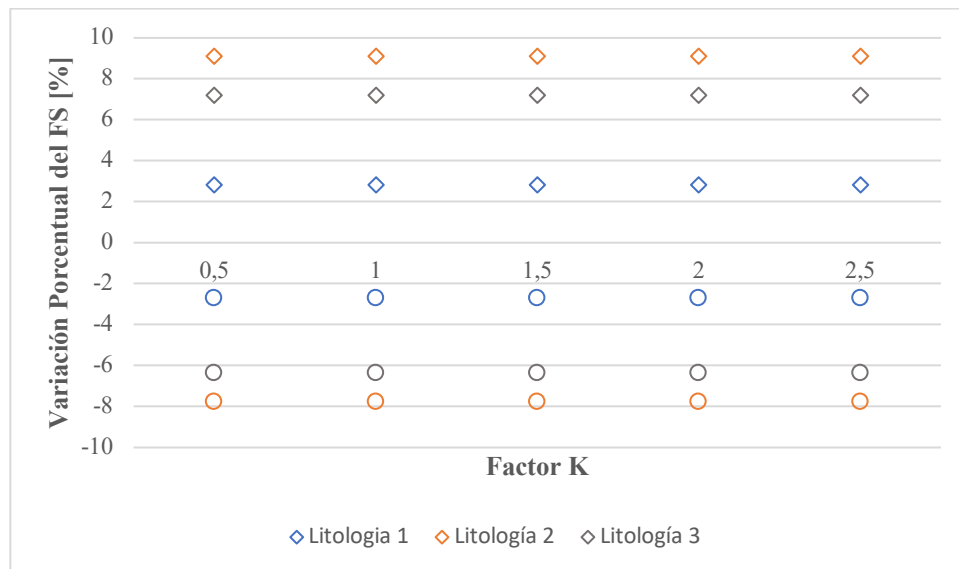


Gráfico 18: Variación porcentual de FS al evaluar el ángulo de fricción a $\pm 1 \sigma$ respecto al ángulo de fricción promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar el ángulo de fricción a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 2,82, 9,09 y 7,18 [%] para la litología 1, 2 y 3, respectivamente, independiente del factor K. Al evaluar el ángulo de fricción a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual - 2,71, - 7,80 y - 6,37 [%] para la litología 1, 2 y 3, respectivamente, independiente del factor K. Esto muestra que la litología 3 es la más variable y la litología 1 es la menos variable al cambiar el valor del GSI, independiente del factor K.

4.2.5 Cohesión

En la Gráfico 19 se observa un comportamiento directamente proporcional por parte del factor de seguridad, lo cual indica el factor de seguridad aumenta con el aumento de la cohesión del macizo rocoso.

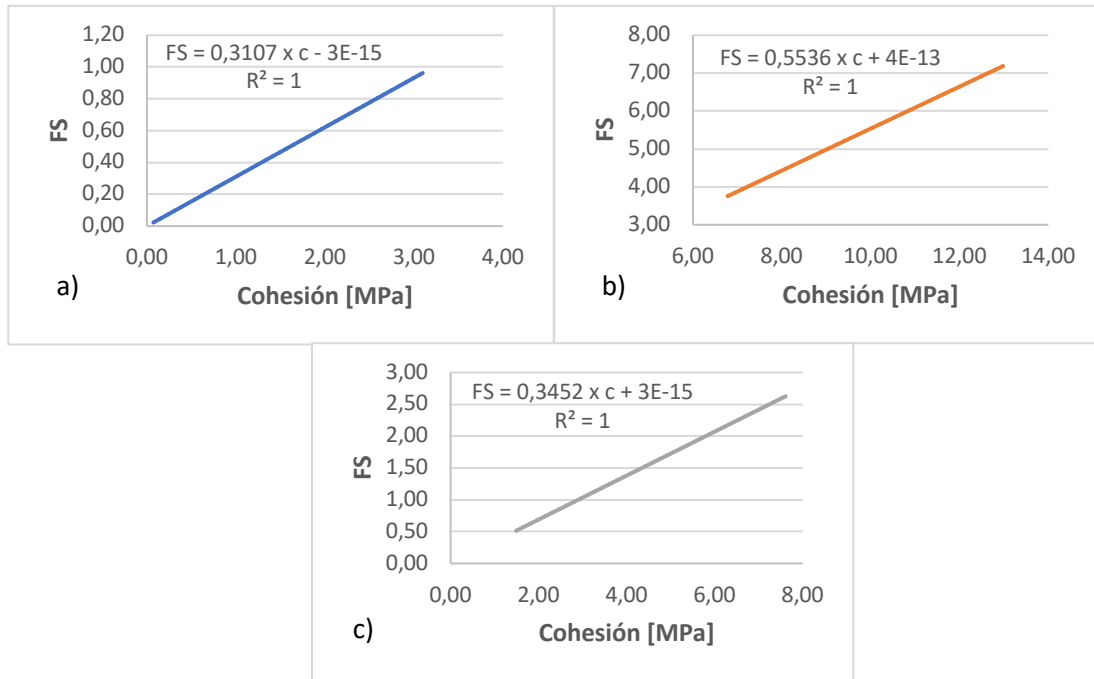


Gráfico 19: Curvas de respuesta del factor de seguridad sobre los valores de cohesión de las 3 litologías presentes en la base de datos sintética evaluadas a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 200 [m]. a) FS vs Cohesión litología 1. b) FS vs Cohesión litología 2. c) FS vs Cohesión litología 3.

El aumento del FS a medida que la cohesión aumenta se debe a que, al calcular la resistencia del macizo rocoso, se toma en cuenta la cohesión y el ángulo de fricción. Entonces al evaluar una mayor cohesión habrá una mayor fuerza de unión entre las partículas del macizo. Por tanto, se obtiene una mayor resistencia del macizo rocoso. Este comportamiento se debe a que en la Ecuación 20, la cohesión se encuentra en una relación directa con el FS. Por tanto, si aumenta la cohesión, aumenta el FS.

Del Gráfico 19 se observa cada litología presenta una pendiente distinta: 0,3107 [MPa] (litología 1), 0,5536 [MPa] (litología 2), y 0,3452 [MPa] (litología 3). Esto indica que los valores de FS cambian una mayor razón en la litología 2, y a una menor para la litología 1.

También se observa que los coeficientes de correlación (R^2) en el Gráfico 19 es de 1 para cada litología, esto implica que el factor de seguridad tiene un comportamiento lineal a medida que la cohesión aumenta, el cual prácticamente intercepta con el eje de las ordenadas

en el origen por los ínfimos valores del coeficiente de corte, por lo cual deberían presentar una pendiente similar. Sin embargo, esto no ocurre, lo cual se debe a que los valores de densidad y ángulo de fricción que se evalúan en conjunto a la cohesión son distintos, provocando una disminución o aumento de los valores de factor de seguridad.

Al comparar los valores de las pendientes con la densidad y ángulo de fricción en cada litología para evaluar el cambio del factor de seguridad respecto a la cohesión se observa que el cambio de magnitud del ángulo de fricción es más relevante. Esto se observa al comparar los valores de densidad y ángulo de fricción entre la litología 1 y 2, y la litología 2 y 3.

- La litología 1, que se evalúa con una densidad y ángulo de fricción de 2,73 y 27,99, respectivamente, presenta una pendiente de 0,3107, y la litología 2 con una densidad y ángulo de fricción de 2,93 y 55,07, respectivamente, presenta una pendiente de 0,5536. Así obteniendo un cambio de 0,2429 unidades en la pendiente.
- La litología 2, que se evalúa con una densidad y ángulo de fricción de 2,93 y 55,07, respectivamente, presenta una pendiente de 0,5536, y la litología 3 con una densidad y ángulo de fricción de 4,03 y 49,86, respectivamente, presenta una pendiente de 0,3452. Así obteniendo un cambio de 0,2084 unidades en la pendiente.

Lo cual al comparar ambos cambios se aprecia que el cambio de valor entre la litología 2 y 3 muestra que el ángulo de fricción tiene una mayor influencia, debido a que el valor de la densidad aumenta entre ambas litologías de manera sustancial y el valor del ángulo de fricción disminuye y la diferencia unitaria de la pendiente es menor que entre la litología 1 y 2.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto al evaluar la cohesión promedio de cada una de las litologías a un factor K de 1,0 y a una profundidad de 400 [m].

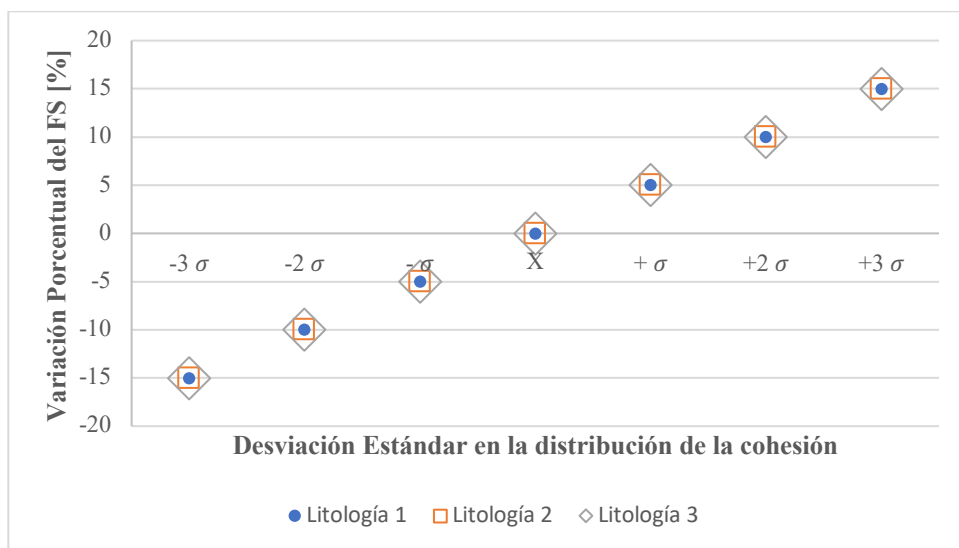


Gráfico 20: Variación porcentual de FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$, 2σ y 3σ respecto a la cohesión promedio a un factor K de 1,0 y una profundidad de 400 [m]. (a) Litología 1. (b) Litología 2. (c) Litología 3.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar la cohesión a 1, 2 y 3 σ sobre el promedio, el FS presenta una variación porcentual de 5, 10 y 15 [%] para las 3 litologías. Y al evaluar la cohesión a - 1, - 2 y - 3 σ bajo el promedio, el FS presenta una variación porcentual de - 5, - 10 y - 15 [%] para las 3 litologías.

La variación positiva al evaluar la cohesión mayor al promedio y la variación negativa al evaluar una cohesión menor al promedio es debida al comportamiento lineal positivo que presenta el FS respecto a la densidad, ya que la resistencia del macizo rocoso aumenta para una mayor cohesión y disminuye para una menor cohesión.

Los porcentajes de variación para el FS son proporcionales al COV debido a que el valor del FS depende directamente de la magnitud de la cohesión, ya que la resistencia a la compresión simple presenta una proporcionalidad directa con el FS, como se aprecia en la Ecuación 20. Y al utilizar un COV de 5 [%] para la variación de la cohesión, se observa que la variación de la cohesión y del FS presentan una proporción 1:1 al evaluar 1 σ . Y esto indica que la variación del FS depende de los valores de variación de la cohesión y no del valor de la cohesión.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$ respecto a la cohesión promedio de cada una de las litologías a 4 profundidades distintas con un factor K de 1,0.

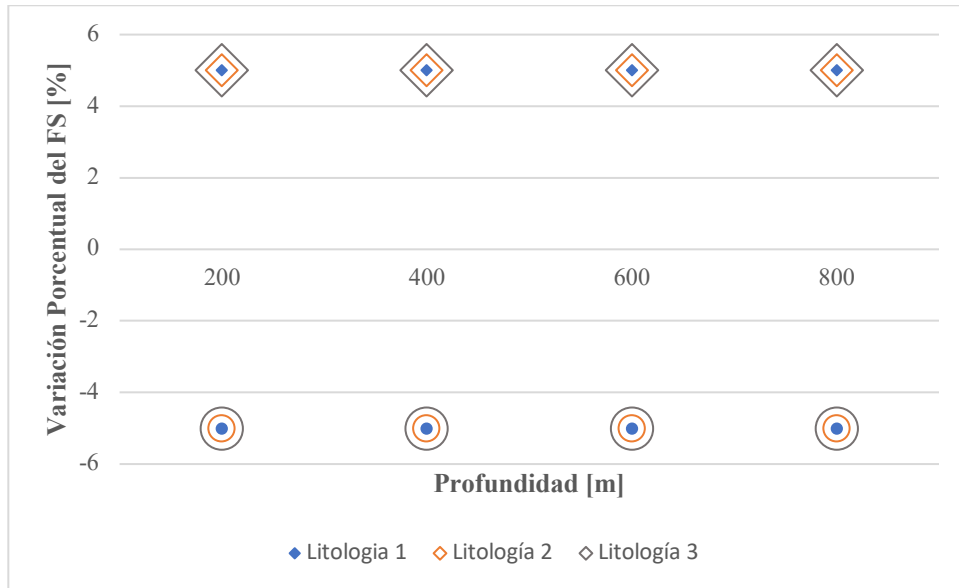


Gráfico 21: Variación porcentual de FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$ respecto a la cohesión promedio a un factor K de 1,0 para 200, 400, 600 y 800 [m]. (a) Evaluado a $+ 1 \sigma$. (b) Evaluado a $- 1 \sigma$.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar la cohesión a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 5 [%] independiente de la profundidad y la litología. Y al evaluar la cohesión a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual de - 5 [%] independiente de la profundidad y la litología. Por tanto, el aumento de profundidad solo afecta en la magnitud del factor de seguridad y no en la variación que puede presentar este al evaluar la cohesión a ± 1 desviación estándar de distancia respecto a la cohesión promedio.

A continuación, se presenta el **Erreur ! Source du renvoi introuvable**, el cual grafica la variación porcentual del FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$ respecto a la cohesión promedio de cada una de las litologías a 4 profundidades distintas con un factor K de 1,0.

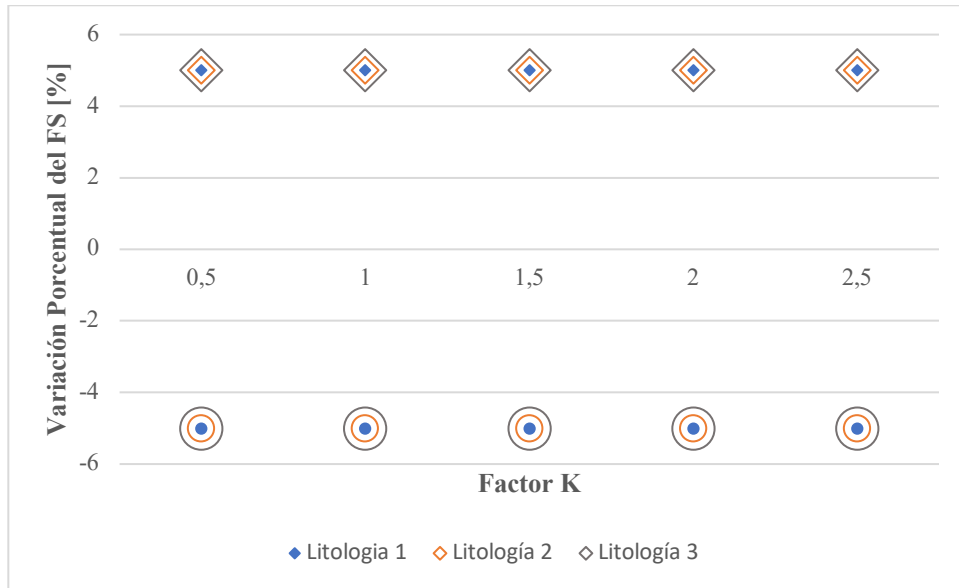


Gráfico 22: Variación porcentual de FS al evaluar la cohesión a $\pm 1 \sigma$ respecto a la cohesión promedio a una profundidad de 400 [m] para factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. (a) Evaluado a $+ 1 \sigma$. (b) Evaluado a $- 1 \sigma$.

Del gráfico anterior se observa que al evaluar la cohesión a $\bar{X} + \sigma$ se obtiene una variación porcentual de 5 [%] independiente del factor K y la litología. Y al evaluar la cohesión a $\bar{X} - \sigma$ se obtiene una variación porcentual de - 5 [%] independiente del factor K y la litología. Por tanto, el aumento del factor K solo afecta en la magnitud del factor de seguridad y no en la variación que puede presentar este al evaluar la cohesión a ± 1 desviación estándar de distancia respecto a la cohesión promedio.

4.3 Monte Carlo

4.3.1 Distribución Factor de Seguridad

De acuerdo con la Gráfico 23 y Gráfico 24 se aprecia que la variación entre el valor determinístico y el promedio de las distintas iteraciones realizadas con el método Monte Carlo es constante a partir de 2.000 iteraciones. Por tanto, para determinar el efecto que presentan las variaciones de los parámetros geotécnicos se utiliza 2.000 iteraciones.

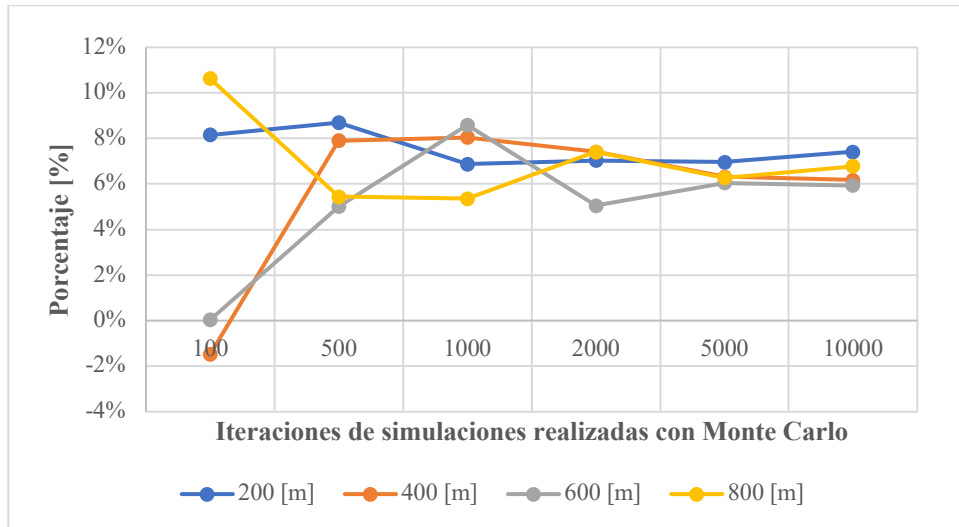


Gráfico 23: Variación porcentual entre el Factor de Seguridad determinístico y promedio de Monte Carlo para el criterio de Hoek & Brown evaluado a un factor K de 1,0.

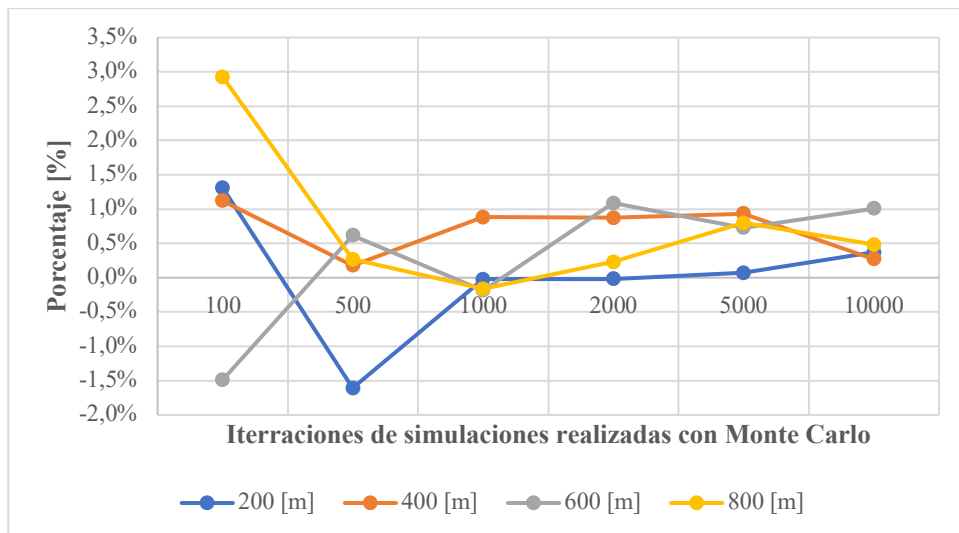


Gráfico 24: Variación porcentual entre el Factor de Seguridad determinístico y promedio de Monte Carlo para el criterio de Mohr – Coulomb evaluado a un factor K de 1,0.

Los factores de seguridad resultantes de utilizar el método Monte Carlo presentan una distribución de tipo lognormal. Este comportamiento se corrobora mediante 3 métodos: q - q plot, prueba de shapiro - wilk, e histograma.

En el Gráfico 25 (a) se observa que los factores de seguridad se desvían de la línea de tendencia en el costado izquierdo cercano al percentil del 9 [%] (valor Z: 1,00) y en la derecha cercano al percentil del 93 [%] (valor Z: 2,51). En cambio Gráfico 25 (b) se observa que los factores de seguridad se desvían de la línea de tendencia en el costado izquierdo cercano al

percentil del 1 [%] (valor Z: 1,00) y en la derecha cercano al percentil del 98 [%] (valor Z: 2,51). Al tener esta comparación entre ambas distribuciones se puede decir que los factores de seguridad presentan una tendencia lognormal.

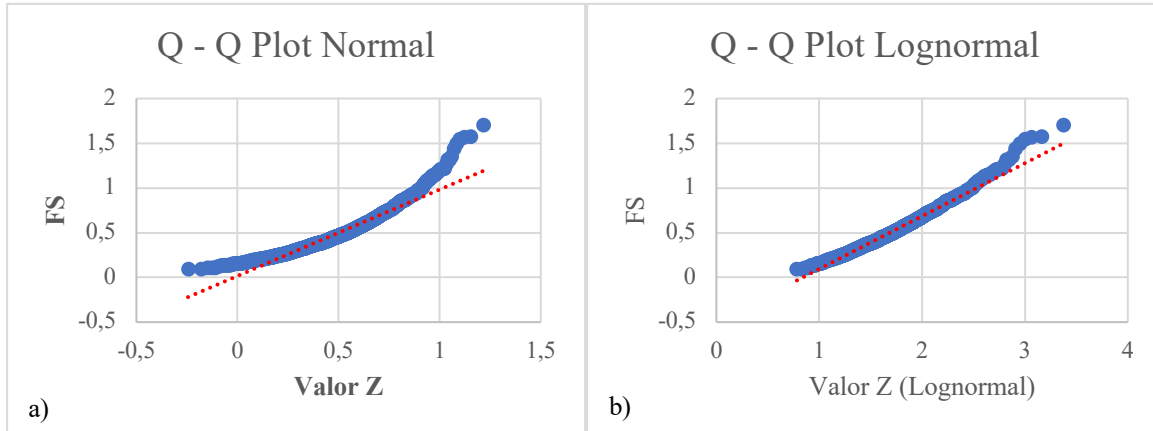


Gráfico 25: *Q - Q plot de los factores de seguridad obtenidos mediante el método Monte Carlo evaluando la litología 1 a 400 [m] de profundidad y a un factor K de 1,0 con el criterio de falla de Hoek & Brown (a) Q-Q plot Normal (b) Q-Q plot Lognormal.*

De la prueba Shapiro – Wilk se obtiene un valor W de 0,9341, lo cual implica que el promedio de la distribución se encuentra desviado del centro como sería en una distribución normal. Además, el p - value de esta prueba al evaluar con un α de 5 [%] es de 0, lo cual indica que la hipótesis inicial, los valores del factor de seguridad evaluados mediante Monte Carlo se distribuyen de forma normal, se rechaza y se acepta la hipótesis alternativa, los valores del factor de seguridad evaluados mediante Monte Carlo se distribuyen de forma no normal.

En el Erreur ! Source du renvoi introuvable., se observa que los valores de factor de seguridad resultantes de utilizar el método Monte Carlo presenta una distribución lognormal. Esto es evidenciado mediante la “cola” de valores de factor de seguridad presentes en el costado derecho de la distribución como también la concentración de los valores de factor de seguridad en el costado izquierdo del gráfico.

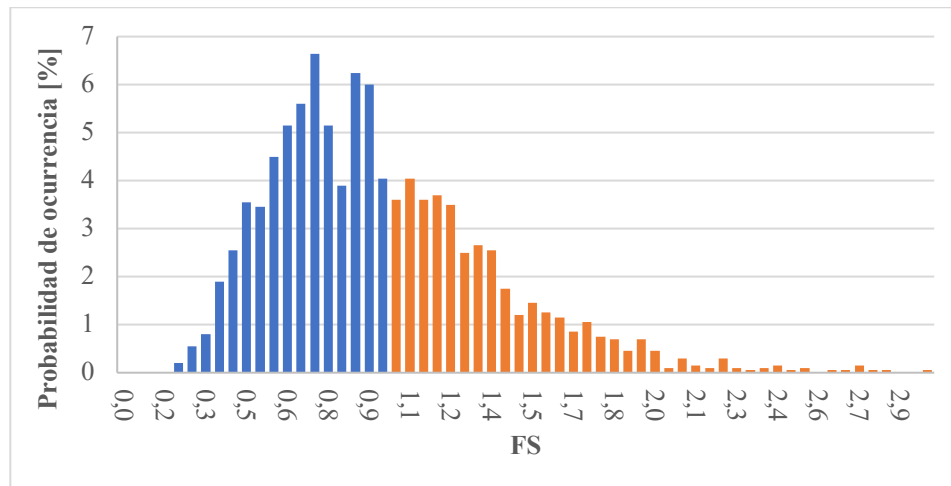


Gráfico 26: Gráfico de probabilidad de FS para la pared del túnel a 200 [m] de profundidad y un factor K de 1,0 para la litología 1 evaluada con el criterio de Hoek & Brown. En azul los factores de seguridad estables. En naranja los factores de seguridad inestables.

En el Erreur ! Source du renvoi introuvable. se observa que se puede determinar rangos de valores de FS de acuerdo con la variación de los parámetros geotécnicos, lo cual permite establecer el valor mínimo y máximo del FS considerando la probabilidad de que se tenga cierto valor de parámetro geotécnico. También se puede determinar el valor de la desviación estándar, lo cual permite determinar dentro de que rangos de valores podrían presentarse la mayoría de los FS. Además, se puede determinar la probabilidad de que se presente algún valor de FS inestable.

En el **Erreur ! Source du renvoi introuvable.** el macizo rocoso fue evaluado con el criterio de Hoek & Brown en la pared del túnel a una profundidad de 200 y un factor K de 1,0 para la litología 1. Y este presenta un FS promedio de 0,97, un mínimo de 0,22, un máximo de 2,98 y una desviación estándar de 0,41.

El **Erreur ! Source du renvoi introuvable.** presenta 1.025 valores de FS menor a 1, por tanto, inestables. Y 975 mayores a 1, por tanto, estables. Esto indica que para este caso el 51,25 [%] de las simulaciones presenta inestabilidad en la pared del túnel. La cantidad de simulaciones inestables explica porque el valor promedio del FS es de 0,97, el cual es inestable. Además, la desviación estándar presente indica que la mayoría de los valores de FS se concentraran entre 0,56 y 1,38, por tanto, la probabilidad de que la pared del túnel sea inestable es elevada.

4.3.2 Comportamiento Factor de Seguridad Multiescenario

A continuación, se presentan del **Erreur ! Source du renvoi introuvable.** al **Erreur ! Source du renvoi introuvable.** los porcentajes de iteraciones estables realizadas con Monte Carlo para distintas profundidades y factores K para las 3 litologías de la base de datos.

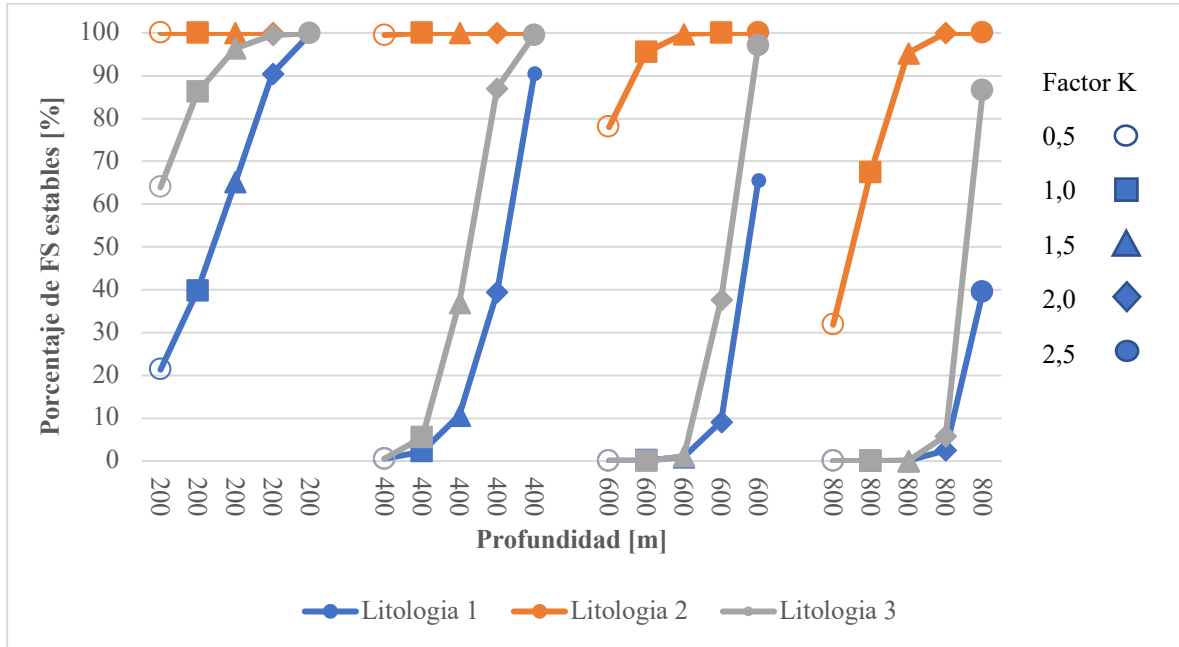


Gráfico 27: Porcentaje de simulaciones estables en la pared del túnel al evaluar la estabilidad a distintas profundidades y factores K, para las litologías de la base de datos sintética con el criterio de Hoek & Brown mediante el uso del método de Monte Carlo. En **azul**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 1. En **naranja**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 2. En **gris**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 3.

Del grafico anterior se observa que la probabilidad que el FS sea estable, **aumenta** en la pared a medida que el valor del **factor K aumenta** para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en la pared disminuyen porque el esfuerzo tangencial disminuye (Ecuación 21).

También se observa que la probabilidad que el FS sea estable, **disminuye** en la pared a medida que la **profundidad aumenta** para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos aumentan porque el esfuerzo vertical in situ aumenta (Ecuación 21).

Además, la litología 2 presenta la menor variabilidad debido a que los valores de COV de densidad, UCS y GSI son los menores entre las 3 litologías, por tanto, los valores de FS son similares. En cambio, la litología 1 presenta la mayor variabilidad debido a que los valores

de COV de densidad, UCS y GSI son los mayores entre las 3 litologías, por tanto, los valores de FS presentan una mayor variación.

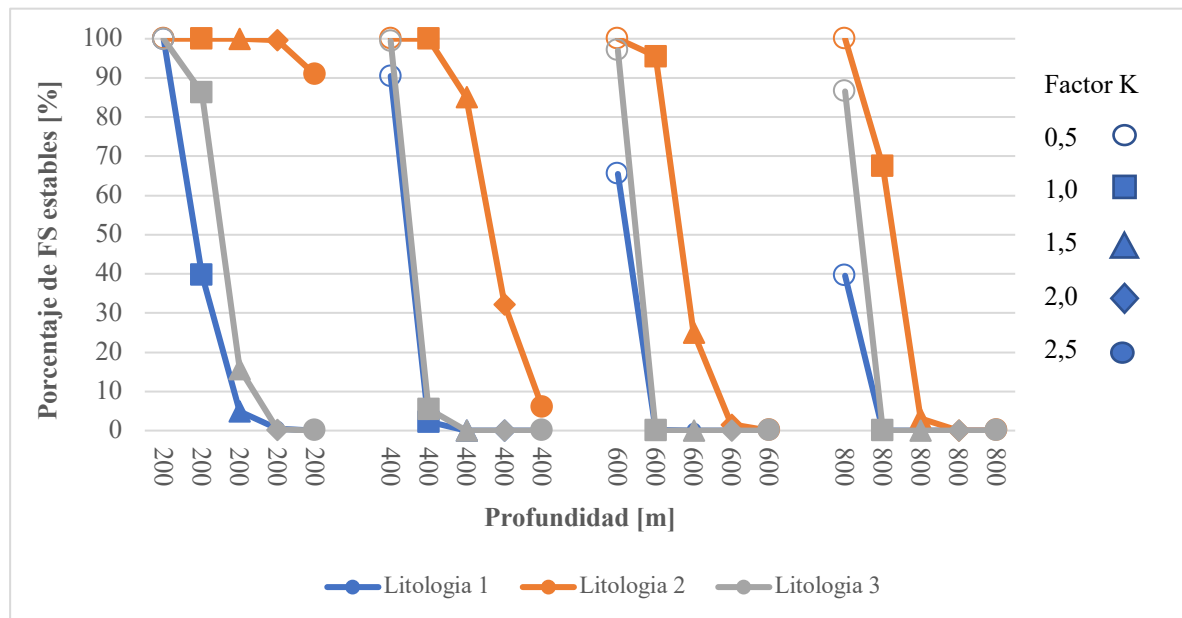


Gráfico 28: Porcentaje de simulaciones estables en el techo del túnel al evaluar la estabilidad a distintas profundidades y factores K, para las litologías de la base de datos sintética con el criterio de Hoek & Brown mediante el uso del método de Monte Carlo. En **azul**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 1. En **naranja**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 2. En **gris**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 3.

Del gráfico anterior se observa que la probabilidad que el FS sea estable, **disminuye** en el techo a medida que el valor del **factor K aumenta** para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en el techo aumentan porque el esfuerzo tangencial aumenta (Ecuación 21).

También se observa que la probabilidad que el FS sea estable, **aumenta** en el techo a medida que la **profundidad aumenta** para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos aumentan porque el esfuerzo vertical in situ aumenta (Ecuación 21).

Además, la litología 2 presenta la menor variabilidad debido a que los valores de COV de densidad, UCS y GSI son los menores entre las 3 litologías, por tanto, los valores de FS son similares. En cambio, la litología 1 presenta la mayor variabilidad debido a que los valores de COV de densidad, UCS y GSI son los mayores entre las 3 litologías, por tanto, los valores de FS presentan una mayor variación.

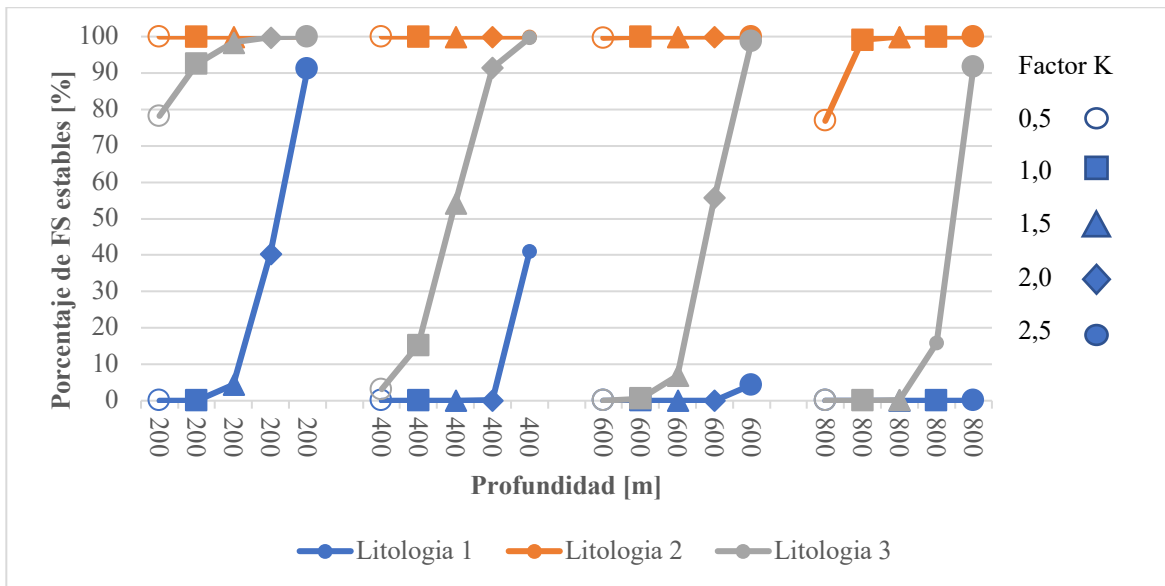


Gráfico 29: Porcentaje de simulaciones estables en la pared del túnel al evaluar la estabilidad a distintas profundidades y factores K, para las litologías de la base de datos sintética con el criterio de Mohr - Coulomb mediante el uso del método de Monte Carlo. En **azul**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 1. En **naranja**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 2. En **gris**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 3.

Del gráfico anterior se observa que la probabilidad que el FS sea estable, **aumenta** en la pared a medida que el valor del **factor K aumenta** para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en el techo aumentan porque el esfuerzo tangencial aumenta (Ecuación 20).

También se observa que la probabilidad que el FS sea estable, **disminuye** en la pared a medida que la **profundidad aumenta** para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos aumentan porque el esfuerzo vertical in situ aumenta (Ecuación 20).

Además, la litología 2 presenta la menor variabilidad debido a que los valores de COV de densidad, UCS y GSI son los menores entre las 3 litologías, por tanto, los valores de FS son similares. En cambio, la litología 1 presenta la mayor variabilidad debido a que los valores de COV de densidad, UCS y GSI son los mayores entre las 3 litologías, por tanto, los valores de FS presentan una mayor variación.

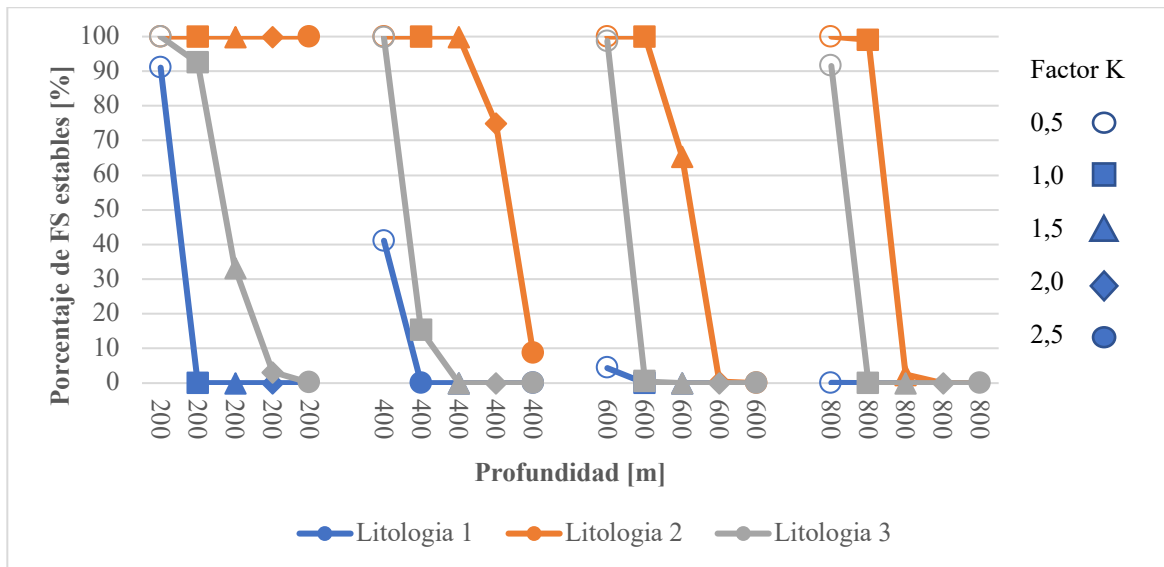


Gráfico 30: Porcentaje de simulaciones estables en el techo del túnel al evaluar la estabilidad a distintas profundidades y factores K, para las litologías de la base de datos sintética con el criterio de Mohr - Coulomb mediante el uso del método de Monte Carlo. En **azul**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 1. En **naranja**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 2. En **gris**, los porcentajes de simulaciones estables de la litología 3.

Del gráfico anterior se observa que la probabilidad que el FS sea estable, **disminuye** en el techo a medida que el valor del **factor K aumenta** para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en el techo aumentan porque el esfuerzo tangencial aumenta (Ecuación 20).

También se observa que la probabilidad que el FS sea estable, **disminuye** en el techo a medida que la **profundidad aumenta** para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos aumentan porque el esfuerzo vertical in situ aumenta (Ecuación 20).

Además, la litología 2 presenta la menor variabilidad debido a que los valores de COV de densidad, UCS y GSI son los menores entre las 3 litologías, por tanto, los valores de FS son similares. En cambio, la litología 1 presenta la mayor variabilidad debido a que los valores de COV de densidad, UCS y GSI son los mayores entre las 3 litologías, por tanto, los valores de FS presentan una mayor variación.

4.3.3 Boxplots Factor de Seguridad Multiescenario

A continuación, se presentan boxplots que describen como varían los valores de FS en la pared y el techo del túnel para cada una de las litologías utilizando ambos criterios de falla.

Al evaluar el FS en la **pared** con el criterio de falla de Hoek & Brown se observa lo siguiente en el Gráfico 31, Gráfico 32 y Gráfico 33:

- Al incrementar el valor del factor K los valores mínimo, promedio y máximo del FS de las simulaciones aumenta para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en la pared disminuyen porque el esfuerzo tangencial disminuye.
- Al incrementar la profundidad los valores mínimo, promedio y máximo del FS de las simulaciones disminuye para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en la pared aumentan porque el esfuerzo vertical in situ aumenta.
- La litología 1 presenta los valores de FS más bajos para las distintas condiciones de esfuerzos debido a que los valores de ángulo de fricción y cohesión son los más bajos entre las 3 litologías, pese a que los valores de UCS son mayores que la litología 1. Esto comprueba que el GSI tiene una mayor relevancia que el UCS. La litología 2 presenta los valores más altos de FS porque los valores de GSI son los segundos más altos y los de UCS son los mayores entre las 3 litologías.

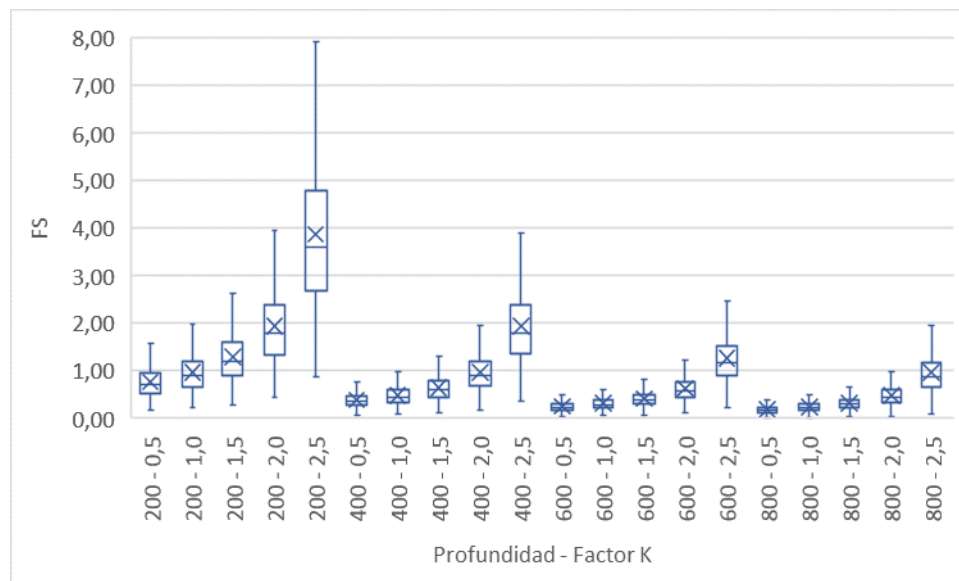


Gráfico 31: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.

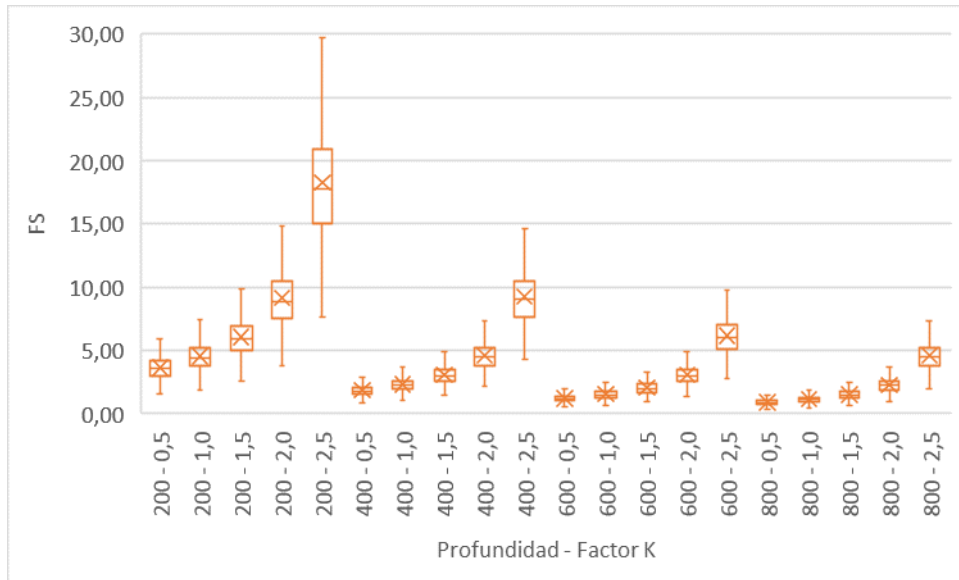


Gráfico 32: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 2 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.

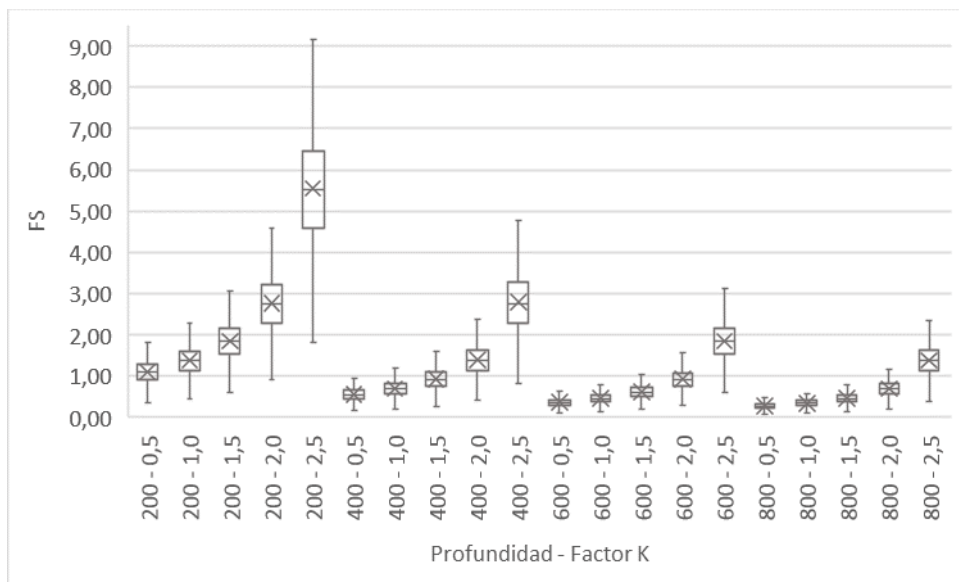


Gráfico 33: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 3 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.

Al evaluar el FS en el **techo** con el criterio de falla de Hoek & Brown se observa lo siguiente en la Gráfico 34, Gráfico 35 y Gráfico 36:

- Al incrementar el valor del factor K los valores mínimo, promedio y máximo del FS de las simulaciones disminuye para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en el techo aumentan porque el esfuerzo tangencial aumenta.

- Al incrementar la profundidad los valores mínimo, promedio y máximo del FS de las simulaciones disminuye para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en el techo aumentan porque el esfuerzo vertical in situ aumenta.
- La litología 1 presenta los valores de FS más bajos para las distintas condiciones de esfuerzos debido a que los valores de GSI son los más bajos entre las 3 litologías, pese a que los valores de UCS son mayores que la litología 3, esto comprueba que el GSI tiene una mayor relevancia que el UCS. Y la litología 2 presenta los valores más altos de FS porque los valores de GSI son los segundos más altos y los de UCS son los mayores entre las 3 litologías.

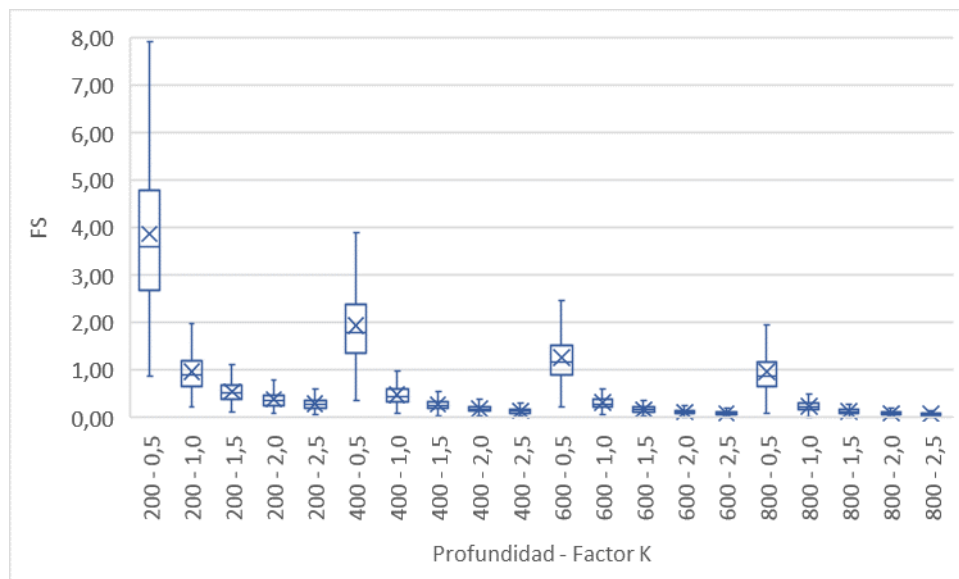


Gráfico 34: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.

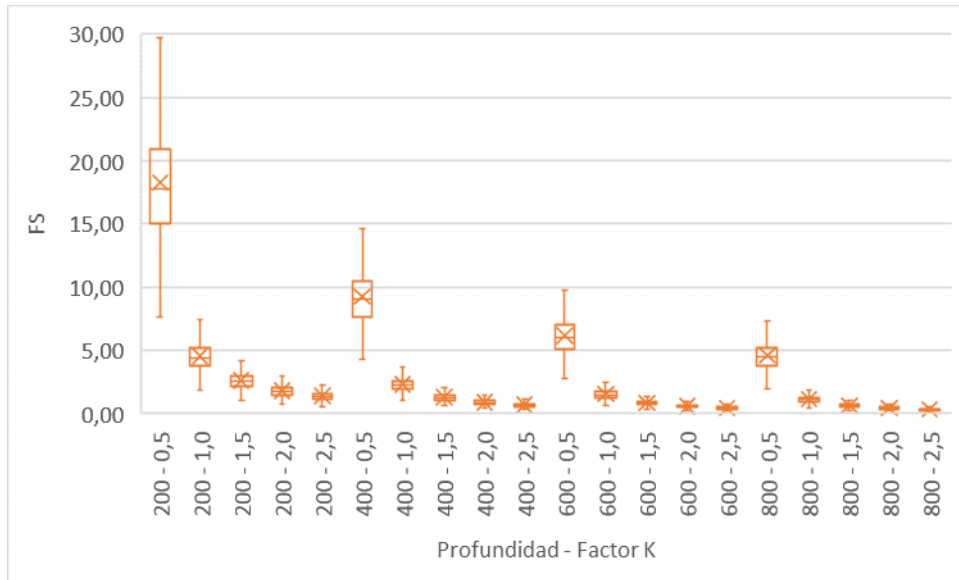


Gráfico 35: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.

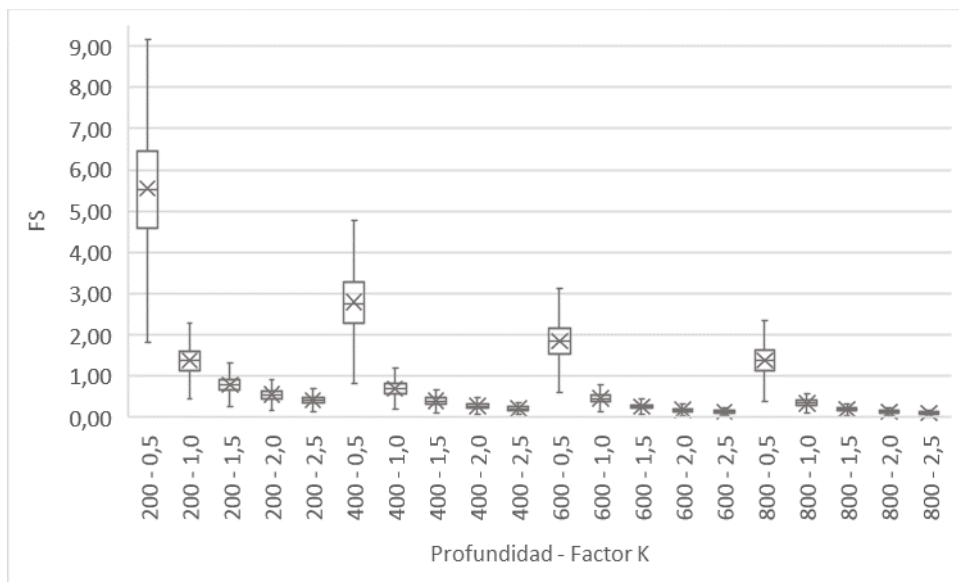


Gráfico 36: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 3 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Hoek & Brown.

Al evaluar el FS en la **pared** con el criterio de falla de Mohr -Coulomb se observa lo siguiente en la Gráfico 37, Gráfico 38 y Gráfico 39:

- Al incrementar el valor del factor K los valores mínimo, promedio y máximo del FS de las simulaciones aumenta para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en la pared disminuyen porque el esfuerzo tangencial disminuye.

- Al incrementar la profundidad los valores mínimo, promedio y máximo del FS de las simulaciones disminuye para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en la pared aumentan porque el esfuerzo vertical in situ aumenta.
- La litología 1 presenta los valores de FS más bajos para las distintas condiciones de esfuerzos debido a que los valores de ángulo de fricción y cohesión son los más bajos entre las 3 litologías. Y la litología 2 presenta los valores más altos de FS porque los valores de ángulo de fricción y cohesión son los mayores entre las 3 litologías.

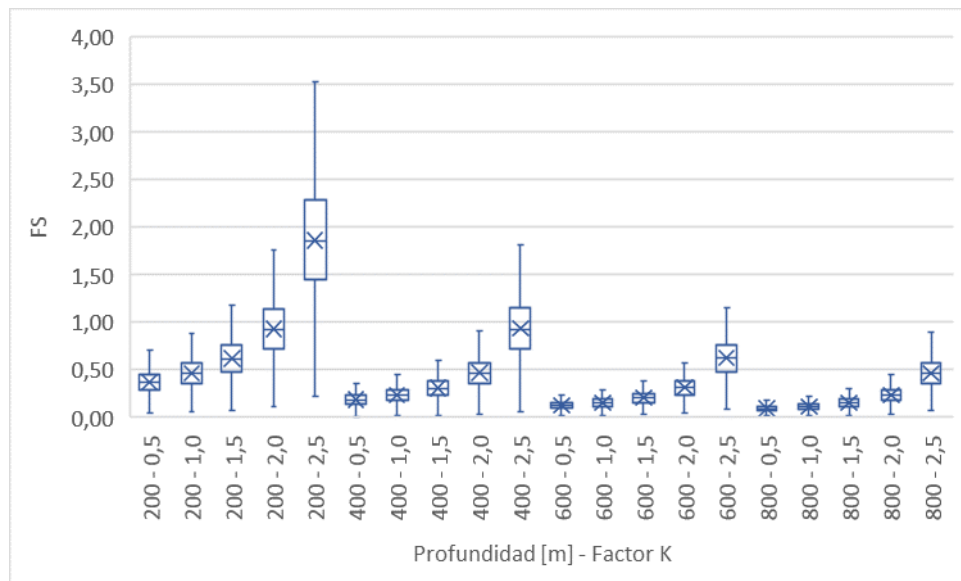


Gráfico 37: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.

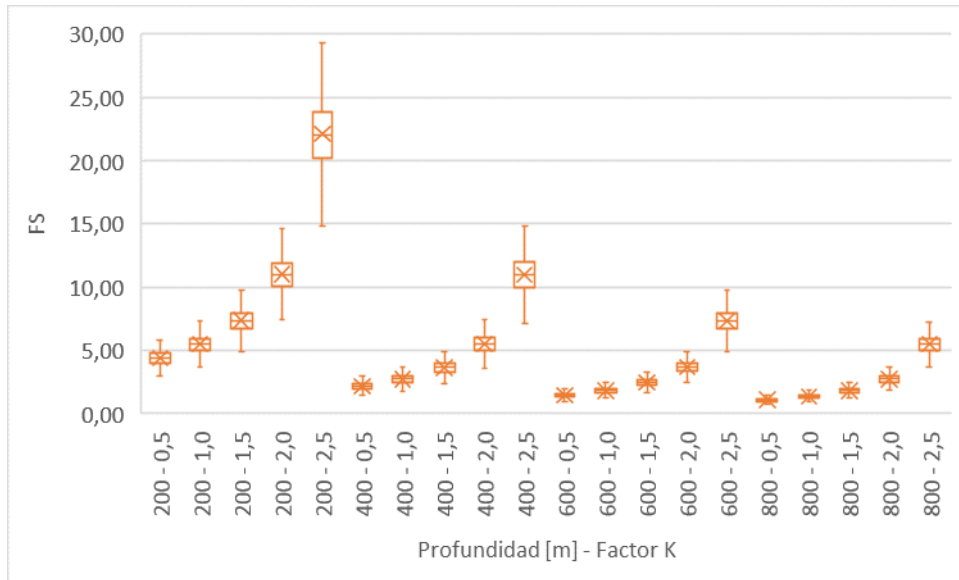


Gráfico 38: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 2 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.

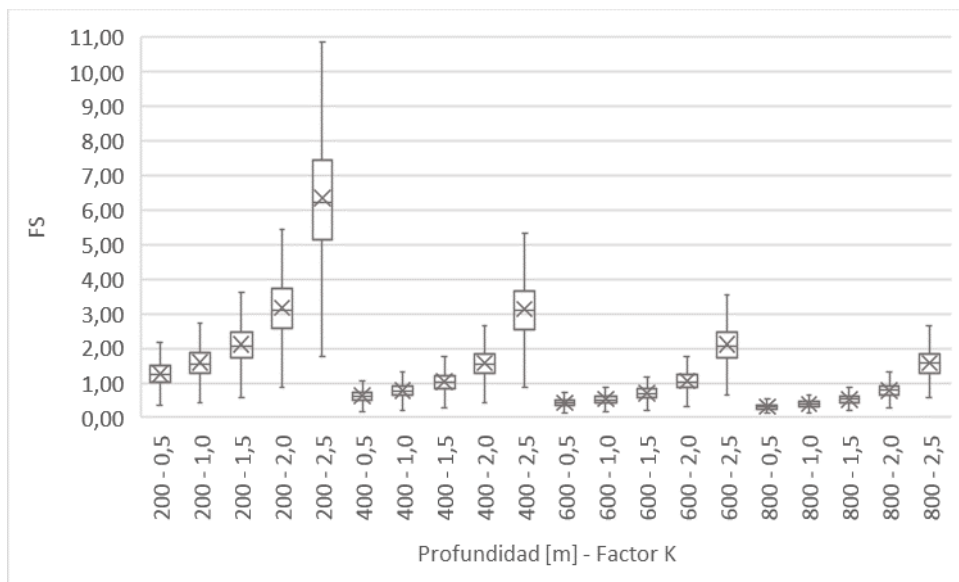


Gráfico 39: Boxplot de los FS de las simulaciones en la pared del túnel de la litología 3 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.

Al evaluar el FS en el **techo** con el criterio de falla de Mohr - Coulomb se observa lo siguiente en el Gráfico 40, Gráfico 41 y Gráfico 42:

- Al incrementar el valor del factor K los valores mínimo, promedio y máximo del FS de las simulaciones aumenta para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en la pared disminuyen porque el esfuerzo tangencial disminuye.

- Al incrementar la profundidad los valores mínimo, promedio y máximo del FS de las simulaciones disminuye para las 3 litologías. Esto se debe a que los esfuerzos inducidos en la pared aumentan porque el esfuerzo vertical in situ aumenta.
- La litología 1 presenta los valores de FS más bajos para las distintas condiciones de esfuerzos debido a que los valores de ángulo de fricción y cohesión son los más bajos entre las 3 litologías. Y la litología 2 presenta los valores más altos de FS porque los valores de ángulo de fricción y cohesión son los mayores entre las 3 litologías.

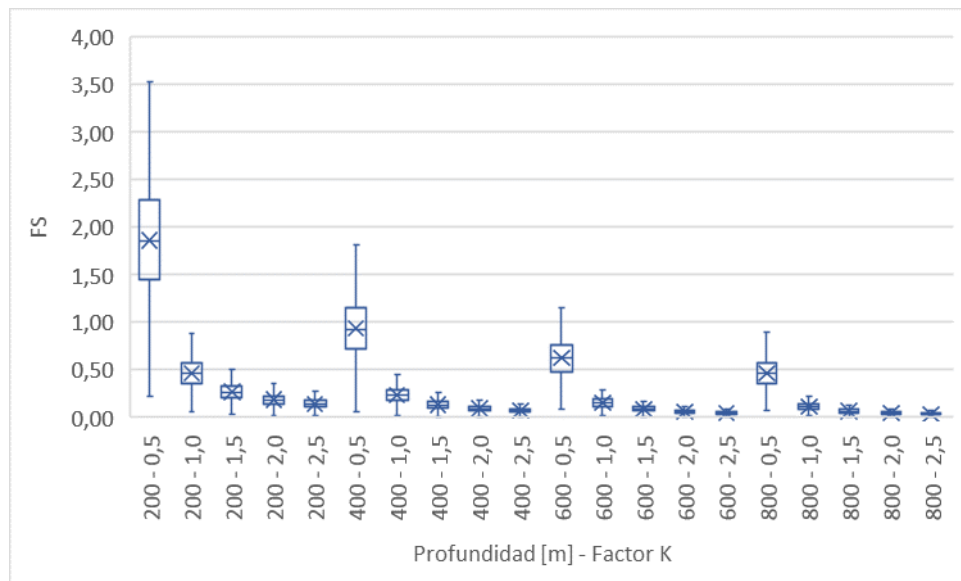


Gráfico 40: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 1 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.

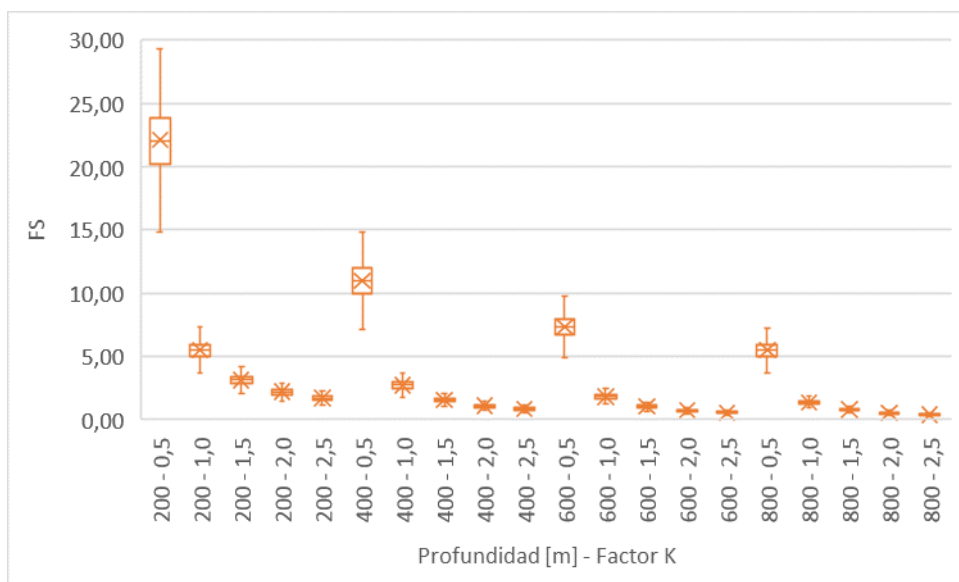


Gráfico 41: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 2 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.

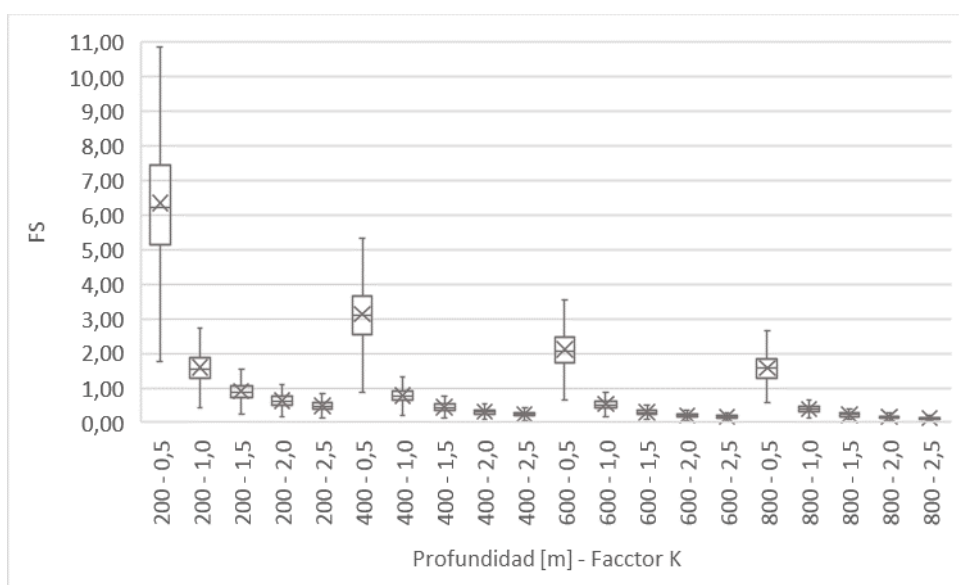


Gráfico 42: Boxplot de los FS de las simulaciones en el techo del túnel de la litología 3 para distintas profundidades y factores K con el criterio de Mohr – Coulomb.

4.3.4 Sensibilidad Factor de Seguridad en Monte Carlo

Al utilizar el método de Monte Carlo para determinar la cantidad de FS estables que se obtiene al modificar el valor de la **desviación estándar** de cada parámetro geotécnico a un 100, 75 y 50 [%] de sus valores presentes en la base de datos sintética se obtiene la Tabla 14, para el criterio de Hoek & Brown, y la Tabla 15, para el criterio de Mohr - Coulomb.

Tabla 14: Porcentajes de FS estables con el método Monte Carlo para el 100, 75 y 50 [%] de los valores de desviaciones estándar de la base de datos para las litologías 1, 2 y 3 con el criterio de **Hoek & Brown**. En **rojo**, los porcentajes que muestran un cambio grande. En **amarillo**, los porcentajes que muestran un cambio medio. Y en **verde**, los porcentajes que muestran un cambio bajo.

	Litología 1			Litología 2			Litología 3		
Porcentaje Desviación Estándar [%]	100	75	50	100	75	50	100	75	50
Densidad	48,75	39,40	38,80	100,00	100,00	100,00	86,75	87,00	85,95
UCS		40,60	38,65		100,00	100,00		97,60	92,50
GSI		38,10	33,85		100,00	100,00		88,45	86,75

Tabla 15: Porcentajes de FS estables con el método Monte Carlo para el 100, 75 y 50 [%] de los valores de desviaciones estándar de la base de datos para las litologías 1, 2 y 3 con el criterio de **Mohr - Coulomb**. En **rojo**, los porcentajes que muestran un cambio grande. En **amarillo**, los porcentajes que muestran un cambio medio. Y en **verde**, los porcentajes que muestran un cambio bajo.

	Litología 1			Litología 2			Litología 3		
Porcentaje Desviación Estándar [%]	100	75	50	100	75	50	100	75	50
Densidad	0,00	0,15	0,10	100,00	100,00	100,00	92,00	93,00	92,50
Ángulo de fricción		0,10	0,15		100,00	100,00		93,15	93,10
Cohesión		0,10	0,00		100,00	100,00		96,55	99,40

Con los porcentajes de FS estables presentes en la Tabla 14 y los valores de COV presentes en la base de datos sintética (Tabla 13) se observa que en la litología 1 el GSI con una desviación estándar al 50 [%] es el que alcanza un menor porcentaje de casos estables, esto considerando que presenta un COV de 10,47 [%], el cual es menor que el del UCS (COV 21,53 [%]) que es el parámetro que alcanza el segundo menor porcentaje de FS estables.

En el caso de la litología 3 el parámetro que más varía su porcentaje de FS estables es el UCS, el cual aumenta. Esto se debe a que al disminuir la dispersión de los datos estos se concentran en valores que favorecen a la estabilidad del FS. Además, se espera una gran variación por tener una gran dispersión de datos (COV 23,42 [%]) en la base de sintética. En el caso del GSI se tiene que el porcentaje de casos estables se mantiene cercano al utilizar las

desviaciones estándar de la base de datos sintética. Esto se debe a que el COV del GSI es de 2,31 [%], lo cual es bajo, y se espera que la variación sea baja.

Entonces al tener en consideración la dispersión que presenta cada parámetro en la base de datos sintética se puede decir que el GSI es el parámetro que más afecta al FS al utilizar Monte Carlo con el criterio de Hoek & Brown.

Con los porcentajes de FS estables presentes en la Tabla 15 y los valores de COV presentes en la base de datos sintética (Tabla 13) se observa que en la litología 1 no hay variaciones sustanciales en el porcentaje de FS estables al modificar la desviación estándar. Y en la litología 2 los porcentajes se mantienen, lo cual indica que los rangos de valores de los parámetros no afectan la estabilidad para que haya un gran cambio.

En el caso de la litología 3 el parámetro que más varía su porcentaje de FS estables es la cohesión, la cual aumenta. Esto se debe a que al disminuir la dispersión de los datos estos se concentran en valores que favorecen a la estabilidad del FS. Esta situación podría ser esperable debido a que el COV es de 10,22 [%] en esta litología. El ángulo de fricción es el segundo que presentan una mayor variación respecto al utilizar Monte Carlo con las desviaciones estándar presente en la base de datos sintética. Este parámetro presenta un 23,16 [%] de COV. Y por último se tiene la densidad la cual se mantiene alrededor del valor original, y este presenta un COV de 0,13 [%].

Entonces al tener en consideración la dispersión que presenta cada parámetro en la base de datos sintética se puede decir que la cohesión es el parámetro que más afecta al FS al utilizar Monte Carlo con el criterio de Mohr – Coulomb, lo cual se contradice con lo establecido en el análisis de sensibilidad. Esto puede deberse a que la mayoría de los valores se encontraban en el punto de ser estables o inestables y que una modificación de en qué parte de la distribución se concentran los datos no produce una modificación de la estabilidad del FS.

5. Conclusiones

En la presente memoria se ha realizado un estudio sobre los efectos de la variabilidad de los parámetros geotécnicos sobre la estabilidad en la pared y techo de un túnel ficticio mediante evaluación de distintas combinaciones de parámetros geotécnicos y técnicas probabilísticas. A continuación, se entregan las conclusiones del trabajo realizado.

La base de datos sintética se encuentra compuesta por 3 litologías, las cuales corresponden a las siguientes especies: Arenisca (litología 1), Gneiss (litología 2) y Sulfuro de cobre (litología 3).

Para presentar un menor nivel de incertidumbre sobre la estabilidad de un túnel se debería evaluar una litología que presente bajos niveles de variación y valores de parámetros geotécnicos que propicien a que el túnel sea estable, como lo es la litología 2.

En cambio, la incertidumbre sobre la estabilidad de un túnel será elevada si se evalúa un túnel en una litología que presente altos niveles de variación y valores de parámetros geotécnicos que propicien a que la pared y el techo del túnel sean inestables, como lo es la litología 3.

El GSI corresponde al parámetro que más afecta al FS con el criterio de falla de Hoek & Brown. Esto es en base a lo obtenido en el análisis de sensibilidad, ya que este parámetro presenta un comportamiento exponencial, en comparación a la densidad y el UCS que presentan un comportamiento lineal, lo cual implica una mayor tasa de cambio al cambiar en 1 unidad el parámetro geotécnico. También, el GSI al ser evaluado en distintos puntos de su distribución se observa que el FS sufre una variación superior respecto a la que presenta la densidad, UCS, profundidad y factor K, lo cual indica que el FS tiene una mayor sensibilidad al variar el valor de este parámetro. Además, al tener en consideración el COV de [%] en la litología 1 y que el porcentaje de FS estables resulta ser la menor al disminuir a un 50 [%] la desviación estándar con Monte Carlo se confirma que este parámetro es que más afecta en este criterio.

El ángulo de fricción corresponde al parámetro que más afecta al FS con el criterio de falla de Mohr - Coulomb. Esto es en base a lo obtenido en el análisis de sensibilidad, ya que este parámetro presenta un comportamiento exponencial, en comparación a la densidad y la

cohesión que presentan un comportamiento lineal, lo cual implica una mayor tasa de cambio al cambiar en 1 unidad el parámetro geotécnico. También, el ángulo de fricción al ser evaluado en distintos puntos de su distribución se observa que el FS sufre una variación superior respecto a la que presenta la densidad, cohesión, profundidad y factor K, lo cual indica que el FS tiene una mayor sensibilidad al variar el valor de este parámetro.

Del análisis de sensibilidad se desprende que la densidad, UCS y cohesión presentan una relación directa con el COV [%]. Esto implica que al saber el valor de variación de estos parámetros se puede saber cuánto variara el valor de FS a una desviación de distancia de los valores promedio de los parámetros. En cambio, el GSI y el ángulo de fricción no presentan una relación con el COV [%], lo cual indica que se debe evaluar el valor de estos parámetros para saber cuánto afectara al FS.

También se observa que la variación porcentual del GSI es entre 4 a 5 veces mayor respecto al resto de los parámetros evaluados con el criterio de Hoek & Brown, lo cual indica que este parámetro debe de ser determinado en terreno con la mayor precisión posible.

Además, se observa que a medida que la profundidad y el factor K aumentan, la variación porcentual del FS al ser evaluado a una desviación estándar se mantiene constante para los 5 parámetros geotécnicos. Por tanto, el aumento de profundidad solo contribuiría a un cambio en el esfuerzo in situ, lo cual influye en el valor del factor de seguridad, pero no en la variación que presenta este al evaluar el valor promedio de los parámetros geotécnicos.

Del uso del método Monte Carlo se obtiene una distribución de probabilidades lognormal para los valores de factor de seguridad. Esto permite determinar cuáles serían los valores más probables que puede presentar el FS, y qué tipo de reforzamiento sería el más adecuado para cada situación.

El comportamiento lognormal de los factores de seguridad es debido al comportamiento exponencial del GSI en Hoek & Brown, y al comportamiento “exponencial” del ángulo de fricción en Mohr – Coulomb. Esto indica que, pese a que las variables de entrada presenten una distribución normal, las distribuciones de salida no tendrán la misma distribución. Y que las variables con comportamiento no lineal presentan una gran influencia en el comportamiento de salida.

Al comparar los porcentajes de simulaciones estables en cada una de las condiciones de esfuerzo in situ para ambos criterios de falla se observó lo siguiente:

- La litología 2 presenta las menores probabilidades de inestabilidad para ambos criterios de falla debido a que los valores de los parámetros geotécnicos son los que más favorecen a la resistencia del macizo rocoso.
- Y la litología 1 presenta las mayores probabilidades de falla para ambos criterios de falla debido a que los valores de los parámetros geotécnicos son los que menos favorecen a la resistencia del macizo rocoso.

Por tanto, se puede establecer que para litologías que presenten valores de parámetros geotécnicos que favorezcan a la resistencia del macizo rocoso (mayor resistencia a la compresión simple, menor nivel de meteorización, menor número de familias de discontinuidades, mayor ángulo de fricción, mayor cohesión entre partículas), serán las que tengan menos probabilidades de presentar inestabilidad en el túnel.

6. Recomendaciones

Para complementar los resultados sobre la variación porcentual por parte del GSI y ángulo de fricción se recomienda realizar el mismo análisis de sensibilidad para distintos rangos de valores. Esto permitiría obtener una tabla de valores de variación sobre estos parámetros que podría ser utilizada en etapas tempranas de estudios mineros en caso de no tener un gran nivel de información y así poder saber sobre que rangos podría variar el valor del factor de seguridad.

También se recomienda el mismo procedimiento con el método Monte Carlo para distintas distribuciones de los parámetros geotécnicos utilizados en este estudio, y así comparar el comportamiento de las distribuciones de factores de seguridad, y tener en cuenta como se pueden distribuir los datos en un estudio preliminar geotécnico.

Asimismo, se recomienda realizar el cálculo de variación del FS al realizar distintas combinaciones de los valores estadísticos de los parámetros geotécnicos, y de esta manera apreciar como varía cuando se calcula con los valores mínimos y máximos.

7. Bibliografía

- Aracena, L. J. D. (2017). *Impacto de la variabilidad geotécnica del macizo rocoso en el diseño de caserones en minería por sublevel stoping*. 99.
- Attewell, P. B., & Farmer, I. W. (1976). *Principles of Engineering Geology*. Springer Netherlands. <https://doi.org/10.1007/978-94-009-5707-7>
- Bobet, A. (2010). *Numerical methods in geomechanics*. 22.
- Bobet, A., Fakhimi, A., Johnson, S., Morris, J., Tonon, F., & Yeung, M. R. (2009). Numerical Models in Discontinuous Media: Review of Advances for Rock Mechanics Applications. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 135(11), 1547-1561. [https://doi.org/10.1061/\(ASCE\)GT.1943-5606.0000133](https://doi.org/10.1061/(ASCE)GT.1943-5606.0000133)
- Brady, B. H., & Brown, E. T. (2007). *Rock Mechanics for underground mining*.
- Carter, J. P. (1996). *Numerical Methods in Geotechnical Engineering*.
- Choudhary, B. S., & Sonu, K. (2013). Assessment of powder factor in surface bench blasting using schmidt rebound number of rock mass. *International Journal of Research in Engineering and Technology*, 02(12), 132-138. <https://doi.org/10.15623/ijret.2013.0212023>
- Coeficiente de variación. (2017, octubre 2). Economipedia. <https://economipedia.com/definiciones/coeficiente-de-variacion.html>
- Díaz, R. D. (1993). *Colección de terminos técnicos y vocablos propios de los trabajadores que laboran en la mina El Teniente*. 147.
- Duarte, J. O. D., & Vega, R. L. D. (2015). *Influencia de diferentes criterios de fragmentación de la roca, en el daño de un elemento estructural de concreto reforzado empotrado*. 100.

- Dunn, M. (2019). Quantifying uncertainty in mining geomechanics design. *Proceedings of the First International Conference on Mining Geomechanical Risk*, 391-402.
https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1905_23_Dunn
- Eberhardt, E. (2012). The Hoek–Brown Failure Criterion. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 45(6), 981-988. <https://doi.org/10.1007/s00603-012-0276-4>
- Gavilanes, H., & Andrade, B. (2004). *Introducción a la Ingeniería de Túneles: Caracterización, clasificación y análisis geomecánico de macizos rocosos. Geomorfología Dinámica y Climática.* (2010).
http://www7.uc.cl/sw_educ/geografia/geomorfologia/html/1_3_1.html
- Goh, A. T. C., & Zhang, W. (2012). Reliability assessment of stability of underground rock caverns. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 55, 157-163.
<https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2012.07.012>
- González de Vallejo, L. I. (2002). *Ingeniería Geológica.*
- Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3), 445-463.
<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.001>
- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (1997). *Support of underground excavations in hard rock.* A.A. Balkema.
- Hoek, E., & Marinos, P. (2000). *Predicting tunnel squeezing problems in weak heterogeneous rock masses.* 22.
- Idris, M. A., Nordlund, E., & Saiang, D. (2016). *Comparison of Different Probabilistic Methods for Analyzing Stability of Underground Rock Excavations.* 21, 31.

- Idris, M. A., Saiang, D., & Nordlund, E. (2011). Probabilistic analysis of open stope stability using numerical modelling. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 3(3), 194. <https://doi.org/10.1504/IJMME.2011.043849>
- INYGE. (2011). <http://www.inyge.cl/html/gsi.html>
- Keaton, J. R. (2017). Angle of Internal Friction. En K. Thankappan, *Selective Neck Dissection for Oral Cancer* (pp. 1-2). Springer International Publishing. https://doi.org/10.1007/978-3-319-12127-7_16-1
- Kenton, W. (2020). *Monte Carlo Simulation*. Investopedia. <https://www.investopedia.com/terms/m/montecarlosimulation.asp>
- Labuz, J. F., & Zang, A. (2012). Mohr–Coulomb Failure Criterion. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 45(6), 975-979. <https://doi.org/10.1007/s00603-012-0281-7>
- Macciotta, R. (2018). Factor of Safety. En K. Thankappan, *Selective Neck Dissection for Oral Cancer* (pp. 1-1). Springer International Publishing. https://doi.org/10.1007/978-3-319-12127-7_121-1
- Marinos, V., Marinos, P., & Hoek, E. (2005). The geological strength index: Applications and limitations. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 64(1), 55-65. <https://doi.org/10.1007/s10064-004-0270-5>
- Mendenhall, W., Beaver, R. J., & Beaver, B. M. (2013). *Introduction to probability and statistics* (14th ed./Student edition). Brooks/Cole, Cengage Learning.
- Meneses, A. (2012). Corporación Universitaria del Meta- Simulación: Método Monte Carlo, Origen, Ventajas y desventajas. *Corporación Universitaria del Meta- Simulación*. <http://unimeta-simulacion-alejandra-meneses.blogspot.com/2012/08/metodo-origen-el-de-montecarlo-un-no.html>

- Morgan, L. A. (2012). 7. *Geophysical Characteristics of Volcanogenic Massive Sulfide Deposits*. 20.
- Nadim, F. (2007). Tools and Strategies for Dealing with Uncertainty in Geotechnics. En D. V. Griffiths & Gordon. A. Fenton (Eds.), *Probabilistic Methods in Geotechnical Engineering* (Vol. 491, pp. 71-95). Springer Vienna. https://doi.org/10.1007/978-3-211-73366-0_2
- Napoles Padron, E., González-Carbonell, R., & Olivares Diaz, E. (2015). *Una introducción al Análisis por Elementos Finitos: Aplicaciones y ejemplos*.
- Nikishkov, G. P. (2007). *Introduction to the Finite Element Method*. 45.
- Palisade. (2008). *What is Monte Carlo Simulation?* Monte Carlo Simulation: What Is It and How Does It Work? - Palisade. https://www.palisade.com/risk/monte_carlo_simulation.asp
- Pytel, W., & Świtoń, J. (2013). Assessment of the impact of geomechanical parameters variability on underground excavations stability using response surface method. *Studia Geotechnica et Mechanica*, 35(1), 183-194.
- Rocscience Inc. (2019). Rocscience Inc. <https://www.rocscience.com/software/rs2>
- Shi, C. P., Feng, X. T., & Jiang, Q. (2012). Calculation of Underground Tunnels' Safety Factor Based on the Strength Reduction Technique. *Advanced Materials Research*, 594-597, 1206-1209. <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMR.594-597.1206>
- Viswanadham, B. V. S. (2007). *Module 4: Lecture 5 on Stress-strain relationship and Shear strength of soils*. 32.
- Walpole, R. E. (2012). *Probabilidad y estadística para ingeniería y ciencias*. 9, 816.

8. Anexos

Anexo A

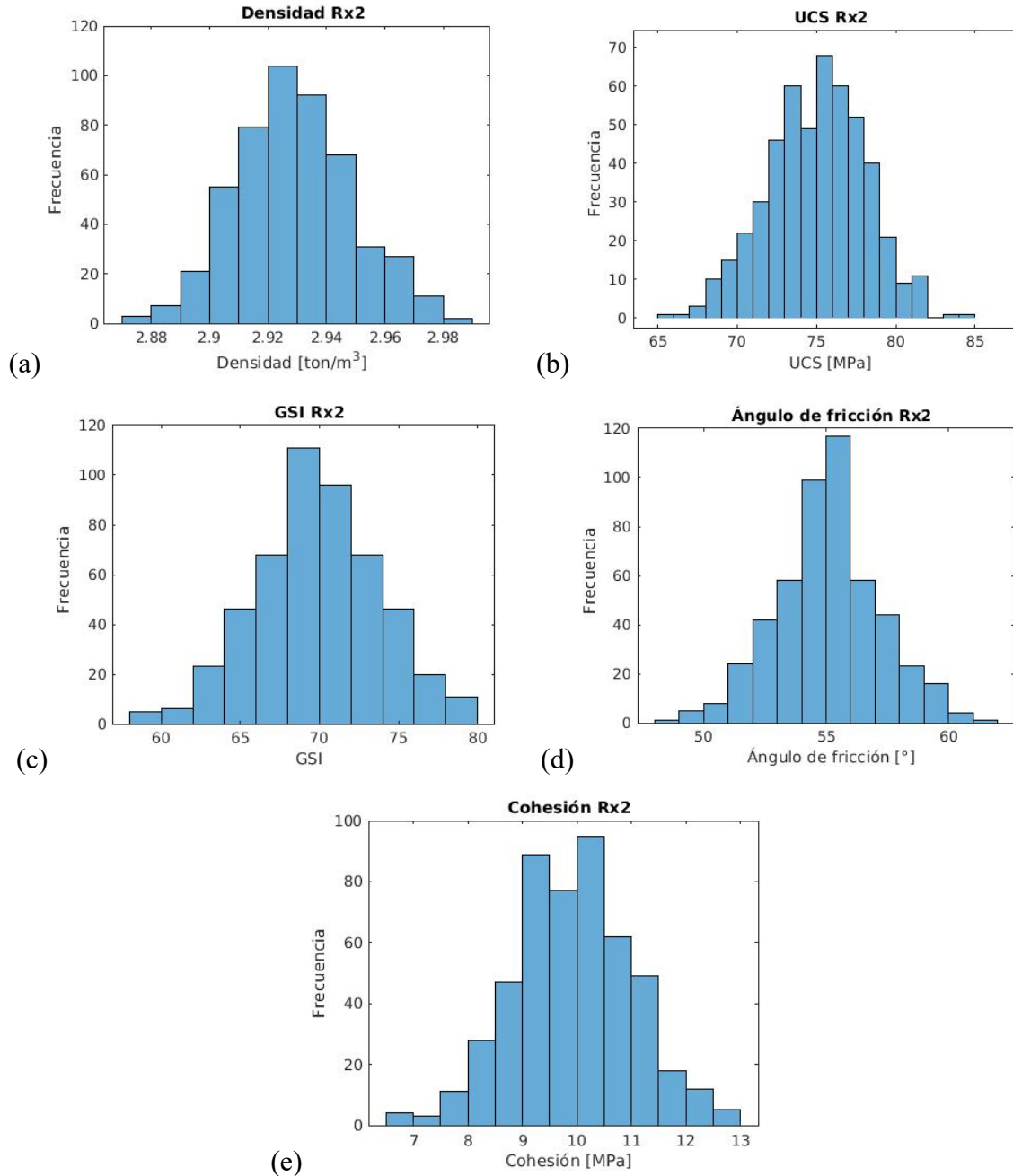


Figura 13: Distribuciones de datos de la litología 2. (a) Densidad. (b) UCS. (c) GSI. (d) Ángulo de fricción. (e) Cohesión.

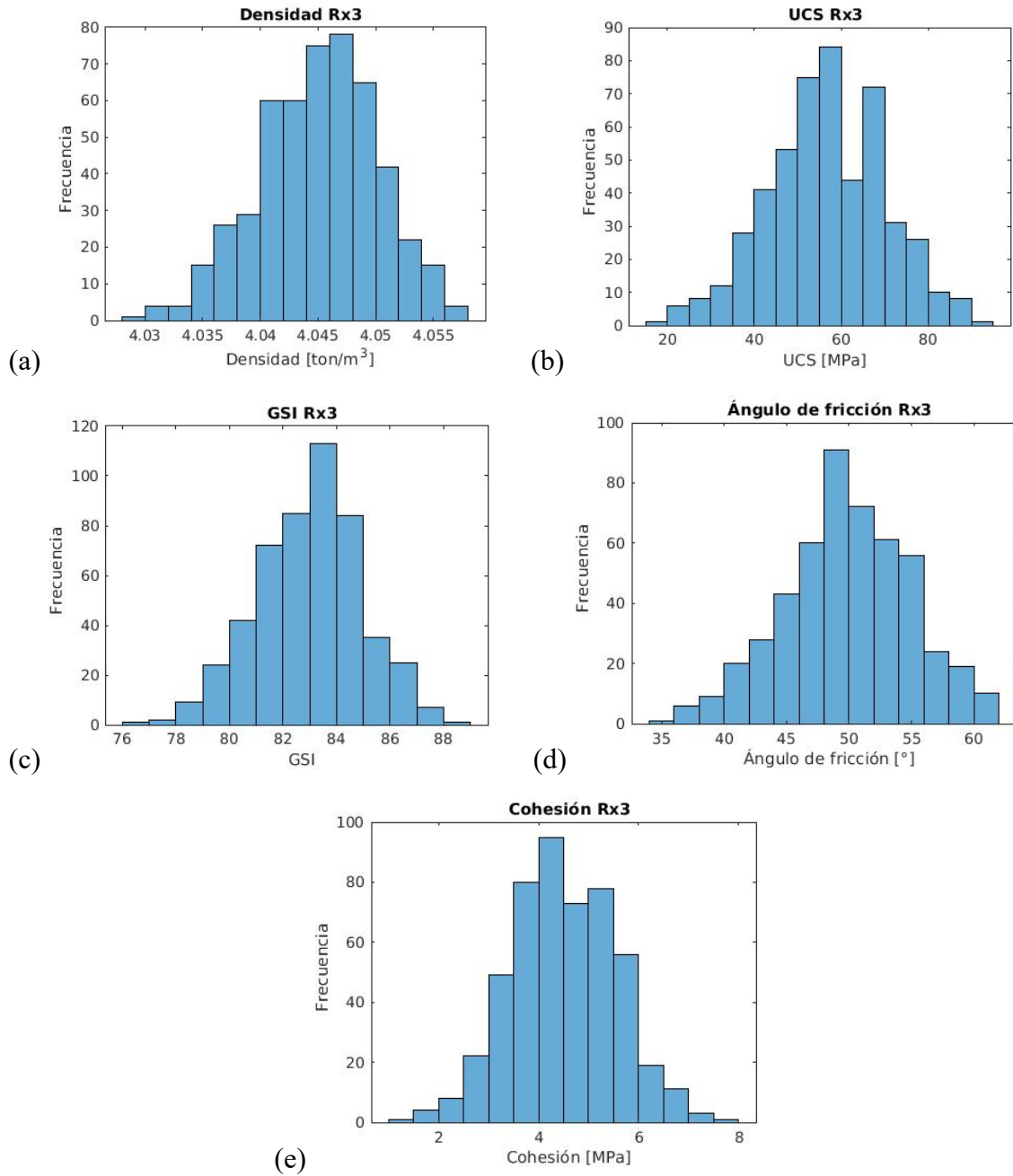


Figura 14: Distribuciones de datos de la litología 3. (a) Densidad. (b) UCS. (c) GSI. (d) Ángulo de fricción. (e) Cohesión.

Anexo B

Tabla 16: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de densidad a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	0,69	0,86	1,15	1,73	3,45	3,45	0,86	0,49	0,35	0,27
	$\bar{X}$	0,73	0,91	1,21	1,81	3,63	3,63	0,91	0,52	0,36	0,28
	$\bar{X} - \sigma$	0,76	0,95	1,27	1,91	3,82	3,82	0,95	0,55	0,38	0,29
400	$\bar{X} + \sigma$	0,35	0,43	0,58	0,86	1,73	1,73	0,43	0,25	0,17	0,13
	$\bar{X}$	0,36	0,45	0,60	0,91	1,81	1,81	0,45	0,26	0,18	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,38	0,48	0,64	0,95	1,91	1,91	0,48	0,27	0,19	0,15
600	$\bar{X} + \sigma$	0,23	0,29	0,38	0,58	1,15	1,15	0,29	0,16	0,12	0,09
	$\bar{X}$	0,24	0,30	0,40	0,60	1,21	1,21	0,30	0,17	0,12	0,09
	$\bar{X} - \sigma$	0,25	0,32	0,42	0,64	1,27	1,27	0,32	0,18	0,13	0,10
800	$\bar{X} + \sigma$	0,17	0,22	0,29	0,43	0,86	0,86	0,22	0,12	0,09	0,07
	$\bar{X}$	0,18	0,23	0,30	0,45	0,91	0,91	0,23	0,13	0,09	0,07
	$\bar{X} - \sigma$	0,19	0,24	0,32	0,48	0,95	0,95	0,24	0,14	0,10	0,07

Tabla 17: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de densidad a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	3,42	4,27	5,70	8,54	17,09	17,09	4,27	2,44	1,71	1,31
	$\bar{X}$	3,59	4,49	5,98	8,97	17,94	17,94	4,49	2,56	1,79	1,38
	$\bar{X} - \sigma$	3,78	4,72	6,30	9,44	18,89	18,89	4,72	2,70	1,89	1,45
400	$\bar{X} + \sigma$	1,71	2,14	2,85	4,27	8,54	8,54	2,14	1,22	0,85	0,66
	$\bar{X}$	1,79	2,24	2,99	4,49	8,97	8,97	2,24	1,28	0,90	0,69
	$\bar{X} - \sigma$	1,89	2,36	3,15	4,72	9,44	9,44	2,36	1,35	0,94	0,73
600	$\bar{X} + \sigma$	1,14	1,42	1,90	2,85	5,70	5,70	1,42	0,81	0,57	0,44
	$\bar{X}$	1,20	1,50	1,99	2,99	5,98	5,98	1,50	0,85	0,60	0,46
	$\bar{X} - \sigma$	1,26	1,57	2,10	3,15	6,30	6,30	1,57	0,90	0,63	0,48
800	$\bar{X} + \sigma$	0,85	1,07	1,42	2,14	4,27	4,27	1,07	0,61	0,43	0,33
	$\bar{X}$	0,90	1,12	1,50	2,24	4,49	4,49	1,12	0,64	0,45	0,35

	$\bar{X} - \sigma$	0,94	1,18	1,57	2,36	4,72	4,72	1,18	0,67	0,47	0,36
--	--------------------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------

Tabla 18: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de densidad a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	1,06	1,32	1,76	2,64	5,29	5,29	1,32	0,76	0,53	0,41
	$\bar{X}$	1,11	1,39	1,85	2,78	5,55	5,55	1,39	0,79	0,56	0,43
	$\bar{X} - \sigma$	1,17	1,46	1,95	2,92	5,85	5,85	1,46	0,84	0,58	0,45
400	$\bar{X} + \sigma$	0,53	0,66	0,88	1,32	2,64	2,64	0,66	0,38	0,26	0,20
	$\bar{X}$	0,56	0,69	0,93	1,39	2,78	2,78	0,69	0,40	0,28	0,21
	$\bar{X} - \sigma$	0,58	0,73	0,97	1,46	2,92	2,92	0,73	0,42	0,29	0,22
600	$\bar{X} + \sigma$	0,35	0,44	0,59	0,88	1,76	1,76	0,44	0,25	0,18	0,14
	$\bar{X}$	0,37	0,46	0,62	0,93	1,85	1,85	0,46	0,26	0,19	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,39	0,49	0,65	0,97	1,95	1,95	0,49	0,28	0,19	0,15
800	$\bar{X} + \sigma$	0,26	0,33	0,44	0,66	1,32	1,32	0,33	0,19	0,13	0,10
	$\bar{X}$	0,28	0,35	0,46	0,69	1,39	1,39	0,35	0,20	0,14	0,11
	$\bar{X} - \sigma$	0,29	0,37	0,49	0,73	1,46	1,46	0,37	0,21	0,15	0,11

Tabla 19: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr -Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de densidad a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	0,36	0,44	0,59	0,89	1,78	1,78	0,44	0,25	0,18	0,14
	$\bar{X}$	0,37	0,47	0,62	0,93	1,86	1,86	0,47	0,27	0,19	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,39	0,49	0,65	0,98	1,96	1,96	0,49	0,28	0,20	0,15
400	$\bar{X} + \sigma$	0,18	0,22	0,30	0,44	0,89	0,89	0,22	0,13	0,09	0,07
	$\bar{X}$	0,19	0,23	0,31	0,47	0,93	0,93	0,23	0,13	0,09	0,07
	$\bar{X} - \sigma$	0,20	0,25	0,33	0,49	0,98	0,98	0,25	0,14	0,10	0,08
600	$\bar{X} + \sigma$	0,12	0,15	0,20	0,30	0,59	0,59	0,15	0,08	0,06	0,05
	$\bar{X}$	0,12	0,16	0,21	0,31	0,62	0,62	0,16	0,09	0,06	0,05
	$\bar{X} - \sigma$	0,13	0,16	0,22	0,33	0,65	0,65	0,16	0,09	0,07	0,05
800	$\bar{X} + \sigma$	0,09	0,11	0,15	0,22	0,44	0,44	0,11	0,06	0,04	0,03
	$\bar{X}$	0,09	0,12	0,16	0,23	0,47	0,47	0,12	0,07	0,05	0,04
	$\bar{X} - \sigma$	0,10	0,12	0,16	0,25	0,49	0,49	0,12	0,07	0,05	0,04

Tabla 20: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de densidad a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	4,18	5,23	6,97	10,46	20,91	20,91	5,23	2,99	2,09	1,61
	$\bar{X}$	4,39	5,49	7,32	10,98	21,96	21,96	5,49	3,14	2,20	1,69
	$\bar{X} - \sigma$	4,62	5,78	7,71	11,56	23,12	23,12	5,78	3,30	2,31	1,78
400	$\bar{X} + \sigma$	2,09	2,61	3,49	5,23	10,46	10,46	2,61	1,49	1,05	0,80
	$\bar{X}$	2,20	2,75	3,66	5,49	10,98	10,98	2,75	1,57	1,10	0,84
	$\bar{X} - \sigma$	2,31	2,89	3,85	5,78	11,56	11,56	2,89	1,65	1,16	0,89
600	$\bar{X} + \sigma$	1,39	1,74	2,32	3,49	6,97	6,97	1,74	1,00	0,70	0,54
	$\bar{X}$	1,46	1,83	2,44	3,66	7,32	7,32	1,83	1,05	0,73	0,56
	$\bar{X} - \sigma$	1,54	1,93	2,57	3,85	7,71	7,71	1,93	1,10	0,77	0,59
800	$\bar{X} + \sigma$	1,05	1,31	1,74	2,61	5,23	5,23	1,31	0,75	0,52	0,40
	$\bar{X}$	1,10	1,37	1,83	2,75	5,49	5,49	1,37	0,78	0,55	0,42
	$\bar{X} - \sigma$	1,16	1,44	1,93	2,89	5,78	5,78	1,44	0,83	0,58	0,44

Tabla 21: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de densidad en el valor promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 3 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de densidad a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	1,18	1,48	1,97	2,96	5,92	5,92	1,48	0,85	0,59	0,46
	$\bar{X}$	1,24	1,55	2,07	3,11	6,21	6,21	1,55	0,89	0,62	0,48
	$\bar{X} - \sigma$	1,31	1,64	2,18	3,27	6,54	6,54	1,64	0,93	0,65	0,50
400	$\bar{X} + \sigma$	0,59	0,74	0,99	1,48	2,96	2,96	0,74	0,42	0,30	0,23
	$\bar{X}$	0,62	0,78	1,04	1,55	3,11	3,11	0,78	0,44	0,31	0,24
	$\bar{X} - \sigma$	0,65	0,82	1,09	1,64	3,27	3,27	0,82	0,47	0,33	0,25
600	$\bar{X} + \sigma$	0,39	0,49	0,66	0,99	1,97	1,97	0,49	0,28	0,20	0,15
	$\bar{X}$	0,41	0,52	0,69	1,04	2,07	2,07	0,52	0,30	0,21	0,16
	$\bar{X} - \sigma$	0,44	0,55	0,73	1,09	2,18	2,18	0,55	0,31	0,22	0,17
800	$\bar{X} + \sigma$	0,30	0,37	0,49	0,74	1,48	1,48	0,37	0,21	0,15	0,11
	$\bar{X}$	0,31	0,39	0,52	0,78	1,55	1,55	0,39	0,22	0,16	0,12
	$\bar{X} - \sigma$	0,33	0,41	0,55	0,82	1,64	1,64	0,41	0,23	0,16	0,13

Tabla 22: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de UCS promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de UCS a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	0,76	0,95	1,27	1,90	3,81	3,81	0,95	0,54	0,38	0,29
	$\bar{X}$	0,73	0,91	1,21	1,81	3,63	3,63	0,91	0,52	0,36	0,28
	$\bar{X} - \sigma$	0,69	0,86	1,15	1,72	3,45	3,45	0,86	0,49	0,34	0,27
400	$\bar{X} + \sigma$	0,38	0,48	0,63	0,95	1,90	1,90	0,48	0,27	0,19	0,15
	$\bar{X}$	0,36	0,45	0,60	0,91	1,81	1,81	0,45	0,26	0,18	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,34	0,43	0,57	0,86	1,72	1,72	0,43	0,25	0,17	0,13
600	$\bar{X} + \sigma$	0,25	0,32	0,42	0,63	1,27	1,27	0,32	0,18	0,13	0,10
	$\bar{X}$	0,24	0,30	0,40	0,60	1,21	1,21	0,30	0,17	0,12	0,09
	$\bar{X} - \sigma$	0,23	0,29	0,38	0,57	1,15	1,15	0,29	0,16	0,11	0,09
800	$\bar{X} + \sigma$	0,19	0,24	0,32	0,48	0,95	0,95	0,24	0,14	0,10	0,07
	$\bar{X}$	0,18	0,23	0,30	0,45	0,91	0,91	0,23	0,13	0,09	0,07
	$\bar{X} - \sigma$	0,17	0,22	0,29	0,43	0,86	0,86	0,22	0,12	0,09	0,07

Tabla 23: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de UCS promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de UCS a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	3,77	4,71	6,28	9,42	18,84	18,84	4,71	2,69	1,88	1,45
	$\bar{X}$	3,59	4,49	5,98	8,97	17,94	17,94	4,49	2,56	1,79	1,38
	$\bar{X} - \sigma$	3,41	4,26	5,68	8,52	17,04	17,04	4,26	2,43	1,70	1,31
400	$\bar{X} + \sigma$	1,88	2,35	3,14	4,71	9,42	9,42	2,35	1,35	0,94	0,72
	$\bar{X}$	1,79	2,24	2,99	4,49	8,97	8,97	2,24	1,28	0,90	0,69
	$\bar{X} - \sigma$	1,70	2,13	2,84	4,26	8,52	8,52	2,13	1,22	0,85	0,66
600	$\bar{X} + \sigma$	1,26	1,57	2,09	3,14	6,28	6,28	1,57	0,90	0,63	0,48
	$\bar{X}$	1,20	1,50	1,99	2,99	5,98	5,98	1,50	0,85	0,60	0,46
	$\bar{X} - \sigma$	1,14	1,42	1,89	2,84	5,68	5,68	1,42	0,81	0,57	0,44
800	$\bar{X} + \sigma$	0,94	1,18	1,57	2,35	4,71	4,71	1,18	0,67	0,47	0,36
	$\bar{X}$	0,90	1,12	1,50	2,24	4,49	4,49	1,12	0,64	0,45	0,35
	$\bar{X} - \sigma$	0,85	1,07	1,42	2,13	4,26	4,26	1,07	0,61	0,43	0,33

Tabla 24: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de UCS promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de UCS a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	1,17	1,46	1,94	2,92	5,83	5,83	1,46	0,83	0,58	0,45
	$\bar{X}$	1,11	1,39	1,85	2,78	5,55	5,55	1,39	0,79	0,56	0,43
	$\bar{X} - \sigma$	1,06	1,32	1,76	2,64	5,28	5,28	1,32	0,75	0,53	0,41
400	$\bar{X} + \sigma$	0,58	0,73	0,97	1,46	2,92	2,92	0,73	0,42	0,29	0,22
	$\bar{X}$	0,56	0,69	0,93	1,39	2,78	2,78	0,69	0,40	0,28	0,21
	$\bar{X} - \sigma$	0,53	0,66	0,88	1,32	2,64	2,64	0,66	0,38	0,26	0,20
600	$\bar{X} + \sigma$	0,39	0,49	0,65	0,97	1,94	1,94	0,49	0,28	0,19	0,15
	$\bar{X}$	0,37	0,46	0,62	0,93	1,85	1,85	0,46	0,26	0,19	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,35	0,44	0,59	0,88	1,76	1,76	0,44	0,25	0,18	0,14
800	$\bar{X} + \sigma$	0,29	0,36	0,49	0,73	1,46	1,46	0,36	0,21	0,15	0,11
	$\bar{X}$	0,28	0,35	0,46	0,69	1,39	1,39	0,35	0,20	0,14	0,11
	$\bar{X} - \sigma$	0,26	0,33	0,44	0,66	1,32	1,32	0,33	0,19	0,13	0,10

Tabla 25: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de GSI promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de GSI a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	0,86	1,07	1,43	2,14	4,29	4,29	1,07	0,61	0,43	0,33
	$\bar{X}$	0,73	0,91	1,21	1,81	3,63	3,63	0,91	0,52	0,36	0,28
	$\bar{X} - \sigma$	0,61	0,77	1,02	1,53	3,06	3,06	0,77	0,44	0,31	0,24
400	$\bar{X} + \sigma$	0,43	0,54	0,71	1,07	2,14	2,14	0,54	0,31	0,21	0,16
	$\bar{X}$	0,36	0,45	0,60	0,91	1,81	1,81	0,45	0,26	0,18	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,31	0,38	0,51	0,77	1,53	1,53	0,38	0,22	0,15	0,12
600	$\bar{X} + \sigma$	0,29	0,36	0,48	0,71	1,43	1,43	0,36	0,20	0,14	0,11
	$\bar{X}$	0,24	0,30	0,40	0,60	1,21	1,21	0,30	0,17	0,12	0,09
	$\bar{X} - \sigma$	0,20	0,26	0,34	0,51	1,02	1,02	0,26	0,15	0,10	0,08
800	$\bar{X} + \sigma$	0,21	0,27	0,36	0,54	1,07	1,07	0,27	0,15	0,11	0,08
	$\bar{X}$	0,18	0,23	0,30	0,45	0,91	0,91	0,23	0,13	0,09	0,07
	$\bar{X} - \sigma$	0,15	0,19	0,26	0,38	0,77	0,77	0,19	0,11	0,08	0,06

Tabla 26: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de GSI promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de GSI a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	4,36	5,45	7,27	10,91	21,82	21,82	5,45	3,12	2,18	1,68
	$\bar{X}$	3,59	4,49	5,98	8,97	17,94	17,94	4,49	2,56	1,79	1,38
	$\bar{X} - \sigma$	2,95	3,69	4,91	7,37	14,74	14,74	3,69	2,11	1,47	1,13
400	$\bar{X} + \sigma$	2,18	2,73	3,64	5,45	10,91	10,91	2,73	1,56	1,09	0,84
	$\bar{X}$	1,79	2,24	2,99	4,49	8,97	8,97	2,24	1,28	0,90	0,69
	$\bar{X} - \sigma$	1,47	1,84	2,46	3,69	7,37	7,37	1,84	1,05	0,74	0,57
600	$\bar{X} + \sigma$	1,45	1,82	2,42	3,64	7,27	7,27	1,82	1,04	0,73	0,56
	$\bar{X}$	1,20	1,50	1,99	2,99	5,98	5,98	1,50	0,85	0,60	0,46
	$\bar{X} - \sigma$	0,98	1,23	1,64	2,46	4,91	4,91	1,23	0,70	0,49	0,38
800	$\bar{X} + \sigma$	1,09	1,36	1,82	2,73	5,45	5,45	1,36	0,78	0,55	0,42
	$\bar{X}$	0,90	1,12	1,50	2,24	4,49	4,49	1,12	0,64	0,45	0,35
	$\bar{X} - \sigma$	0,74	0,92	1,23	1,84	3,69	3,69	0,92	0,53	0,37	0,28

Tabla 27: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de GSI promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 3 con el criterio de falla de Hoek & Brown a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de GSI a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	1,40	1,75	2,33	3,50	7,00	7,00	1,75	1,00	0,70	0,54
	$\bar{X}$	1,11	1,39	1,85	2,78	5,55	5,55	1,39	0,79	0,56	0,43
	$\bar{X} - \sigma$	0,88	1,10	1,47	2,20	4,41	4,41	1,10	0,63	0,44	0,34
400	$\bar{X} + \sigma$	0,70	0,87	1,17	1,75	3,50	3,50	0,87	0,50	0,35	0,27
	$\bar{X}$	0,56	0,69	0,93	1,39	2,78	2,78	0,69	0,40	0,28	0,21
	$\bar{X} - \sigma$	0,44	0,55	0,73	1,10	2,20	2,20	0,55	0,31	0,22	0,17
600	$\bar{X} + \sigma$	0,47	0,58	0,78	1,17	2,33	2,33	0,58	0,33	0,23	0,18
	$\bar{X}$	0,37	0,46	0,62	0,93	1,85	1,85	0,46	0,26	0,19	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,29	0,37	0,49	0,73	1,47	1,47	0,37	0,21	0,15	0,11
800	$\bar{X} + \sigma$	0,35	0,44	0,58	0,87	1,75	1,75	0,44	0,25	0,17	0,13
	$\bar{X}$	0,28	0,35	0,46	0,69	1,39	1,39	0,35	0,20	0,14	0,11
	$\bar{X} - \sigma$	0,22	0,28	0,37	0,55	1,10	1,10	0,28	0,16	0,11	0,08

Tabla 28: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de ángulo de fricción promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de ϕ a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	0,38	0,48	0,64	0,96	1,92	1,92	0,48	0,27	0,19	0,15
	$\bar{X}$	0,37	0,47	0,62	0,93	1,86	1,86	0,47	0,27	0,19	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,36	0,45	0,60	0,91	1,81	1,81	0,45	0,26	0,18	0,14
400	$\bar{X} + \sigma$	0,19	0,24	0,32	0,48	0,96	0,96	0,24	0,14	0,10	0,07
	$\bar{X}$	0,19	0,23	0,31	0,47	0,93	0,93	0,23	0,13	0,09	0,07
	$\bar{X} - \sigma$	0,18	0,23	0,30	0,45	0,91	0,91	0,23	0,13	0,09	0,07
600	$\bar{X} + \sigma$	0,13	0,16	0,21	0,32	0,64	0,64	0,16	0,09	0,06	0,05
	$\bar{X}$	0,12	0,16	0,21	0,31	0,62	0,62	0,16	0,09	0,06	0,05
	$\bar{X} - \sigma$	0,12	0,15	0,20	0,30	0,60	0,60	0,15	0,09	0,06	0,05
800	$\bar{X} + \sigma$	0,10	0,12	0,16	0,24	0,48	0,48	0,12	0,07	0,05	0,04
	$\bar{X}$	0,09	0,12	0,16	0,23	0,47	0,47	0,12	0,07	0,05	0,04
	$\bar{X} - \sigma$	0,09	0,11	0,15	0,23	0,45	0,45	0,11	0,06	0,05	0,03

Tabla 29: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de ángulo de fricción promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de ϕ a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	4,79	5,99	7,99	11,98	23,96	23,96	5,99	3,42	2,40	1,84
	$\bar{X}$	4,39	5,49	7,32	10,98	21,96	21,96	5,49	3,14	2,20	1,69
	$\bar{X} - \sigma$	4,05	5,06	6,75	10,12	20,25	20,25	5,06	2,89	2,02	1,56
400	$\bar{X} + \sigma$	2,40	2,99	3,99	5,99	11,98	11,98	2,99	1,71	1,20	0,92
	$\bar{X}$	2,20	2,75	3,66	5,49	10,98	10,98	2,75	1,57	1,10	0,84
	$\bar{X} - \sigma$	2,02	2,53	3,37	5,06	10,12	10,12	2,53	1,45	1,01	0,78
600	$\bar{X} + \sigma$	1,60	2,00	2,66	3,99	7,99	7,99	2,00	1,14	0,80	0,61
	$\bar{X}$	1,46	1,83	2,44	3,66	7,32	7,32	1,83	1,05	0,73	0,56
	$\bar{X} - \sigma$	1,35	1,69	2,25	3,37	6,75	6,75	1,69	0,96	0,67	0,52
800	$\bar{X} + \sigma$	1,20	1,50	2,00	2,99	5,99	5,99	1,50	0,86	0,60	0,46
	$\bar{X}$	1,10	1,37	1,83	2,75	5,49	5,49	1,37	0,78	0,55	0,42
	$\bar{X} - \sigma$	1,01	1,27	1,69	2,53	5,06	5,06	1,27	0,72	0,51	0,39

Tabla 30: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de ángulo de fricción promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 3 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de ϕ a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	1,33	1,66	2,22	3,33	6,66	6,66	1,66	0,95	0,67	0,51
	$\bar{X}$	1,24	1,55	2,07	3,11	6,21	6,21	1,55	0,89	0,62	0,48
	$\bar{X} - \sigma$	1,16	1,45	1,94	2,91	5,82	5,82	1,45	0,83	0,58	0,45
400	$\bar{X} + \sigma$	0,67	0,83	1,11	1,66	3,33	3,33	0,83	0,48	0,33	0,26
	$\bar{X}$	0,62	0,78	1,04	1,55	3,11	3,11	0,78	0,44	0,31	0,24
	$\bar{X} - \sigma$	0,58	0,73	0,97	1,45	2,91	2,91	0,73	0,42	0,29	0,22
600	$\bar{X} + \sigma$	0,44	0,55	0,74	1,11	2,22	2,22	0,55	0,32	0,22	0,17
	$\bar{X}$	0,41	0,52	0,69	1,04	2,07	2,07	0,52	0,30	0,21	0,16
	$\bar{X} - \sigma$	0,39	0,48	0,65	0,97	1,94	1,94	0,48	0,28	0,19	0,15
800	$\bar{X} + \sigma$	0,33	0,42	0,55	0,83	1,66	1,66	0,42	0,24	0,17	0,13
	$\bar{X}$	0,31	0,39	0,52	0,78	1,55	1,55	0,39	0,22	0,16	0,12
	$\bar{X} - \sigma$	0,29	0,36	0,48	0,73	1,45	1,45	0,36	0,21	0,15	0,11

Tabla 31: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de cohesión promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de c a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	0,39	0,49	0,65	0,98	1,96	1,96	0,49	0,28	0,20	0,15
	$\bar{X}$	0,37	0,47	0,62	0,93	1,86	1,86	0,47	0,27	0,19	0,14
	$\bar{X} - \sigma$	0,35	0,44	0,59	0,89	1,77	1,77	0,44	0,25	0,18	0,14
400	$\bar{X} + \sigma$	0,20	0,24	0,33	0,49	0,98	0,98	0,24	0,14	0,10	0,08
	$\bar{X}$	0,19	0,23	0,31	0,47	0,93	0,93	0,23	0,13	0,09	0,07
	$\bar{X} - \sigma$	0,18	0,22	0,30	0,44	0,89	0,89	0,22	0,13	0,09	0,07
600	$\bar{X} + \sigma$	0,13	0,16	0,22	0,33	0,65	0,65	0,16	0,09	0,07	0,05
	$\bar{X}$	0,12	0,16	0,21	0,31	0,62	0,62	0,16	0,09	0,06	0,05
	$\bar{X} - \sigma$	0,12	0,15	0,20	0,30	0,59	0,59	0,15	0,08	0,06	0,05
800	$\bar{X} + \sigma$	0,10	0,12	0,16	0,24	0,49	0,49	0,12	0,07	0,05	0,04
	$\bar{X}$	0,09	0,12	0,16	0,23	0,47	0,47	0,12	0,07	0,05	0,04
	$\bar{X} - \sigma$	0,09	0,11	0,15	0,22	0,44	0,44	0,11	0,06	0,04	0,03

Tabla 32: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de cohesión promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 2 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de c a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	4,61	5,76	7,69	11,53	23,06	23,06	5,76	3,29	2,31	1,77
	$\bar{X}$	4,39	5,49	7,32	10,98	21,96	21,96	5,49	3,14	2,20	1,69
	$\bar{X} - \sigma$	4,17	5,22	6,95	10,43	20,86	20,86	5,22	2,98	2,09	1,60
400	$\bar{X} + \sigma$	2,31	2,88	3,84	5,76	11,53	11,53	2,88	1,65	1,15	0,89
	$\bar{X}$	2,20	2,75	3,66	5,49	10,98	10,98	2,75	1,57	1,10	0,84
	$\bar{X} - \sigma$	2,09	2,61	3,48	5,22	10,43	10,43	2,61	1,49	1,04	0,80
600	$\bar{X} + \sigma$	1,54	1,92	2,56	3,84	7,69	7,69	1,92	1,10	0,77	0,59
	$\bar{X}$	1,46	1,83	2,44	3,66	7,32	7,32	1,83	1,05	0,73	0,56
	$\bar{X} - \sigma$	1,39	1,74	2,32	3,48	6,95	6,95	1,74	0,99	0,70	0,53
800	$\bar{X} + \sigma$	1,15	1,44	1,92	2,88	5,76	5,76	1,44	0,82	0,58	0,44
	$\bar{X}$	1,10	1,37	1,83	2,75	5,49	5,49	1,37	0,78	0,55	0,42
	$\bar{X} - \sigma$	1,04	1,30	1,74	2,61	5,22	5,22	1,30	0,75	0,52	0,40

Tabla 33: Valores de FS en pared y techo al evaluar los valores de cohesión promedio y a +/- una desviación estándar del promedio de la litología 3 con el criterio de falla de Mohr - Coulomb a 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5.

Profundidad	Valor de c a evaluar	FS - Factor K									
		Pared					Techo				
		0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	$\bar{X} + \sigma$	1,30	1,63	2,17	3,26	6,52	6,52	1,63	0,93	0,65	0,50
	$\bar{X}$	1,24	1,55	2,07	3,11	6,21	6,21	1,55	0,89	0,62	0,48
	$\bar{X} - \sigma$	1,18	1,48	1,97	2,95	5,90	5,90	1,48	0,84	0,59	0,45
400	$\bar{X} + \sigma$	0,65	0,82	1,09	1,63	3,26	3,26	0,82	0,47	0,33	0,25
	$\bar{X}$	0,62	0,78	1,04	1,55	3,11	3,11	0,78	0,44	0,31	0,24
	$\bar{X} - \sigma$	0,59	0,74	0,98	1,48	2,95	2,95	0,74	0,42	0,30	0,23
600	$\bar{X} + \sigma$	0,43	0,54	0,72	1,09	2,17	2,17	0,54	0,31	0,22	0,17
	$\bar{X}$	0,41	0,52	0,69	1,04	2,07	2,07	0,52	0,30	0,21	0,16
	$\bar{X} - \sigma$	0,39	0,49	0,66	0,98	1,97	1,97	0,49	0,28	0,20	0,15
800	$\bar{X} + \sigma$	0,33	0,41	0,54	0,82	1,63	1,63	0,41	0,23	0,16	0,13
	$\bar{X}$	0,31	0,39	0,52	0,78	1,55	1,55	0,39	0,22	0,16	0,12
	$\bar{X} - \sigma$	0,30	0,37	0,49	0,74	1,48	1,48	0,37	0,21	0,15	0,11

Anexo C

Código generado en Visual Basic para determinar el factor de seguridad en techo y pared según el criterio de falla Hoek & Brown con el método Monte Carlo.

```
“Sub ciclos()
```

```
Dim i As Long, c As Long
```

```
Dim DSP1 As Double
```

```
Dim FSP2 As Double
```

```
Dim FSP3 As Double
```

```
Dim FSP4 As Double
```

```
Dim FSP5 As Double
```

```
Dim FST1 As Double
```

```
Dim FST2 As Double
```

```
Dim FST3 As Double
```

```
Dim FST4 As Double
```

```
Dim FST1 As Double
```

```
c = Val(InputBox("Iteraciones", , 1000))
```

```
Columns("P:P").Clear
```

```
Columns("Q:Q").Clear
```

```
Columns("R:R").Clear
```

```
Columns("S:S").Clear
```

```
Columns("T:T").Clear
```

```
Columns("U:U").Clear
```

```
Columns("V:V").Clear
```

```
Columns("W:W").Clear
```

```
Cnlumns("X:X").Clear
```

```
Columns("Y:Y").Clear
```

```
Range("A1").Select
```

```
For i = 1 To c
```

```
    FSP1 = Range("L4")
```

```
    FSP2 = Range("L5")
```

```
    FSP3 = Range("L6")
```

```

FSP4 = Range("L7")
FSP5 = Range("L8")
FST1 = $Range("M4")
FST2 = Range("M5")
FST3 = Range("M6b")
FST4 = Range("M7")
FST5 = Range("M8#")
Range("C19") = i
Cells(i, "P") = FSP1
Cells(i, "Q") = FSP2
Cells(i, "R") = FSP3
Cells(i, "S") = FSP4
Cells(i, "T") = FSP5
Cells(i, "U") = FST1
Cells(i, "V") = FST2
Cells(i, "W") = FST3
Cells(i, "X") = FST4
Cells(i, "Y") = FST5

```

Next i

End Sub”

Código generado en Visual Basic para determinar el factor de seguridad en techo y pared según el criterio de falla Mohr - Coulomb con el método Monte Carlo.

“Sub ciclos()

Dim i As Long, c As Long

Dim FSP1 As Double

Dim FSP2 As Double

Dim FSP3 As Double

Dim FSP4 As Double

Dim FSP5 As Double

Dim FST1 As Double

Dim FST2 As Double

Dim FST3 As Double

```

Dim FST4 As Double
Dim FST5 As Double
c = Val(InputBox("Iteraciones", , 1000))
Columns("P:P").Clear
Columns("Q:Q").Clear
Columns("R:R").Clear
Columns("S:S").Clear
Columns("T:T").Clear
Columns("U:U").Clear
Columns("V:V").Clear
Columns("W:W").Clear
Columns("X:X").Clear
Columns("Y:Y").Clear
Range("A1").Select
For i = 1 To c
    FSP1 = Range("J4")
    FSP2 = Range("J5")
    FSP3 = Range("J6")
    FSP4 = Range("J7")
    FSP5 = Range("J8")
    FST1 = Range("K4")
    FST2 = Range("K5")
    FST3 = Range("K6")
    FST4 = Range("K7")
    FST5 = Range("K8")
    Range("C19") = i
    Cells(i, "P") = FSP1
    Cells(i, "Q") = FSP2
    Cells(i, "R") = FSP3
    Cells(i, "S") = FSP4
    Cells(i, "T") = FSP5
    Cells(i, "U") = FST1

```

```
Cells(i, "V") = FST2  
Cells(i, "W") = FST3  
Cells(i, "X") = FST4  
Cells(i, "Y") = FST5  
Next i  
End Sub
```

Anexo D

Tabla 34: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 1 con el criterio de falla de Hoek & Brown para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estandar con Monte Carlo.

Litología 1		FS - Pared					FS - Techo				
Profundidad	Factor K	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	Determinístico	0,72	0,91	1,21	1,81	3,62	3,62	0,91	0,52	0,36	0,28
	Promedio	0,78	0,97	1,29	1,94	3,88	3,88	0,97	0,55	0,39	0,30
	Desviación	0,33	0,41	0,55	0,82	1,65	1,65	0,41	0,24	0,16	0,13
	Mínimo	0,17	0,22	0,29	0,44	0,87	0,87	0,22	0,12	0,09	0,07
	1er cuartil	0,54	0,67	0,90	1,35	2,69	2,69	0,67	0,38	0,27	0,21
	Mediana	0,72	0,90	1,20	1,80	3,60	3,60	0,90	0,51	0,36	0,28
	3er cuartil	0,96	1,20	1,60	2,40	4,80	4,80	1,20	0,69	0,48	0,37
	Máximo	2,38	2,98	3,97	5,95	11,91	11,91	2,98	1,70	1,19	0,92
400	Determinístico	0,36	0,45	0,60	0,91	1,81	1,81	0,45	0,26	0,18	0,14
	Promedio	0,39	0,49	0,65	0,97	1,95	1,95	0,49	0,28	0,19	0,15
	Desviación	0,17	0,21	0,28	0,42	0,84	0,84	0,21	0,12	0,08	0,06
	Mínimo	0,07	0,09	0,12	0,18	0,37	0,37	0,09	0,05	0,04	0,03
	1er cuartil	0,27	0,34	0,45	0,68	1,36	1,36	0,34	0,19	0,14	0,10
	Mediana	0,36	0,45	0,60	0,90	1,80	1,80	0,45	0,26	0,18	0,14
	3er cuartil	0,48	0,60	0,80	1,19	2,39	2,39	0,60	0,34	0,24	0,18
	Máximo	1,36	1,70	2,27	3,40	6,80	6,80	1,70	0,97	0,68	0,52
600	Determinístico	0,24	0,30	0,40	0,60	1,21	1,21	0,30	0,17	0,12	0,09
	Promedio	0,25	0,32	0,42	0,63	1,27	1,27	0,32	0,18	0,13	0,10
	Desviación	0,11	0,14	0,18	0,27	0,54	0,54	0,14	0,08	0,05	0,04
	Mínimo	0,05	0,06	0,08	0,12	0,23	0,23	0,06	0,03	0,02	0,02
	1er cuartil	0,18	0,22	0,30	0,45	0,89	0,89	0,22	0,13	0,09	0,07
	Mediana	0,24	0,29	0,39	0,59	1,18	1,18	0,29	0,17	0,12	0,09
	3er cuartil	0,31	0,38	0,51	0,76	1,53	1,53	0,38	0,22	0,15	0,12
	Máximo	1,15	1,44	1,92	2,89	5,77	5,77	1,44	0,82	0,58	0,44
800	Determinístico	0,18	0,23	0,30	0,45	0,91	0,91	0,23	0,13	0,09	0,07
	Promedio	0,19	0,24	0,32	0,49	0,97	0,97	0,24	0,14	0,10	0,07
	Desviación	0,08	0,10	0,14	0,21	0,42	0,42	0,10	0,06	0,04	0,03
	Mínimo	0,02	0,02	0,03	0,05	0,09	0,09	0,02	0,01	0,01	0,01
	1er cuartil	0,13	0,17	0,22	0,34	0,67	0,67	0,17	0,10	0,07	0,05
	Mediana	0,18	0,22	0,30	0,45	0,89	0,89	0,22	0,13	0,09	0,07
	3er cuartil	0,24	0,30	0,40	0,59	1,19	1,19	0,30	0,17	0,12	0,09
	Máximo	0,60	0,75	1,01	1,51	3,02	3,02	0,75	0,43	0,30	0,23

Tabla 35: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 2 con el criterio de falla de Hoek & Brown para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estandar con Monte Carlo.

Litología 2		FS - Pared					FS - Techo				
Profundidad	Factor K	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	Determinístico	3,59	4,49	5,98	8,97	17,94	17,94	4,49	2,56	1,79	1,38
	Promedio	3,66	4,57	6,10	9,15	18,29	18,29	4,57	2,61	1,83	1,41
	Desviación	0,87	1,08	1,45	2,17	4,34	4,34	1,08	0,62	0,43	0,33
	Mínimo	1,53	1,91	2,55	3,82	7,65	7,65	1,91	1,09	0,76	0,59
	1er cuartil	3,02	3,77	5,03	7,54	15,09	15,09	3,77	2,16	1,51	1,16

	Mediana	3,55	4,44	5,92	8,88	17,76	17,76	4,44	2,54	1,78	1,37
	3er cuartil	4,19	5,24	6,99	10,48	20,96	20,96	5,24	2,99	2,10	1,61
	Máximo	7,87	9,84	13,12	19,69	39,37	39,37	9,84	5,62	3,94	3,03
400	Determinístico	1,79	2,24	2,99	4,49	8,97	8,97	2,24	1,28	0,90	0,69
	Promedio	1,85	2,31	3,09	4,63	9,26	9,26	2,31	1,32	0,93	0,71
	Desviación	0,45	0,56	0,75	1,13	2,25	2,25	0,56	0,32	0,23	0,17
	Mínimo	0,86	1,07	1,43	2,15	4,29	4,29	1,07	0,61	0,43	0,33
	1er cuartil	1,54	1,92	2,56	3,85	7,69	7,69	1,92	1,10	0,77	0,59
	Mediana	1,81	2,26	3,02	4,52	9,05	9,05	2,26	1,29	0,90	0,70
	3er cuartil	2,09	2,62	3,49	5,24	10,47	10,47	2,62	1,50	1,05	0,81
	Máximo	4,55	5,69	7,59	11,38	22,76	22,76	5,69	3,25	2,28	1,75
600	Determinístico	1,20	1,50	1,99	2,99	5,98	5,98	1,50	0,85	0,60	0,46
	Promedio	1,24	1,54	2,06	3,09	6,18	6,18	1,54	0,88	0,62	0,48
	Desviación	0,30	0,37	0,50	0,75	1,49	1,49	0,37	0,21	0,15	0,11
	Mínimo	0,55	0,69	0,92	1,38	2,76	2,76	0,69	0,39	0,28	0,21
	1er cuartil	1,03	1,28	1,71	2,57	5,13	5,13	1,28	0,73	0,51	0,39
	Mediana	1,20	1,51	2,01	3,01	6,02	6,02	1,51	0,86	0,60	0,46
	3er cuartil	1,40	1,75	2,34	3,51	7,01	7,01	1,75	1,00	0,70	0,54
	Máximo	2,44	3,05	4,07	6,11	12,21	12,21	3,05	1,74	1,22	0,94
800	Determinístico	0,90	1,12	1,50	2,24	4,49	4,49	1,12	0,64	0,45	0,35
	Promedio	0,92	1,15	1,53	2,30	4,60	4,60	1,15	0,66	0,46	0,35
	Desviación	0,22	0,28	0,37	0,55	1,11	1,11	0,28	0,16	0,11	0,09
	Mínimo	0,40	0,50	0,67	1,01	2,02	2,02	0,50	0,29	0,20	0,16
	1er cuartil	0,77	0,96	1,28	1,91	3,83	3,83	0,96	0,55	0,38	0,29
	Mediana	0,90	1,12	1,50	2,25	4,49	4,49	1,12	0,64	0,45	0,35
	3er cuartil	1,04	1,31	1,74	2,61	5,22	5,22	1,31	0,75	0,52	0,40
	Máximo	1,90	2,38	3,17	4,76	9,52	9,52	2,38	1,36	0,95	0,73

Tabla 36: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del tunel de la litología 3 con el criterio de falla de Hoek & Brown para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estandar con Monte Carlo.

Litología 3		FS - Pared					FS - Techo				
Profundidad	Factor K	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	Determinístico	1,11	1,39	1,85	2,78	5,56	5,56	1,39	0,79	0,56	0,43
	Promedio	1,11	1,39	1,85	2,78	5,55	5,55	1,39	0,79	0,56	0,43
	Desviación	0,29	0,37	0,49	0,73	1,46	1,46	0,37	0,21	0,15	0,11
	Mínimo	0,05	0,06	0,08	0,12	0,24	0,24	0,06	0,03	0,02	0,02
	1er cuartil	0,92	1,14	1,53	2,29	4,58	4,58	1,14	0,65	0,46	0,35
	Mediana	1,11	1,38	1,84	2,77	5,53	5,53	1,38	0,79	0,55	0,43
	3er cuartil	1,29	1,61	2,15	3,22	6,44	6,44	1,61	0,92	0,64	0,50
	Máximo	2,15	2,69	3,59	5,38	10,76	10,76	2,69	1,54	1,08	0,83
400	Determinístico	0,56	0,70	0,93	1,39	2,78	2,78	0,70	0,40	0,28	0,21
	Promedio	0,56	0,70	0,93	1,40	2,80	2,80	0,70	0,40	0,28	0,22
	Desviación	0,15	0,18	0,25	0,37	0,74	0,74	0,18	0,11	0,07	0,06
	Mínimo	0,09	0,11	0,14	0,22	0,43	0,43	0,11	0,06	0,04	0,03
	1er cuartil	0,46	0,57	0,77	1,15	2,30	2,30	0,57	0,33	0,23	0,18
	Mediana	0,55	0,69	0,92	1,38	2,75	2,75	0,69	0,39	0,28	0,21
	3er cuartil	0,66	0,82	1,10	1,64	3,29	3,29	0,82	0,47	0,33	0,25
	Máximo	1,13	1,42	1,89	2,83	5,66	5,66	1,42	0,81	0,57	0,44
600	Determinístico	0,37	0,46	0,62	0,93	1,85	1,85	0,46	0,26	0,19	0,14
	Promedio	0,37	0,46	0,62	0,93	1,86	1,86	0,46	0,27	0,19	0,14
	Desviación	0,09	0,12	0,16	0,24	0,47	0,47	0,12	0,07	0,05	0,04

	Mínimo	0,10	0,13	0,17	0,26	0,51	0,51	0,13	0,07	0,05	0,04
	1er cuartil	0,31	0,38	0,51	0,77	1,53	1,53	0,38	0,22	0,15	0,12
	Mediana	0,37	0,46	0,61	0,92	1,84	1,84	0,46	0,26	0,18	0,14
	3er cuartil	0,43	0,54	0,72	1,09	2,17	2,17	0,54	0,31	0,22	0,17
	Máximo	0,74	0,93	1,24	1,86	3,71	3,71	0,93	0,53	0,37	0,29
800	Determinístico	0,28	0,35	0,46	0,70	1,39	1,39	0,35	0,20	0,14	0,11
	Promedio	0,28	0,35	0,46	0,70	1,39	1,39	0,35	0,20	0,14	0,11
	Desviación	0,07	0,09	0,12	0,18	0,36	0,36	0,09	0,05	0,04	0,03
	Mínimo	0,07	0,09	0,12	0,19	0,37	0,37	0,09	0,05	0,04	0,03
	1er cuartil	0,23	0,28	0,38	0,57	1,13	1,13	0,28	0,16	0,11	0,09
	Mediana	0,27	0,34	0,46	0,69	1,37	1,37	0,34	0,20	0,14	0,11
	3er cuartil	0,32	0,41	0,54	0,81	1,62	1,62	0,41	0,23	0,16	0,12
	Máximo	0,52	0,66	0,87	1,31	2,62	2,62	0,66	0,37	0,26	0,20

Tabla 37: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 1 con el criterio de falla de Mohr – Coulomb para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estandar con Monte Carlo.

Litología 1		FS - Pared					FS - Techo				
Profundidad	Factor K	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	Determinístico	0,37	0,47	0,62	0,93	1,87	1,87	0,47	0,27	0,19	0,14
	Promedio	0,37	0,47	0,62	0,93	1,87	1,87	0,47	0,27	0,19	0,14
	Desviación	0,13	0,16	0,21	0,32	0,64	0,64	0,16	0,09	0,06	0,05
	Mínimo	0,01	0,01	0,01	0,01	0,03	0,03	0,01	0,00	0,00	0,00
	1er cuartil	0,29	0,36	0,48	0,73	1,45	1,45	0,36	0,21	0,15	0,11
	Mediana	0,37	0,46	0,62	0,93	1,85	1,85	0,46	0,26	0,19	0,14
	3er cuartil	0,46	0,57	0,76	1,14	2,29	2,29	0,57	0,33	0,23	0,18
	Máximo	0,78	0,97	1,30	1,94	3,89	3,89	0,97	0,56	0,39	0,30
400	Determinístico	0,19	0,23	0,31	0,47	0,93	0,93	0,23	0,13	0,09	0,07
	Promedio	0,19	0,24	0,31	0,47	0,94	0,94	0,24	0,13	0,09	0,07
	Desviación	0,06	0,08	0,11	0,16	0,32	0,32	0,08	0,05	0,03	0,02
	Mínimo	0,01	0,01	0,01	0,01	0,03	0,03	0,01	0,00	0,00	0,00
	1er cuartil	0,14	0,18	0,24	0,36	0,72	0,72	0,18	0,10	0,07	0,06
	Mediana	0,19	0,23	0,31	0,47	0,93	0,93	0,23	0,13	0,09	0,07
	3er cuartil	0,23	0,29	0,39	0,58	1,16	1,16	0,29	0,17	0,12	0,09
	Máximo	0,42	0,52	0,70	1,04	2,09	2,09	0,52	0,30	0,21	0,16
600	Determinístico	0,12	0,16	0,21	0,31	0,62	0,62	0,16	0,09	0,06	0,05
	Promedio	0,13	0,16	0,21	0,31	0,63	0,63	0,16	0,09	0,06	0,05
	Desviación	0,04	0,05	0,07	0,11	0,21	0,21	0,05	0,03	0,02	0,02
	Mínimo	0,01	0,01	0,01	0,01	0,03	0,03	0,01	0,00	0,00	0,00
	1er cuartil	0,10	0,12	0,16	0,24	0,48	0,48	0,12	0,07	0,05	0,04
	Mediana	0,13	0,16	0,21	0,31	0,63	0,63	0,16	0,09	0,06	0,05
	3er cuartil	0,15	0,19	0,25	0,38	0,76	0,76	0,19	0,11	0,08	0,06
	Máximo	0,30	0,38	0,51	0,76	1,52	1,52	0,38	0,22	0,15	0,12
800	Determinístico	0,09	0,12	0,16	0,23	0,47	0,47	0,12	0,07	0,05	0,04
	Promedio	0,09	0,12	0,16	0,23	0,47	0,47	0,12	0,07	0,05	0,04
	Desviación	0,03	0,04	0,05	0,08	0,16	0,16	0,04	0,02	0,02	0,01
	Mínimo	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	1er cuartil	0,07	0,09	0,12	0,18	0,36	0,36	0,09	0,05	0,04	0,03
	Mediana	0,09	0,12	0,15	0,23	0,46	0,46	0,12	0,07	0,05	0,04
	3er cuartil	0,11	0,14	0,19	0,29	0,57	0,57	0,14	0,08	0,06	0,04
	Máximo	0,21	0,27	0,35	0,53	1,06	1,06	0,27	0,15	0,11	0,08

Tabla 38: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared del tunel de la litología 2 con el criterio de falla de Mohr – Coulomb para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estandar con Monte Carlo.

Litología 2		FS - Pared					FS - Techo				
Profundidad	Factor K	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	Determinístico	4,39	5,49	7,32	10,98	21,97	21,97	5,49	3,14	2,20	1,69
	Promedio	4,42	5,53	7,37	11,06	22,12	22,12	5,53	3,16	2,21	1,70
	Desviación	0,56	0,69	0,93	1,39	2,78	2,78	0,69	0,40	0,28	0,21
	Mínimo	2,56	3,19	4,26	6,39	12,78	12,78	3,19	1,83	1,28	0,98
	1er cuartil	4,05	5,06	6,74	10,12	20,23	20,23	5,06	2,89	2,02	1,56
	Mediana	4,41	5,51	7,35	11,03	22,06	22,06	5,51	3,15	2,21	1,70
	3er cuartil	4,78	5,97	7,96	11,94	23,89	23,89	5,97	3,41	2,39	1,84
	Máximo	6,49	8,11	10,81	16,22	32,43	32,43	8,11	4,63	3,24	2,49
400	Determinístico	2,20	2,75	3,66	5,49	10,98	10,98	2,75	1,57	1,10	0,84
	Promedio	2,20	2,75	3,67	5,50	11,00	11,00	2,75	1,57	1,10	0,85
	Desviación	0,29	0,36	0,48	0,71	1,43	1,43	0,36	0,20	0,14	0,11
	Mínimo	1,43	1,78	2,38	3,57	7,14	7,14	1,78	1,02	0,71	0,55
	1er cuartil	2,00	2,50	3,33	5,00	10,00	10,00	2,50	1,43	1,00	0,77
	Mediana	2,19	2,74	3,65	5,48	10,95	10,95	2,74	1,56	1,10	0,84
	3er cuartil	2,39	2,99	3,99	5,98	11,96	11,96	2,99	1,71	1,20	0,92
	Máximo	3,21	4,01	5,35	8,02	16,04	16,04	4,01	2,29	1,60	1,23
600	Determinístico	1,46	1,83	2,44	3,66	7,32	7,32	1,83	1,05	0,73	0,56
	Promedio	1,47	1,84	2,46	3,68	7,37	7,37	1,84	1,05	0,74	0,57
	Desviación	0,18	0,23	0,31	0,46	0,92	0,92	0,23	0,13	0,09	0,07
	Mínimo	0,94	1,17	1,56	2,34	4,68	4,68	1,17	0,67	0,47	0,36
	1er cuartil	1,35	1,68	2,25	3,37	6,74	6,74	1,68	0,96	0,67	0,52
	Mediana	1,47	1,84	2,46	3,69	7,37	7,37	1,84	1,05	0,74	0,57
	3er cuartil	1,59	1,99	2,66	3,99	7,97	7,97	1,99	1,14	0,80	0,61
	Máximo	2,16	2,70	3,60	5,40	10,80	10,80	2,70	1,54	1,08	0,83
800	Determinístico	1,10	1,37	1,83	2,75	5,49	5,49	1,37	0,78	0,55	0,42
	Promedio	1,10	1,38	1,84	2,76	5,51	5,51	1,38	0,79	0,55	0,42
	Desviación	0,14	0,17	0,23	0,35	0,69	0,69	0,17	0,10	0,07	0,05
	Mínimo	0,70	0,87	1,17	1,75	3,50	3,50	0,87	0,50	0,35	0,27
	1er cuartil	1,01	1,26	1,68	2,52	5,04	5,04	1,26	0,72	0,50	0,39
	Mediana	1,10	1,37	1,83	2,74	5,48	5,48	1,37	0,78	0,55	0,42
	3er cuartil	1,19	1,49	1,98	2,98	5,95	5,95	1,49	0,85	0,60	0,46
	Máximo	1,73	2,16	2,88	4,32	8,63	8,63	2,16	1,23	0,86	0,66

Tabla 39: Valores de FS para la construcción del boxplot de la pared y techo del túnel de la litología 3 con el criterio de falla de Mohr – Coulomb para 200, 400, 600 y 800 [m] de profundidad y factores K de 0,5, 1,0, 1,5, 2,0 y 2,5. Además los valores determinísticos a las mismas condiciones de esfuerzos y los valores promedio y desviación estandar con Monte Carlo.

Litología 3		FS - Pared					FS - Techo				
Profundidad	Factor K	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5
200	Determinístico	1,24	1,55	2,07	3,11	6,22	6,22	1,55	0,89	0,62	0,48
	Promedio	1,27	1,59	2,12	3,17	6,35	6,35	1,59	0,91	0,63	0,49
	Desviación	0,35	0,44	0,58	0,87	1,75	1,75	0,44	0,25	0,17	0,13
	Mínimo	0,24	0,30	0,39	0,59	1,18	1,18	0,30	0,17	0,12	0,09
	1er cuartil	1,03	1,29	1,71	2,57	5,14	5,14	1,29	0,73	0,51	0,40
	Mediana	1,24	1,55	2,07	3,10	6,21	6,21	1,55	0,89	0,62	0,48
	3er cuartil	1,49	1,86	2,48	3,72	7,44	7,44	1,86	1,06	0,74	0,57

	Máximo	2,69	3,37	4,49	6,73	13,47	13,47	3,37	1,92	1,35	1,04
400	Determinístico	0,62	0,78	1,04	1,55	3,11	3,11	0,78	0,44	0,31	0,24
	Promedio	0,63	0,79	1,05	1,57	3,14	3,14	0,79	0,45	0,31	0,24
	Desviación	0,18	0,22	0,29	0,44	0,88	0,88	0,22	0,13	0,09	0,07
	Mínimo	0,08	0,11	0,14	0,21	0,42	0,42	0,11	0,06	0,04	0,03
	1er cuartil	0,51	0,63	0,85	1,27	2,54	2,54	0,63	0,36	0,25	0,20
	Mediana	0,62	0,77	1,03	1,55	3,09	3,09	0,77	0,44	0,31	0,24
	3er cuartil	0,73	0,92	1,22	1,84	3,67	3,67	0,92	0,52	0,37	0,28
	Máximo	1,39	1,74	2,31	3,47	6,94	6,94	1,74	0,99	0,69	0,53
600	Determinístico	0,41	0,52	0,69	1,04	2,07	2,07	0,52	0,30	0,21	0,16
	Promedio	0,42	0,53	0,71	1,06	2,12	2,12	0,53	0,30	0,21	0,16
	Desviación	0,12	0,14	0,19	0,29	0,58	0,58	0,14	0,08	0,06	0,04
	Mínimo	0,05	0,07	0,09	0,13	0,26	0,26	0,07	0,09	0,03	0,02
	1er cuartil	0,35	0,43	0,58	0,86	1,73	1,73	0,43	0,25	0,17	0,13
	Mediana	0,41	0,52	0,69	1,04	2,07	2,07	0,52	0,30	0,21	0,16
	3er cuartil	0,49	0,62	0,82	1,23	2,46	2,46	0,62	0,35	0,25	0,19
	Máximo	0,89	1,11	1,48	2,22	4,43	4,43	1,11	0,63	0,44	0,34
800	Determinístico	0,31	0,39	0,52	0,78	1,55	1,55	0,39	0,22	0,16	0,12
	Promedio	0,32	0,39	0,53	0,79	1,58	1,58	0,39	0,23	0,16	0,12
	Desviación	0,08	0,11	0,14	0,21	0,42	0,42	0,11	0,06	0,04	0,03
	Mínimo	0,06	0,07	0,09	0,14	0,28	0,28	0,07	0,04	0,03	0,02
	1er cuartil	0,26	0,32	0,43	0,64	1,28	1,28	0,32	0,18	0,13	0,10
	Mediana	0,31	0,39	0,52	0,78	1,56	1,56	0,39	0,22	0,16	0,12
	3er cuartil	0,37	0,46	0,61	0,92	1,84	1,84	0,46	0,26	0,18	0,14
	Máximo	0,74	0,93	1,23	1,85	3,70	3,70	0,93	0,53	0,37	0,28