



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**IMPACTO DE LA VARIABILIDAD GEOTÉCNICA DEL MACIZO ROCOSO EN EL
DISEÑO DE CASERONES EN MINERÍA POR SUBLEVEL STOPING**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

LEANDRO JESÚS DÍAZ ARACENA

PROFESOR GUÍA:

JAVIER VALLEJOS MASSA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

XAVIER EMERY

DANIEL CARRIZO SANTIAGO

SANTIAGO DE CHILE

2017

Resumen

El *sublevel stoping* es un método de explotación subterráneo de gran importancia para la mediana minería chilena (Zablocki, 2009). Actualmente, para el diseño se usan métodos empíricos derivados del gráfico de estabilidad de Mathews *et al.* (1981), sin embargo, estas herramientas no incorporan la variabilidad geotécnica propia del macizo rocoso y trabajan solo con valores promedios. El presente trabajo tiene por objetivo evaluar el impacto de incluir la variabilidad de las características geotécnicas de los macizos rocosos en el diseño de caserones y desarrollar una metodología para incluir esto en el análisis de estabilidad.

En primer lugar, se estudia la variabilidad de los parámetros geotécnicos involucrados en el análisis de estabilidad para luego establecer sus distribuciones típicas. Los parámetros geotécnicos estudiados incluyen: *Rock Quality Designation* (RQD), número por rugosidad de discontinuidad (Jr), número por cantidad de sets estructurales en el macizo (Jn), número por alteración de discontinuidades (Ja), factor A de ajuste por esfuerzos, factor B de ajuste por orientación de discontinuidades y el factor C de ajuste por gravedad. En base a este estudio se considera que los parámetros geotécnicos que presentan mayor variabilidad dentro de una misma unidad geotécnica corresponden a: RQD, Jr y factor B. Luego, se realizan simulaciones en el *software @Risk* para hacer un análisis de sensibilidad de cada una de las variables de interés con tal de establecer el o los parámetros más influyentes.

En segundo lugar, se cuantifica el impacto de la variabilidad en el diseño. Para esto se realizan 5000 iteraciones de Monte Carlo de las cuales se logra obtener la variabilidad para el número de estabilidad y dilución lineal de sobre excavación (ELOS) del caserón estudiado. Posteriormente, se procede a modelar el caso en el *software* de modelamiento numérico *FLAC3D v4.0* con tal de obtener una variabilidad para un criterio numérico de sobre excavación en función del esfuerzo principal menor (σ_3'). Finalmente, se plantea una guía que permite incorporar la variabilidad geotécnica en el diseño.

Bajo las consideraciones utilizadas, el análisis de sensibilidad indica que las variables RQD y Jr son las más relevantes en el diseño de caserones. Sin embargo, se concluye que el Jr es la variable más crítica dado que un pequeño cambio en su valor produce variaciones más grandes en el número de estabilidad y ELOS que las producidas por el RQD. Respecto al impacto de la variabilidad geotécnica en el diseño, los resultados permiten cuantificar el peligro asociado a esta etapa en términos de probabilidades. Esta información permite generar una mayor cantidad de casos posibles al diseño de una excavación, repercutiendo en las decisiones y asegurando mejores resultados en el negocio minero.

La memoria realizada presenta una nueva forma de establecer distribuciones de probabilidad a los parámetros geotécnicos, lo cual abre una nueva ventana de opciones para este tipo de estudios, ya que, generalmente, se utilizan distribuciones normales (Hoek *et al.*, 1995).

Se propone una guía para incluir la variabilidad geotécnica en el diseño de caserones, la que se recomienda utilizar bajo las mismas condiciones en las que fue establecida para que los resultados sean representativos. Lo anterior abre la posibilidad de estudiar más casos de diseño con tal de robustecer los parámetros propuestos para su utilización.

Abstract

Sublevel stoping is an underground mining method with importance to medium mining in Chile (Zablocki, 2009). Empirical design methods derived from the Mathews *et al.* (1981) stability graph are currently used, however, these tools do not incorporate the rock mass variability and work only with average values. This work evaluates the impact of including the geotechnical characteristics variability of the rock masses in the open stopes design and develops a methodology to include this in the stability analysis.

The methodology is divided in two steps: the first one is to study the variability of the geotechnical parameters involved in the stability analysis and then to establish its typical distributions. The geotechnical parameters studied included: Rock Quality Designation (RQD), joint roughness number (Jr), joint set number (Jn), joint alteration number (Ja), rock stress factor (A), joint orientation adjustment factor (B), and surface orientation factor (C). Based on this study, it is considered that the geotechnical parameters that present the greatest variability within the same geotechnical unit correspond to: RQD, Jr and B factor. Simulations are then performed in the software @Risk to make a sensitivity analysis of each of the variables and to establish the critical parameter(s).

The second step quantifies the impact of variability on design. To do this, 5000 Monte Carlo iterations are performed, from which the variability for the stability number and the equivalent linear overbreak/slough (ELOS) are achieved. After that, numerical modelling of the case is performed in FLAC3D v4.0 to obtain variability for a numerical overbreak criteria as a function of the minor principal stress (σ_3'). Finally, a guide is presented that allows to incorporate the geotechnical variability on design.

Under the considerations used, the sensitivity analysis shows that the RQD and Jr variables have a relevant influence on the open stope design. However, the Jr parameter is considered the critical variable because a small change in its value produces larger variations in the stability number and ELOS than those produced by the RQD. Regarding the impact of variability on design, the results allow quantify the risk associated with this stage in probabilistic terms. In this way, the incorporation of this information on the design is considered relevant because allows to generate a greater number of possible scenarios for a single excavation, impacting on the decisions and ensuring better results in the mining business.

This work presents a new way of establishing probability distributions to the geotechnical parameters, which opens new options for this kind of studies, since normal distributions are generally used (Hoek *et al.*, 1995).

A guide is proposed to include the variability in the open stopes designs, which is recommended to use under the same conditions in which it was established to obtain representative results. This opens the possibility to study more cases of design to strengthen the parameters proposed for its use.

*A mis padres, hermano,
sobrinos y polola.*

Agradecimientos

A mis padres, Marlene y Jorge, por enseñarme a dar el máximo esfuerzo en todo lo que me propongo. Por el apoyo constante que me han brindado, por ayudarme a cumplir cada uno de mis objetivos y por los importantes consejos que me han dado en momentos clave de mi vida. Gracias por ser como son, sin su apoyo nada de esto hubiera sido posible.

A María Isabel, gracias por estar conmigo y tenerme una paciencia infinita en todo este proceso. La vida nos ha distanciado en estos años, pero gracias a tu amor y cariño siempre te he sentido a mi lado. Gracias por todo el apoyo que me has dado, has sido fundamental en mi vida.

A mi hermano Sebastián por enseñarme que somos capaces de hacer todo lo que nos proponemos, por haberme regalado a mi sobrino regalón Gonzalo que me ha alegrado la vida desde que llegó, y también por darme la oportunidad de ser tío nuevamente con una sobrina.

A mis amigos y compañeros de universidad por todos los momentos agradables que pasamos juntos. A pesar de haberme separado de ustedes el último tiempo, sé que nos volveremos a encontrar en un tiempo cercano.

A mis colegas de oficina por haberme acogido en esta última etapa de carrera.

A mi profesor guía Javier Vallejos, gracias por la confianza, por las oportunidades y por todo lo aprendido gracias a usted.

Tabla de contenido

1.	Introducción.....	1
1.1.	Objetivo general.....	1
1.2.	Objetivos específicos	2
1.3.	Alcances.....	2
1.4.	Contenidos de la memoria	2
2.	Antecedentes bibliográficos	4
2.1.	Parámetros de caracterización geotécnica del macizo rocoso	4
2.1.1.	Discontinuidades	4
2.1.2.	Roca intacta	6
2.1.3.	Esfuerzos	7
2.2.	Métodos de clasificación de macizo rocoso	7
2.2.1.	Rock Quality Designation (RQD)	8
2.2.2.	Rock Tunneling Quality Index (Q).....	9
2.3.	Método sublevel stoping.....	10
2.3.1.	Diseño.....	11
2.4.	Dilución	19
2.4.1.	Equivalent Linear Overbreak/Slough (ELOS)	20
2.4.2.	Guía de estimación de ELOS de Clark (1998)	21
2.4.3.	Guía de estimación de ELOS actualizada	22
2.5.	Métodos de modelamiento numérico.....	24
2.5.1.	Método de diferencias finitas (FDM).....	24
2.6.	Variabilidad geotécnica en mecánica de rocas	25
2.6.1.	Parámetros estadísticos.....	26
2.6.2.	Distribución de probabilidad	27
2.6.3.	Variabilidad geotécnica	28
2.6.4.	Variabilidad en métodos empíricos	29
2.6.5.	Variabilidad en métodos numéricos	31
2.6.6.	Otros métodos de variabilidad.....	32
2.6.7.	Comentarios finales	33
3.	Metodología.....	35
3.1.	Variables de estudio.....	36
3.2.	Variabilidad en mecánica de rocas	36

3.2.1.	Parámetros variables.....	37
3.2.2.	Parámetros constantes.....	46
3.3.	Caso sintético.....	46
3.4.	Análisis de sensibilidad.....	48
3.4.1.	Consideraciones.....	48
3.4.2.	Resultados para comparación.....	49
3.5.	Impacto en diseño.....	50
3.5.1.	Método empírico.....	50
3.5.2.	Modelamiento numérico.....	51
3.6.	Evaluación.....	55
4.	Resultados y análisis.....	56
4.1.	Análisis de sensibilidad.....	56
4.1.1.	Distribuciones de probabilidad.....	56
4.1.2.	Número de estabilidad.....	57
4.1.3.	ELOS.....	61
4.1.4.	Conclusiones.....	65
4.2.	Impacto de variabilidad en diseño.....	66
4.2.1.	Distribuciones de probabilidad.....	66
4.2.2.	Gráficos de estabilidad empíricos.....	69
4.2.3.	Criterio de sobre-excavación.....	71
4.2.4.	Conclusiones.....	72
5.	Conclusiones y recomendaciones.....	73
5.1.	Conclusiones.....	73
5.1.1.	Variabilidad de los parámetros geotécnicos.....	73
5.1.2.	Análisis de sensibilidad.....	73
5.1.3.	Impacto de variabilidad.....	74
5.1.4.	Guía para incluir variabilidad en el diseño.....	74
5.2.	Recomendaciones.....	75
6.	Bibliografía.....	77
7.	Anexos.....	82
7.1.	Anexo A: Guías de estimación de parámetros geotécnicos.....	82
7.2.	Anexo B: Resultados análisis de sensibilidad.....	84
7.3.	Anexo C: Resultados impacto de la variabilidad.....	87

Índice de Figuras

Figura 2.1. Diagrama ilustrativo de las propiedades de las discontinuidades (Wyllie, 1999).	5
Figura 2.2. Gráfico esfuerzo axial-deformación típico (Brady & Brown, 2004).	6
Figura 2.3. Esquema de desarrollo de sublevel stoping (Hamrin, 2001).....	11
Figura 2.4. Gráfico de estabilidad de Mathews, modificado por Stewart y Forsyth (1995). 12	
Figura 2.5. Factores A, B y C en número de estabilidad de Mathews et al. (1981).	14
Figura 2.6. Gráfico de Mathews modificado por Stewart y Forsyth (1995).	15
Figura 2.7. Gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988).	16
Figura 2.8. Factores A, B y C para número de estabilidad modificado (Potvin, 1988).	17
Figura 2.9. Gráfico de Mathews extendido (Mawdesley et al., 2001).	18
Figura 2.10. Sección transversal de ELOS (Capes, 2009).....	20
Figura 2.11. Guía de estimación de dilución de Clark (1998).....	22
Figura 2.12. Guía de estimación actualizada (Castro, 2015).....	23
Figura 2.13. Pasos para la cuantificación de incertidumbre en propiedades del macizo rocoso (modificado de Halder y Mahadevan, 2000).	26
Figura 2.14. Diagrama esquemático de metodología aplicada por Sari (2010).	29
Figura 2.15. Variabilidad incorporada al gráfico de estabilidad de Mathews (Diederichs y Kaiser, 1996).	30
Figura 2.16. Contornos de isoprobabilidad en gráfico de estabilidad de Mathews (Diederichs y Kaiser, 1996).	30
Figura 2.17. Mapa de RMR en elevación 3560 m para: a) 1 realización, b) promedio de 100 realizaciones, c) desviación estándar de 100 realizaciones (Pinheiro et al., 2015).	32
Figura 2.18. Mapa de RMR en elevación 3560 m para: d) 1 realización, e) promedio de 100 realizaciones, f) desviación estándar de 100 realizaciones (Pinheiro et al., 2015).....	33
Figura 3.1. Metodología variabilidad geotécnica y análisis de sensibilidad.	35

Figura 3.2. Metodología impacto de variabilidad en diseño.	36
Figura 3.3. Función de Distribución de Probabilidad de RQD (Elsayed, 1991).	38
Figura 3.4. Relación JRC y Jr (Read y Stacey, 2009).	39
Figura 3.5. Gráfico de correlación entre JRC y Jr.	39
Figura 3.6. Valores de JRC para perfil A (Beer, 2002).	40
Figura 3.7. Valores de JRC para perfil B (Beer, 2002).	40
Figura 3.8. Simulación de JRC para perfil A.	41
Figura 3.9. Simulación de JRC para perfil B.	41
Figura 3.10. Distribución para Jr según perfil A.	42
Figura 3.11. Distribución para Jr según perfil B.	42
Figura 3.12. Distribución de Jr a partir de una distribución triangular (Perfil A).	43
Figura 3.13. Distribución de Jr a partir de una distribución triangular (Perfil B).	43
Figura 3.14. Factor de orientación B (Mathews et al., 1981).	44
Figura 3.15. Ejemplo de sets estructurales.	44
Figura 3.16. Esquema de caserón en estudio.	47
Figura 3.17. Vista isométrica – Caja de trabajo modelo de caserón sintético.	52
Figura 3.18. Corte transversal – Caja de trabajo y caserón sintético.	52
Figura 3.19. Corte transversal – Modelo de caserón sintético.	53
Figura 4.1. Distribución para RQD.	56
Figura 4.2. Distribución para Jr.	57
Figura 4.3. Distribución para Factor B.	57
Figura 4.4. Gráficos de sensibilidad para N respecto a RQD, Jr y Factor B.	58
Figura 4.5. Boxplots de número de estabilidad respecto a RQD, Jr y Factor B.	59
Figura 4.6. Gráfico araña para número de estabilidad.	60
Figura 4.7. Gráficos de distribución acumulada de N respecto a RQD, Jr y Factor B.	61

Figura 4.8. Gráficos de sensibilidad para ELOS respecto a RQD, Jr y Factor B.	62
Figura 4.9. Boxplots de ELOS respecto a RQD, Jr y Factor B.	63
Figura 4.10. Gráfico araña para ELOS.	64
Figura 4.11. Gráficos de distribución acumulada de EOS respecto a RQD, Jr y Factor B. .	65
Figura 4.12. Distribución de probabilidad para número de estabilidad.	66
Figura 4.13. Distribución de probabilidad para ELOS.	67
Figura 4.14. Distribución acumulada para número de estabilidad.	68
Figura 4.15. Distribución acumulada para ELOS.	68
Figura 4.16. Gráfico de estabilidad de Mathews con distribución de N.	69
Figura 4.17. Guía de estimación de dilución (ELOS) con distribución para N.	70
Figura 4.18. Distribución de probabilidad para esfuerzo de sobre excavación σ_3'	71
Figura 4.19. Distribución acumulada para esfuerzos de sobre excavación σ_3'	72
Figura 5.1. Guía para incluir variabilidad en el diseño de caserones.	75
Figura 7.1. Guía de estimación de parámetro J_n modificada de Hutchinson y Diederichs (1996).	82
Figura 7.2. Guía de estimación para parámetro J_r modificada de Hutchinson y Diederichs (1996).	82
Figura 7.3. Guía de estimación para parámetro J_a modificada de Hutchinson y Diederichs (1996).	83

Índice de Tablas

Tabla 2.1. Clasificación macizo rocoso según RQD.	8
Tabla 2.2. Clasificación de macizo rocoso según Q.	10
Tabla 2.3. Formulación guía de estimación actualizada.	23
Tabla 3.1. Transformación de J_r simulado en distribución triangular a J_r real.	43

Tabla 3.2. Geometría de caserón en estudio.....	47
Tabla 3.3. Dip y dip-direction de pared colgante y set estructural crítico.....	47
Tabla 3.4. Valores de parámetros de caso de estudio.....	48
Tabla 3.5. Parámetros elásticos de roca.....	53
Tabla 4.1. Índice de sensibilidad para número de estabilidad.....	60
Tabla 4.2. Índice de sensibilidad para ELOS.....	64
Tabla 7.1. Estadísticos resumen para N con RQD variable.....	84
Tabla 7.2. Estadísticos resumen para N con Jr variable.....	84
Tabla 7.3. Estadísticos resumen para N con Factor B variable.....	84
Tabla 7.4. Estadísticos resumen para ELOS con RQD variable.....	85
Tabla 7.5. Estadísticos resumen para ELOS con Jr variable.....	85
Tabla 7.6. Estadísticos resumen para ELOS con Factor B variable.....	86
Tabla 7.7. Percentiles de N y ELOS para RQD, Jr y Factor B variables.....	86
Tabla 7.8. Estadísticos resumen para N con todo variable.....	87
Tabla 7.9. Estadísticos resumen para ELOS con todo variable.....	87

Índice de Ecuaciones

Ecuación 2.1. Fórmula de cálculo de RQD (Deere et al., 1967).....	8
Ecuación 2.2. Fórmula de cálculo de RQD (Palmstrom, 1982).....	8
Ecuación 2.3. Fórmula para cálculo de Q (Barton et al., 1974).....	9
Ecuación 2.4. Fórmula de radio hidráulico.....	12
Ecuación 2.5. Número de estabilidad de Mathews et al. (1981).....	13
Ecuación 2.6. Fórmula para Q de Barton modificado.....	13
Ecuación 2.7. Número de estabilidad modificado por Potvin (1988).....	16

Ecuación 2.8. Frontera estable-falla en gráfico de Mawdesley (2002).	18
Ecuación 2.9. Frontera falla-falla mayor en gráfico de Mawdesley (2002).	18
Ecuación 2.10. Fórmula dilución por medio de ELOS (Clark y Pakalnis, 1997).	21
Ecuación 2.11. Dilución en base porcentual (Clark y Pakalnis, 1997).	21
Ecuación 2.12. Media de una variable.....	26
Ecuación 2.13. Varianza de una variable.	27
Ecuación 2.14. Desviación estándar de una variable.....	27
Ecuación 2.15. Coeficiente de variabilidad de una variable.....	27
Ecuación 3.1. Trend y plunge de un polo a partir de dip y dip-direction de un plano.	45
Ecuación 3.2. Cosenos directores respecto a coordenadas globales.....	45
Ecuación 3.3. Producto punto entre pared del caserón y el plano de discontinuidad.....	45
Ecuación 3.4. Ángulo real entre planos.....	46
Ecuación 3.5. Fórmula para calcular ELOS de forma empírica.	49
Ecuación 3.6. Índice de sensibilidad representativo.....	50
Ecuación 3.7. Cálculo de esfuerzos in situ para modelo.	54

1. Introducción

El *sublevel stoping* corresponde a un método de explotación subterráneo que se aplica preferentemente en yacimientos de geometrías tabulares, según elongaciones verticales o subverticales, y también en aquellos cuerpos masivos de gran potencia, subdividiendo el macizo en caserones separados por pilares. Para este método, es importante que tanto la roca mineralizada como la roca caja presenten buenas condiciones de estabilidad, es decir, que presenten condiciones competentes o autosoportantes (Hamrin *et al.*, 2001). Actualmente es un método altamente mecanizado, caracterizado por ser altamente selectivo en cuerpos regulares y permitir niveles de productividad altos, siendo el método más utilizado en la mediana minería chilena (Zablocki, 2009).

Para todo método de explotación, la precisión en el diseño de sus unidades básicas es parte esencial para reducir la incertidumbre en la elaboración de los planes mineros y en la valorización económica de éstos. Particularmente en el *sublevel stoping*, la principal información de diseño incluye determinar la estabilidad de los caserones a explotar, cuantificar la dilución planificada y estimar la potencial dilución asociada a la sobre excavación de las paredes. Para cumplir este objetivo, actualmente se utilizan los métodos de diseño derivados de gráficos de estabilidad empíricos (Mathews *et al.*, 1981; Potvin, 1988; Mawdesley *et al.*, 2001).

Sin embargo, estas metodologías utilizan valores promedio de las características geotécnicas de la roca y no incorporan la variabilidad propia que presenta el macizo rocoso en el espacio. A pesar de que existen estudios que incorporan este aspecto en el diseño de caserones mediante métodos empíricos (Diederichs y Kaiser, 1996; McKinnon *et al.*, 2002) y numéricos (Lu *et al.*, 2005; Valley *et al.*, 2010; Cai, 2011; Idris *et al.*, 2013) no se ha definido una metodología clara para incluirlo globalmente en etapas tempranas de ingeniería.

Como consecuencia de lo mencionado, actualmente no se tiene un análisis cuantitativo del peligro asociado a la etapa de diseño de caserones, lo cual puede influir negativamente en las decisiones futuras de un proyecto minero. Por lo tanto, resulta útil incorporar la variabilidad geotécnica para entender cómo afecta cada parámetro de la roca en la estabilidad del caserón, y así detectar oportunidades de mejora en el diseño, lo que llevaría a una mejor decisión de negocio y a reducir la incertidumbre en los planes proyectados.

El presente trabajo busca desarrollar una metodología para incluir la variabilidad de las características geotécnicas en los macizos rocosos en el análisis de estabilidad de caserones para minería por *sublevel stoping*, debido a la importancia que tiene este método de explotación para Chile y al potencial aporte que produciría en la mediana minería el reducir considerablemente la incertidumbre asociada al uso de métodos empíricos.

1.1. Objetivo general

- Establecer el impacto de la inclusión de la variabilidad de las características geotécnicas en los macizos rocosos en el diseño de caserones en minería subterránea.

1.2. Objetivos específicos

- Establecer campos de variabilidad para los distintos parámetros geotécnicos que caracterizan a los macizos rocosos.
- Jerarquizar las características geotécnicas en su grado de impacto en el diseño mediante un análisis de sensibilidad.
- Establecer un procedimiento complementario entre la metodología empírica y modelamiento numérico para establecer una variabilidad al esfuerzo σ_3' de sobre excavación.
- Evaluar impacto de la variabilidad geotécnica en términos de la sobre excavación producida en el caserón.
- Desarrollar una metodología que permita incluir la variabilidad geotécnica en el análisis de estabilidad de caserones para minería por *sublevel stoping*.

1.3. Alcances

- Se analiza mediante un caso sintético de caserón aislado el impacto que tiene la variabilidad de las características geotécnicas en el diseño.
- Para el modelamiento numérico se utilizan modelos constitutivos de carácter lineal-elásticos en *software* de diferencias finitas.
- El impacto de la variabilidad geotécnica se evalúa solo en la pared colgante del caserón. En este análisis no se incluirá el impacto sobre el techo, piso, pared yacente o paredes de término.
- El estudio considera solo casos de *sublevel stoping*, por lo que las conclusiones se extienden solo a este método de explotación.

1.4. Contenidos de la memoria

Esta memoria se presenta en siete capítulos, organizados para cumplir de manera lógica con los objetivos específicos planteados:

- Capítulo 1: Se presentan los objetivos, alcances y la motivación de esta memoria en forma de introducción.
- Capítulo 2: Se define el estado del arte para el diseño empírico de caserones en cuanto a las características geotécnicas de los macizos rocosos, gráficos de estabilidad y la incorporación de la variabilidad de las características geotécnicas en este método de diseño.
- Capítulo 3: Describe exhaustivamente la metodología utilizada en esta memoria de modo de hacerla replicable en estudios futuros. Se especifican las consideraciones tomadas para el análisis de sensibilidad de las variables de interés y para la evaluación del impacto de la variabilidad de las características geotécnicas en el diseño de caserones. Además, se describe la construcción del modelo numérico en FLAC3D del caserón en estudio.

- Capítulo 4: Se presentan, analizan y argumentan los resultados obtenidos para el análisis de sensibilidad y el impacto de la variabilidad de las características geotécnicas en el diseño de caserones.
- Capítulo 5: Se presentan las conclusiones finales de la memoria, así como una guía para incluir la variabilidad de las características geotécnicas de los macizos rocosos en el diseño de caserones y recomendaciones para trabajos futuros.
- Capítulo 6: Cita las referencias utilizadas para la realización de esta memoria.
- Capítulo 7: Se presentan los anexos del estudio realizado.

2. Antecedentes bibliográficos

El presente capítulo detalla los aspectos teóricos necesarios que enmarcan el desarrollo de la presente memoria. Se establece la definición de los términos asociados al estudio y se presenta una discusión sobre el estado del arte actual del tema estudiado.

2.1. Parámetros de caracterización geotécnica del macizo rocoso

En toda actividad minera que se planea realizar, es importante contar con estudios geotécnicos y geomecánicos tanto de la roca intacta como del macizo rocoso, teniendo especial cuidado en estos valores puesto que son la base de todo lo que se requiera hacer posteriormente. Sin embargo, debido a que las técnicas actuales están limitadas a observaciones en superficie debido a dificultades de accesibilidad hacia la roca, no es posible conocer completamente las características tridimensionales del macizo rocoso, por lo que se tendrá una alta incertidumbre asociada a toda actividad realizada en ella.

A continuación, se describen tres familias de características geotécnicas del macizo rocoso: las discontinuidades, la roca en sí misma y los esfuerzos.

2.1.1. Discontinuidades

Las discontinuidades se definen como cualquiera de los planos de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa de un macizo. Generalmente, la resistencia a la tracción de estos planos es muy baja o nula. Su comportamiento mecánico queda caracterizado por la resistencia al corte que posee su material de relleno (Barton, 1978).

Dependiendo de cómo se presenten estas discontinuidades o planos estructurales dentro del macizo rocoso, éste tendrá un determinado comportamiento frente a las operaciones de minería. De esta forma, existen varios tipos de discontinuidades que pueden o no estar presentes en la roca, como, por ejemplo: fallas, planos de estratificación y exfoliación, diaclasas, contactos litológicos y vetillas (Price, 1966; Blyth y de Freitas, 1974; Hobbs, 1976; Priest, 1993).

Las discontinuidades presentan propiedades relevantes para los análisis de estabilidad. Barton (1978) las definió en primera instancia, pero luego fueron modificadas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM, 1981a).

A continuación, se presentan las principales características de las discontinuidades (Barton, 1978):

- a) Orientación: es la geometría de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por su buzamiento (*dip*) y la dirección de buzamiento (*dip direction*). El primero corresponde al ángulo formado entre la horizontal imaginaria y la línea de máxima pendiente del plano. Mientras que el segundo, es el ángulo entre la orientación del norte magnético y la proyección horizontal de la línea de máxima pendiente, medido en un plano horizontal imaginario. Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación, se dice que éstas forman una “familia” de discontinuidades.

- b) Espaciamiento: corresponde a la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. En general, es posible definir un rango de valores para este factor y se suele utilizar el valor promedio como el representativo de la zona de estudio.
- c) Persistencia: es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad observada en una exposición. A menor persistencia, la masa de roca será más estable.
- d) Rugosidad: es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Está relacionada directamente con la resistencia al cizalle (corte) de la discontinuidad. Cuanto menor rugosidad tenga la discontinuidad, el macizo rocoso es menos competente.
- e) Apertura: corresponde a la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad, en la que el espacio intermedio está lleno de aire o agua. A menor apertura, las condiciones del macizo rocoso son más favorables.
- f) Relleno: son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad y que suelen ser más débiles que la roca madre. Los materiales de relleno típicos son arena, arcilla, brecha y milonita. También incluye recubrimientos minerales delgados y vetillas de cuarzo y calcita. Cuando los materiales son suaves, el macizo rocoso es menos competente, y cuando éstos son más duros, la roca es más competente.

En la Figura 2.1 se muestra un diagrama ilustrativo sobre las propiedades de las discontinuidades.

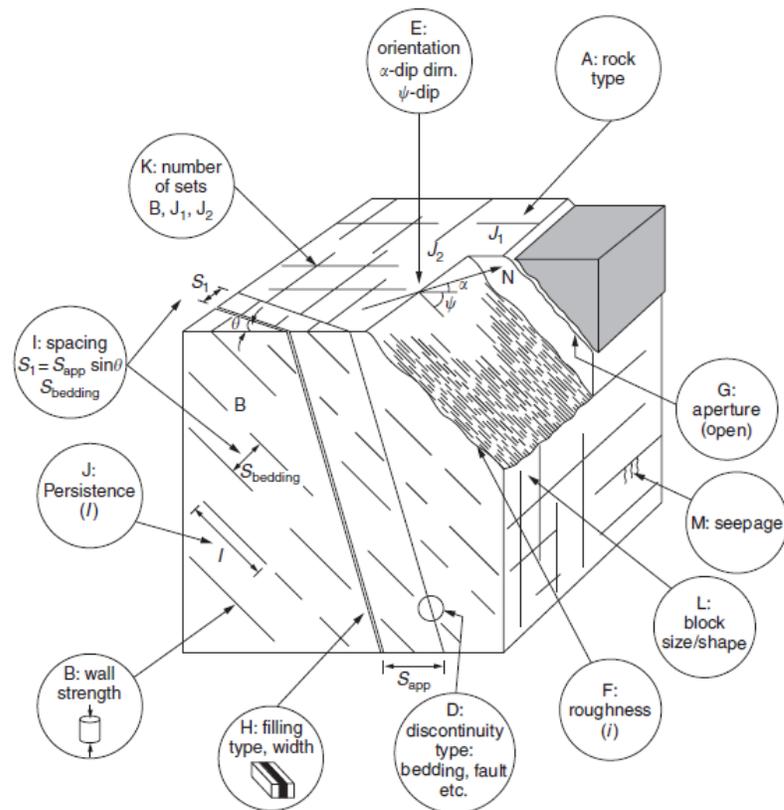


Figura 2.1. Diagrama ilustrativo de las propiedades de las discontinuidades (Wyllie, 1999).

2.1.2. Roca intacta

Las variables geotécnicas más relevantes en un proyecto minero son la resistencia que tiene la roca a distintos esfuerzos, los parámetros de deformación y los parámetros de falla de distintos criterios. Esta información se obtiene de distintos ensayos de laboratorio que se realizan a testigos de roca. El ensayo más utilizado para este fin es el de compresión uniaxial, donde la roca es sometida a un esfuerzo axial sin confinamiento y donde las deformaciones se miden constantemente gracias a un *strain gauge* instalado en la muestra. Para este ensayo, se asume que la roca tiene un comportamiento elástico, isótropo y homogéneo, por lo que solo se requieren dos constantes para definir el comportamiento del material.

Los resultados que se obtienen a partir de este ensayo son la resistencia a la compresión uniaxial de la roca (UCS), el módulo de Young (E) y la razón de Poisson (ν), que se pueden calcular a partir del gráfico esfuerzo-deformación como el mostrado en la Figura 2.2.

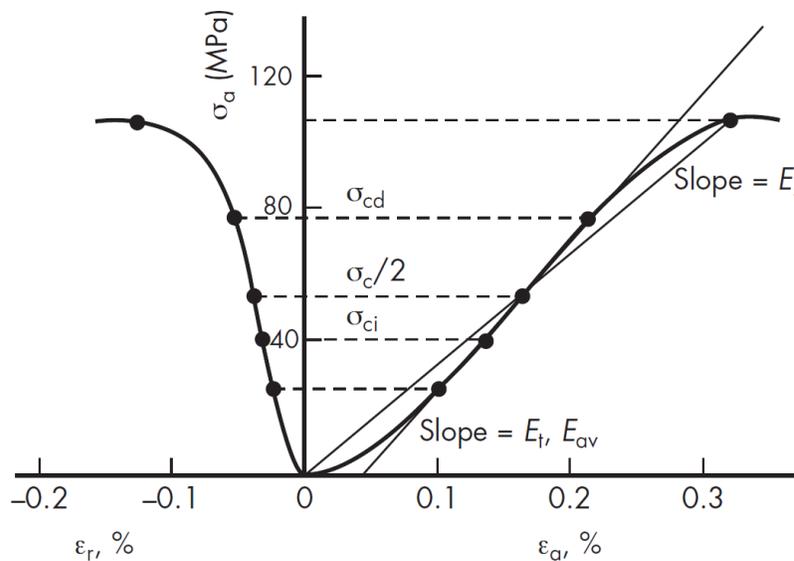


Figura 2.2. Gráfico esfuerzo axial-deformación típico (Brady & Brown, 2004).

Para complementar los resultados anteriores, es conveniente realizar ensayos de compresión triaxial ya que así se estudia el comportamiento de la roca ante distintos confinamientos. En este caso, el testigo se somete a un esfuerzo axial (σ_1) y dos esfuerzos laterales iguales ($\sigma_2 = \sigma_3$), sin medición de la deformación. El objetivo de este ensayo es calibrar distintos criterios de falla para la roca.

Actualmente, los tres criterios más utilizados son el de Mohr (1914) - Coulomb (1776), el de Hoek-Brown (1980) y el criterio frágil (Kaiser *et al.*, 2000). Todos ellos basan sus hipótesis en que la falla de la roca es función del esfuerzo principal mayor y el esfuerzo principal menor. Mientras que el criterio de Mohr-Coulomb es lineal, el de Hoek-Brown es potencial y el de Kaiser es multilineal.

2.1.3. Esfuerzos

La roca y el macizo rocoso se deforman y colapsan en respuesta a su propio peso y a los esfuerzos aplicados sobre ellos. En minería, la roca donde se llevan a cabo trabajos, soporta esfuerzos asociados al peso del material encima de ella, a la actividad tectónica y a las actividades mineras realizadas cerca de ella. A raíz de esto, se definen dos tipos principales de esfuerzos: *in situ* e inducidos.

Los esfuerzos *in situ* son aquellos que existen en el lugar antes de cualquier actividad minera. 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. El *World Stress Map* (Heidbach *et al.*, 2008) ha recopilado información relativa acerca de la orientación del esfuerzo horizontal mayor en varias zonas del planeta y puede ser usado en etapas tempranas de ingeniería para estimar los esfuerzos *in situ*. Sin embargo, en etapas posteriores, es recomendable realizar otros estudios en la zona con tal de determinar correctamente estos esfuerzos debido a la relevancia que tienen en la estabilidad de las excavaciones mineras que se realicen en el lugar. En el caso particular de Chile, existen trabajos afines (Chacón, 1988; Galarce, 2014) que permiten calcular los esfuerzos *in situ* de manera confiable.

A diferencia de los esfuerzos *in situ*, los esfuerzos inducidos son aquellos que resultan luego de realizar actividades mineras en el sector. Una excavación produce una redistribución de esfuerzos alrededor de ella, la cual depende de la geometría de la excavación, la geología, la resistencia del macizo rocoso y el estado previo de esfuerzos. Para simplicidad en los cálculos, 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.

Para resolver las ecuaciones asociadas a estos esfuerzos, existen soluciones analíticas (Kirsch, 1898) y soluciones numéricas mediante softwares especializados. Elementos de borde, elementos finitos y diferencias finitas son distintos métodos computacionales para resolver estas ecuaciones, cada uno con sus ventajas y desventajas, por lo que queda a criterio del usuario usar uno u otro.

2.2. Métodos de clasificación de macizo rocoso

En etapas tempranas de ingeniería, cuando se requiere de un diseño preliminar de un proyecto minero y se dispone de poca información detallada sobre la roca y su comportamiento ante distintos esfuerzos, se utilizan distintos métodos de clasificación para construir una imagen de las características de la roca y así proporcionar estimaciones iniciales sobre las propiedades de resistencia y deformación del macizo rocoso.

Es importante señalar que el uso de estos sistemas de clasificación básicos, no puede reemplazar ninguno de los procedimientos de diseño más elaborados. Sin embargo, como estos últimos requieren del uso de información relativamente detallada sobre esfuerzos *in situ*, propiedades de macizo rocoso y secuencia de excavación, en un principio, es preferible usar los métodos básicos para términos estimativos. Una vez que la información esté disponible, el uso de los sistemas de clasificación debe ser actualizado usando conjuntamente análisis específicos del sitio.

A lo largo de la historia se han construido distintos métodos de clasificación de macizo rocoso intentando formalizar una aproximación empírica para el diseño de excavaciones subterráneas. Sin embargo, se debe tener especial cuidado con el uso de éstos en situaciones distintas a las que se usaron para calibrarlos.

Entre los sistemas más utilizados en la minería actual se encuentran:

- *Rock Quality Designation* o RQD (Deere *et al.*, 1967).
- *Rock Tunneling Quality Index* o Q de (Barton *et al.*, 1974; Barton, 2002).
- *Rock Mass Rating* o RMR (Bieniawsky, 1976; Bieniawsky, 1989).

Dado el alcance de este estudio, a continuación, sólo se revisan los sistemas RQD y Q.

2.2.1. Rock Quality Designation (RQD)

Fue desarrollado como una herramienta para estimar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso a partir de testigos de sondaje. Se define como el porcentaje de trozos intactos mayores a 10 cm en el total del testigo (Deere *et al.*, 1967). En la Ecuación 2.1 se muestra la fórmula que lo representa.

$$RQD = \frac{\sum \text{Largo de trozos} > 10 \text{ cm}}{\text{Largo total del testigo}} \times 100$$

Ecuación 2.1. Fórmula de cálculo de RQD (Deere *et al.*, 1967).

Deere además propone una clasificación para el macizo rocoso que relaciona el RQD con la calidad de este (Ver Tabla 2.1).

Tabla 2.1. Clasificación macizo rocoso según RQD.

RQD (Descripción)	RQD (Valor %)
Muy mala	0 - 25
Mala	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Muy buena	90 - 100

Cuando el testigo no está disponible pero las discontinuidades son visibles en la superficie, el RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen como se muestra en la Ecuación 2.2 (Palmstrom, 1982).

$$RQD = 115 - 3.3 \cdot J_V$$

Ecuación 2.2. Fórmula de cálculo de RQD (Palmstrom, 1982).

Donde J_V es la suma del número total de discontinuidades por unidad de volumen (m^3).

Si bien este método es frecuentemente utilizado, no es un buen indicador de calidad de roca puesto que los trozos menores a 10 cm no aportan información y porque no distingue correctamente entre dos macizos muy buenos ($RQD=100$) o dos macizos muy malos ($RQD=0$).

2.2.2. Rock Tunneling Quality Index (Q)

Este parámetro fue diseñado para estimar los soportes necesarios en túneles construidos en roca dura (Barton *et al.*, 1974). Se define según la Ecuación 2.3.

$$Q = \frac{RQD J_r J_w}{J_n J_a SRF}$$

Ecuación 2.3. Fórmula para cálculo de Q (Barton et al., 1974).

Donde:

- RQD : Es el índice *Rock Quality Designation* o RQD (Deere *et al.*, 1967).
- J_n : Se calcula en función del número de sets de estructuras presentes en el macizo rocoso.
- J_r : Se calcula en función de la rugosidad de las estructuras más débiles.
- J_a : Se calcula en función de la alteración de las estructuras.
- J_w : Se calcula en función de la condición de aguas en las estructuras del macizo.
- SRF : Es el *Stress Reduction Factor*, que se asocia a los efectos de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso.

Además, cada cociente de la fórmula tiene un significado diferente:

- $\frac{RQD}{J_n}$: Representa el tamaño de los bloques.
- $\frac{J_r}{J_a}$: Representa la resistencia al corte entre bloques.
- $\frac{J_w}{SRF}$: Representa los esfuerzos activos.

Se propone una clasificación de la roca según el índice Q como se muestra en la Tabla 2.2 (Barton *et al.*, 1974).

Tabla 2.2. Clasificación de macizo rocoso según Q.

Descripción del macizo	Q
Excepcionalmente malo	0.001 - 0.01
Extremadamente malo	0.01 - 0.1
Muy malo	0.1 - 1
Malo	1 - 4
Regular	4 - 10
Bueno	10 - 40
Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	400 - 1000

2.3. Método sublevel stoping

El *sublevel stoping* es uno de los métodos de explotación subterráneos más utilizados en la mediana minería chilena debido a la alta productividad asociada a sus unidades básicas (Zablocki, 2009).

Se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales, y también en aquellos cuerpos masivos de gran potencia. Para este método, es importante que tanto la roca mineralizada como la roca caja presenten buenas condiciones de estabilidad, es decir, que presenten condiciones competentes o autosoportantes (Hamrin, 2001).

Este método se caracteriza por dividir el cuerpo mineral en caserones separados por grandes pilares verticales o subverticales, acompañados por pilares corona que ayudan a soportar el trabajo minero en la zona de producción. Una de las variantes que posee este método, es la recuperación de estas estructuras a través de tronadura masiva, lo cual permite aumentar la recuperación. Sin embargo, esta variante solo puede ser aplicada luego de haber llevado a cabo estudios de estabilidad que aseguren el correcto funcionamiento del método.

Es importante señalar que la precisión en el diseño de las unidades básicas es parte esencial para cualquier método de explotación, ya que así se reduce la incertidumbre en la elaboración de los planes mineros y en la valorización económica de éstos. En la Figura 2.3 se muestra un esquema general de este método de explotación.

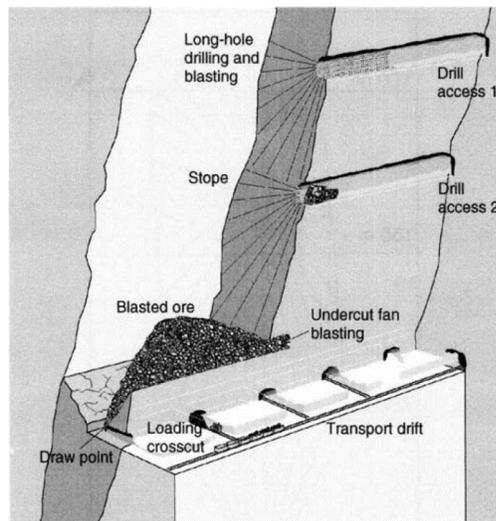


Figura 2.3. Esquema de desarrollo de *sublevel stoping* (Hamrin, 2001).

2.3.1. Diseño

Para el diseño de caserones en *sublevel stoping* es importante contar con las características principales de la roca (resistencia y estructura), y los esfuerzos aproximados alrededor de ellos, para así determinar la geometría y estabilidad de ellos, además de poder cuantificar la dilución planificada y la posible sobre excavación que se puede producir.

Como ya se mencionó, el análisis de estabilidad es una parte integral del diseño de excavaciones subterráneas. Los métodos más comunes para realizar este análisis son los analíticos, empíricos y numéricos. Por una parte, los métodos analíticos están basados generalmente en el uso de soluciones de forma cerrada como las propuestas por Kirsch (1989) y Ladanyi (1974). Sin embargo, estos solo son adecuados para excavaciones de geometrías simples como aperturas circulares y en dos dimensiones (Zhang y Mitri, 2008). Por otro lado, los métodos empíricos combinan la geometría de la excavación y la calidad del macizo rocoso, como se describe más adelante. Debido a que ambas metodologías tienen ciertas limitaciones, se utiliza el modelamiento numérico para corregirlas y complementar el diseño.

Los métodos empíricos actuales se basan en el gráfico de estabilidad de Mathews *et al.* (1981), el cual ha sido modificado por distintos autores para adecuarlo a los diferentes casos históricos reportados. A continuación, se habla de los más relevantes para este trabajo.

2.3.1.1. Método de estabilidad gráfico de Mathews *et al.* (1981)

El método de diseño empírico de Mathews *et al.* (1981) corresponde a un criterio de estabilidad creado en un comienzo para caserones en profundidad y luego extendido mediante la ampliación de la base de datos de trabajo (Potvin, 1988; Stewart & Forsyth, 1995; Trueman *et al.*, 2000; Mawdesley *et al.*, 2001). Este criterio permite reconocer lo siguiente:

- Falla controlada por esfuerzos en caserones.
- Falla estructural en caserones.

- Falla por combinación de mecanismos anteriores.

El método de estabilidad de Mathews genera tres zonas de estabilidad en un gráfico de dispersión semi-logarítmico (Figura 2.4) que incluye las siguientes definiciones:

- Zona estable: la excavación se mantiene en buen estado sin utilización de soporte, o solo con necesidad de soporte local.
- Zona de falla: la excavación presenta falla localizada, pero tiende a formar arcos mecánicos estables. Sumando la utilización de soporte, se puede disminuir el riesgo de falla.
- Zona de falla mayor o caving: la excavación falla y no logra estabilizarse antes del relleno de toda la cavidad.

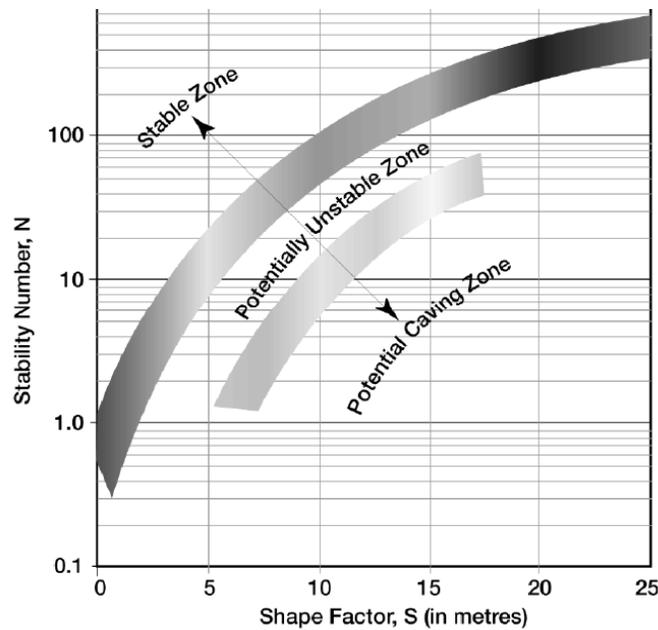


Figura 2.4. Gráfico de estabilidad de Mathews, modificado por Stewart y Forsyth (1995).

Las zonas anteriores son separadas entre sí por límites de isoprobabilidad basados en observaciones empíricas. Para ubicar los puntos en el gráfico de dispersión de Mathews se introduce la medida del radio hidráulico (HR) que cuantifica el tamaño de la pared del caserón a evaluar (Ver Ecuación 2.4).

$$HR = \frac{\text{Área pared [m}^2\text{]}}{\text{Perímetro pared [m]}}$$

Ecuación 2.4. Fórmula de radio hidráulico.

Adicionalmente se instaure un parámetro como indicador de estabilidad, conocido como número de estabilidad N , el cual se representa mediante la fórmula mostrada en la Ecuación 2.5:

$$N = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$$

Ecuación 2.5. Número de estabilidad de Mathews *et al.* (1981).

Donde:

- Q' : Índice Q de Barton modificado.
- A : Factor de ajuste por esfuerzos.
- B : Factor de ajuste por discontinuidades.
- C : Factor de ajuste por gravedad.

En este caso, el índice Q de Barton modificado considera un *SRF* igual a uno, puesto que éste se basa en casos históricos de túneles y no representa necesariamente la estabilidad de caserones.

De la misma forma, el parámetro J_w se considera igual a uno, puesto que los casos registrados presentaron condiciones secas. A raíz de estas consideraciones, se construyó un sistema de Q modificado (denotado por Q' y mostrado en la Ecuación 2.6) el cual se utiliza para los análisis de estabilidad de las excavaciones.

$$Q' = \frac{RQD J_r}{J_n J_a}$$

Ecuación 2.6. Fórmula para Q de Barton modificado.

En la Ecuación 2.5, el factor de esfuerzos A reemplaza al factor SRF del sistema de Barton y está basado en la razón entre la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{UCS} [Mpa]) y el máximo esfuerzo inducido actuando paralelo a la superficie (σ_1 [Mpa]). El Factor B considera la orientación del set estructural más crítico relativo a la orientación de la superficie del caserón. Mientras que el factor C está basado en el efecto que ejerce la gravedad sobre la estabilidad de la superficie del caserón y representa el ajuste por inclinación de las paredes.

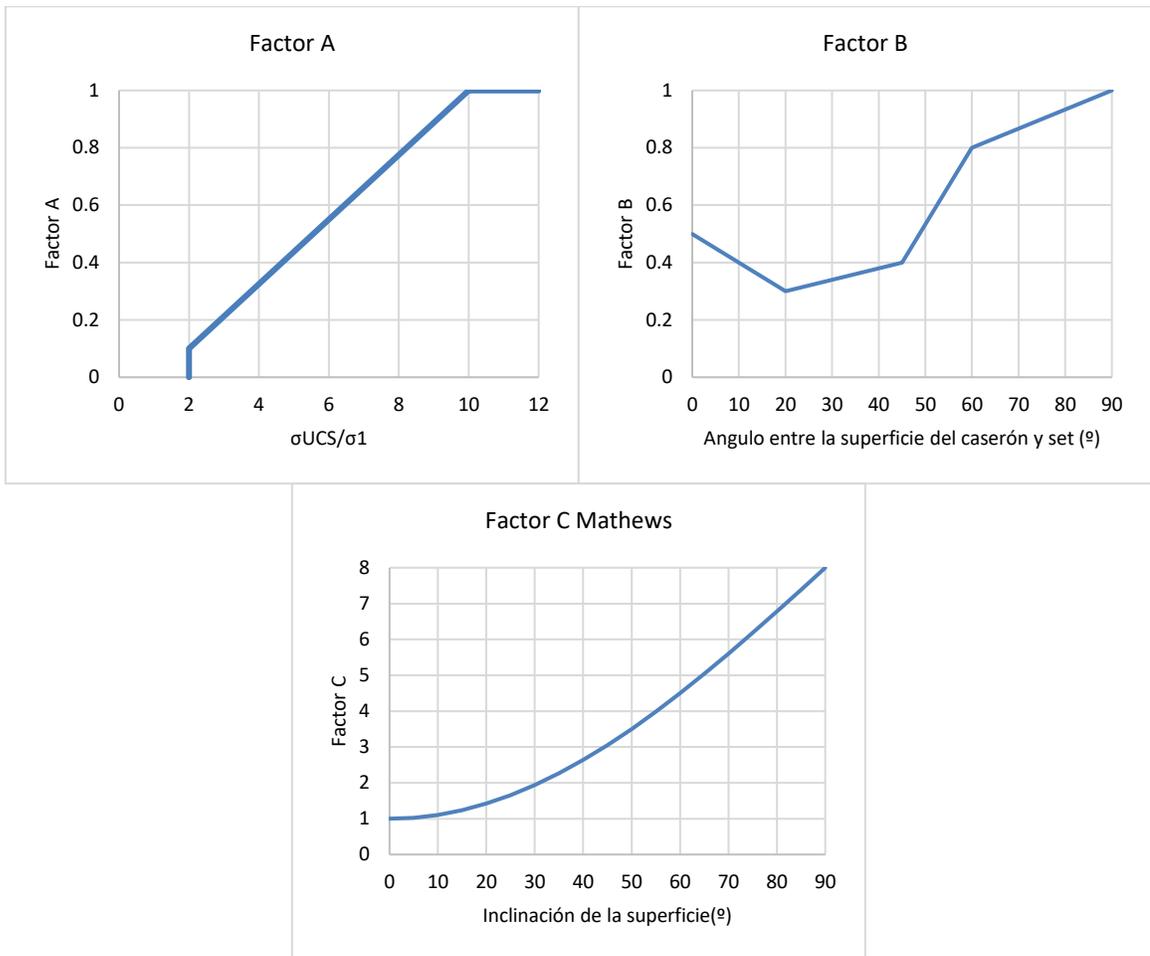


Figura 2.5. Factores A, B y C en número de estabilidad de Mathews *et al.* (1981).

Stewart y Forsyth (1995) actualizaron el gráfico de estabilidad de Mathews y propusieron 4 zonas de estabilidad (Figura 2.6):

- Potencialmente estable: superficies se encuentran totalmente soportadas sin la necesidad de refuerzo, con una mínima dilución (<10%).
- Potencialmente inestable: superficies requieren cierto tipo de soporte. La extensión del soporte determinará la falla asociada a dilución (10 a 30%).
- Potencial falla mayor: superficies requieren refuerzo extensivo (dilución mayor a 30%).
- Potencial hundimiento: en esta zona el refuerzo no es útil ya que las superficies continuarán fallando hasta que no existan espacios abiertos remanentes o la falla haya conectado con la superficie.

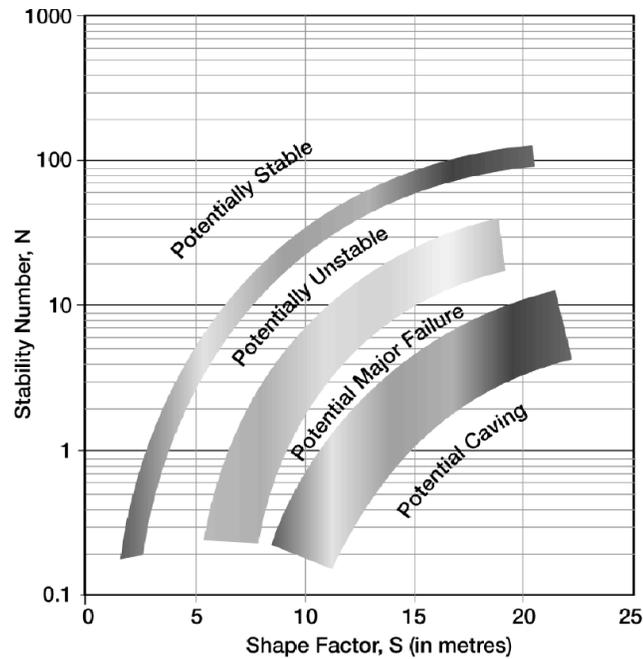


Figura 2.6. Gráfico de Mathews modificado por Stewart y Forsyth (1995).

Cabe destacar que el gráfico original de Mathews no determinaba de manera correcta la extensión del nivel de hundimiento para minas explotadas mediante *block caving*, es decir, la frontera no entregaba áreas lo suficientemente extensas para propagar el hundimiento, por lo que Stewart y Forsyth construyeron este límite basados en el gráfico de Laubscher (1990), el cual reflejaba de manera correcta casos históricos de *block caving*.

2.3.1.2. Método de estabilidad modificado por Potvin (1988)

El método empírico desarrollado por Potvin (1988) corresponde a una modificación del método de Mathews *et al.* (1981) cuyo objetivo era construir un modelo geomecánico que pudiera predecir la estabilidad de caserones abiertos en el contexto geológico canadiense. Para esto, Potvin se basó en 176 casos históricos de caserones sin soporte y 66 casos con soporte, recolectados de faenas de *sublevel stoping* en Canadá. Al igual que Mathews, utiliza un gráfico de dispersión semi-logarítmico (Figura 2.7), que se divide en tres zonas:

- Zona estable: estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no necesitan de mayor soporte o refuerzo.
- Zona inestable: se generan desprendimientos locales que pueden ser considerables hasta lograr la geometría de arco mecánico estable. Se aconseja la utilización de soporte y refuerzo.
- Zona de hundimiento: inestabilidad potencial, donde pueden ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared de manera de inhabilitar la actividad minera en el sector.

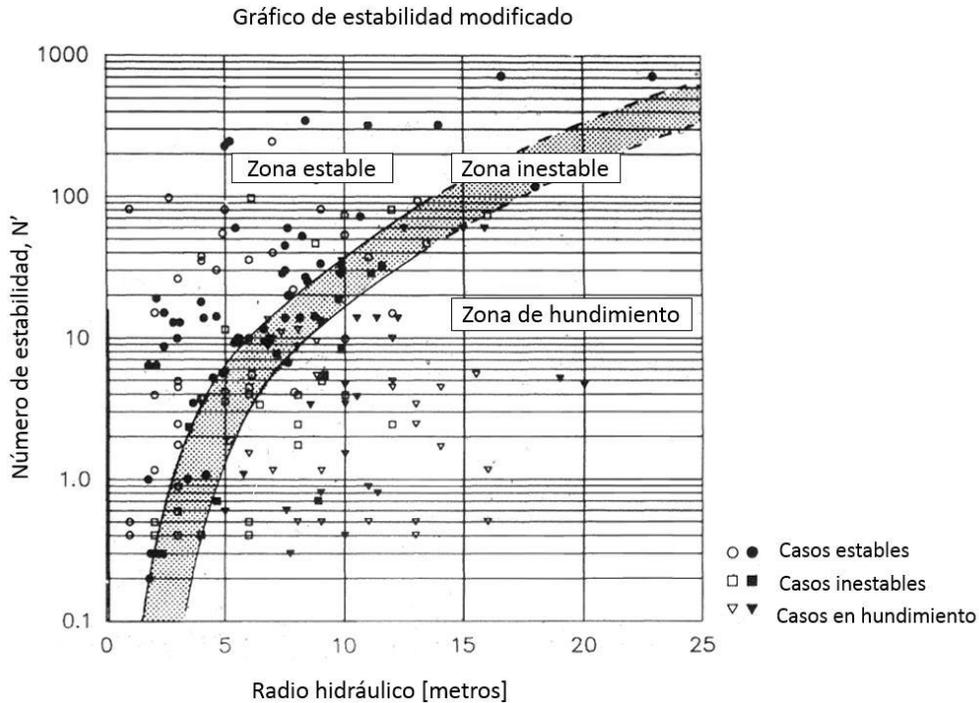


Figura 2.7. Gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Potvin (1988).

La ubicación de los casos históricos, al igual que Mathews, necesita del radio hidráulico y del número de estabilidad modificado (N'), el cual difiere del original en el cálculo de los factores de ajuste (Ver Ecuación 2.7).

$$N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$$

Ecuación 2.7. Número de estabilidad modificado por Potvin (1988).

Donde:

- Q' : Índice Q de Barton modificado.
- A : Factor de ajuste por esfuerzos modificado.
- B : Factor de ajuste por discontinuidades modificado.
- C : Factor de ajuste por gravedad modificado.

En el método de Potvin, el Factor A, derivado por modelamiento numérico, representa la influencia de los esfuerzos inducidos en torno a la excavación. Los factores B y C fueron modificados a través del estudio en redes estereográficas y minimizando las formas de falla por gravedad en dos formas: caída por causa gravitacional y deslizamiento relativo de bloques.

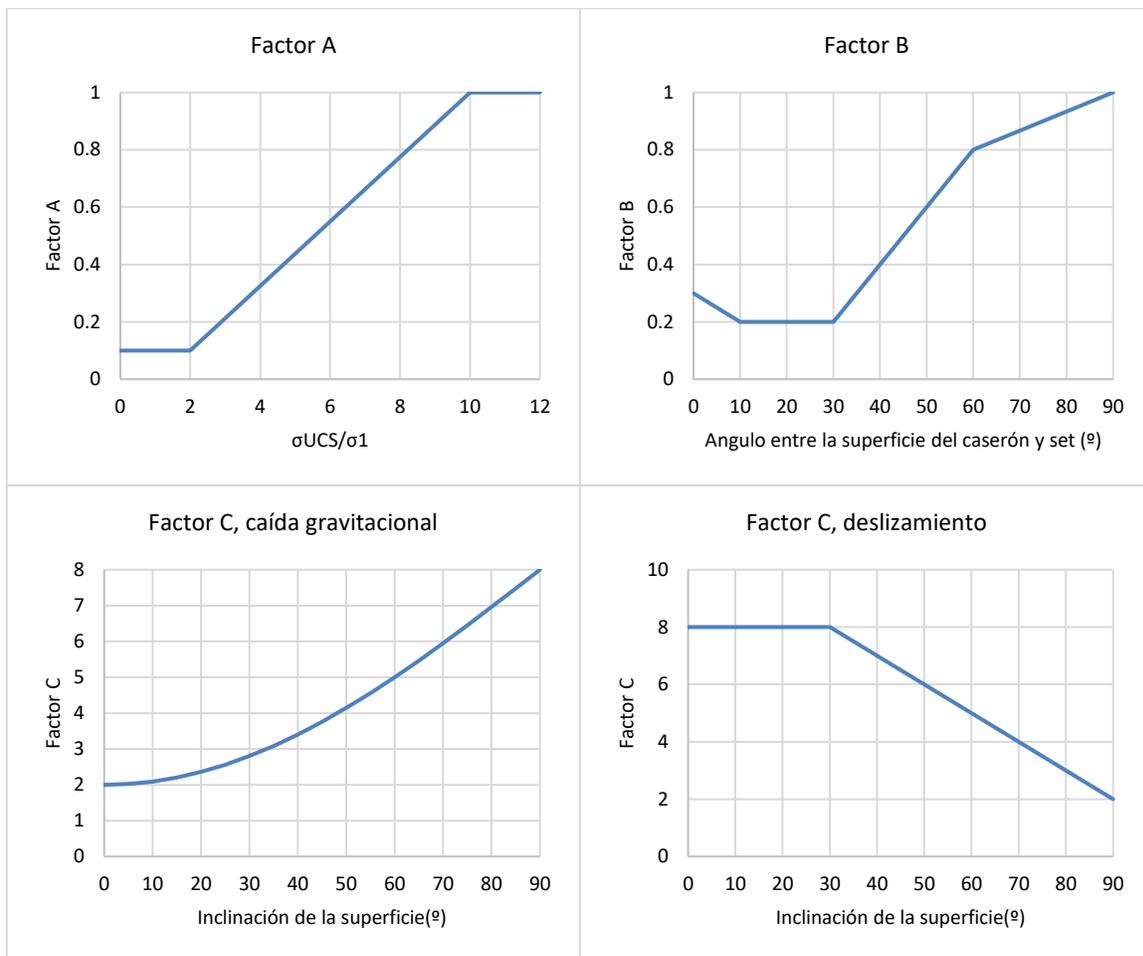


Figura 2.8. Factores A, B y C para número de estabilidad modificado (Potvin, 1988).

2.3.1.3. Método de estabilidad modificado por Mawdesley et al. (2001)

Mawdesley *et al.* (2001) extendió el gráfico de estabilidad de Mathews incrementando el número de casos históricos desde 176 a 485. Todos los nuevos casos fueron calculados a partir de los factores de ajuste originales. Por su parte, 100 de los casos modificados y agregados desde el gráfico de Potvin (1988) por Stewart y Forsyth (1995) fueron desechados debido a que no poseían información consistente.

Mawdesley llevó a cabo regresiones logísticas a la base de datos extendida para delinear las zonas de estabilidad de manera estadística y para determinar líneas de isoprobabilidad para escenarios estables, falla menor y falla mayor. Una de las ventajas en el uso de regresiones logísticas es que la incerteza en la aplicación del método de Mathews puede ser cuantificada dentro de un amplio rango de geometrías de caserón y condiciones de macizo rocoso, lo cual no era posible anteriormente.

El gráfico de estabilidad extendido de Mathews (Figura 2.9) posee una escala logarítmica tanto en el eje horizontal como en el vertical para ofrecer una imagen más clara de las zonas. Las fronteras

estable-falla y falla-falla mayor quedan definidas por las funciones mostradas en la Ecuación 2.8 y Ecuación 2.9, respectivamente (Mawdesley, 2002):

$$\ln(N) = -1.56 + 1.82 \cdot \ln(RH)$$

Ecuación 2.8. Frontera estable-falla en gráfico de Mawdesley (2002).

$$\ln(N) = -7.01 + 1.82 \cdot \ln(RH)$$

Ecuación 2.9. Frontera falla-falla mayor en gráfico de Mawdesley (2002).

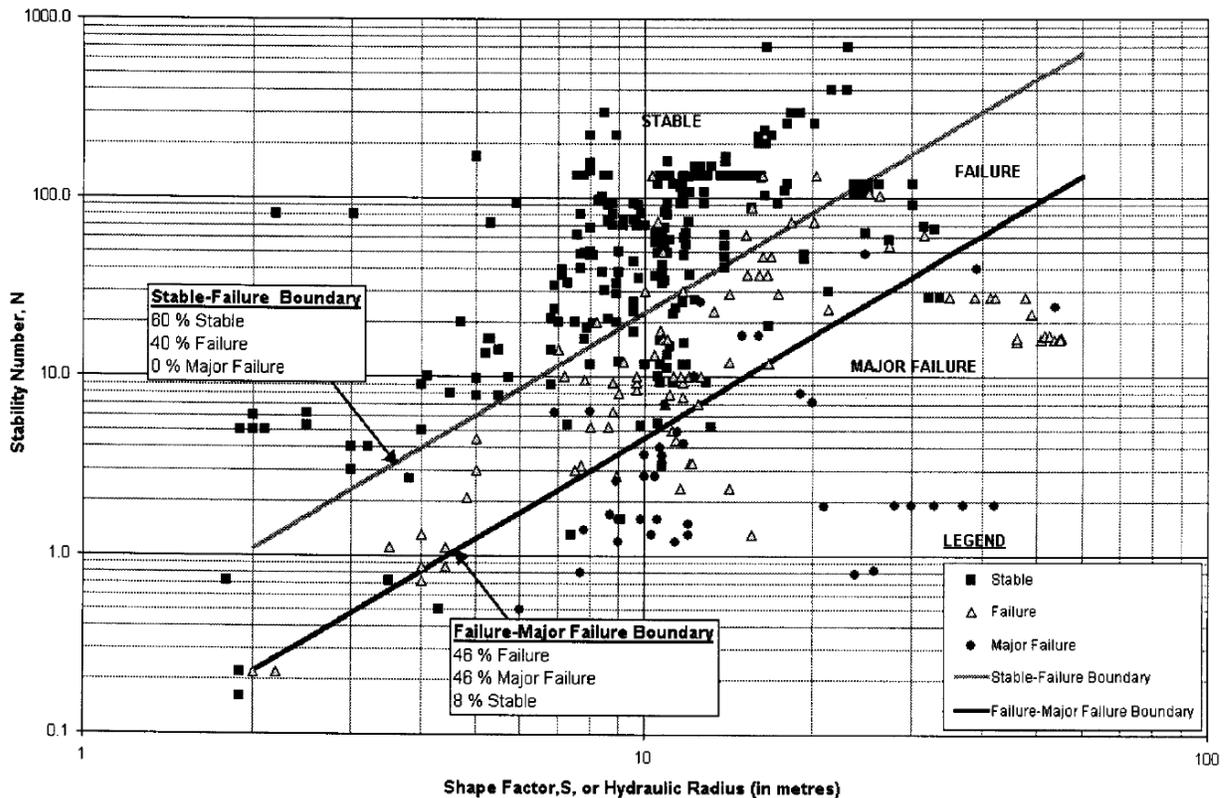


Figura 2.9. Gráfico de Mathews extendido (Mawdesley *et al.*, 2001).

2.3.1.4. Limitaciones de los métodos empíricos

Si bien el uso de los métodos empíricos para establecer la estabilidad de caserones es altamente aceptado hoy en día debido a que hacen uso de experiencias pasadas y no necesitan estimar parámetros representativos como en el caso del modelamiento numérico, se debe tener especial cuidado en su aplicación, puesto que deben ser utilizados exclusivamente en condiciones similares a las que fueron calibrados, de lo contrario, los resultados no serán representativos, poniendo en riesgo la sustentabilidad del negocio minero.

Una limitación compartida por este tipo de métodos, es no entregar información clara acerca de aspectos relevantes para el diseño minero, como son la sobre excavación y dilución, debido a que presentan descripciones cualitativas que sólo entregan información gruesa de la sobre excavación,

y a que se desentienden de factores operacionales como la excavación de zanjas, y la influencia de las operaciones de perforación y tronadura (Castro, 2015).

De la misma forma, autores como Mitri *et al.* (2011) y Suorineni (2010) han mencionado varias otras limitaciones para el uso de estas técnicas, las cuales se mencionan a continuación:

- Pobre representación de los modos de falla por deslizamiento en *footwalls* debido a la gravedad.
- El factor de esfuerzos no toma en cuenta inestabilidades por tensión.
- Simplificación de geometrías complejas (dado que el radio hidráulico solo puede ser calculado en formas regulares).
- No se consideran efectos de fallas.
- Subjetividad en la definición de zonas estables.

Otra de las limitantes que se logra establecer para estas metodologías, es que no incorporan análisis de variabilidad del macizo rocoso en ninguna de sus etapas y solo trabajan con valores promedio de las características de la roca, a pesar de conocer su comportamiento heterogéneo. De esta forma no se logra tener un análisis cuantitativo del peligro asociado al diseño de caserones, lo que puede influir negativamente en las decisiones futuras de un proyecto minero.

Por lo tanto, resultaría útil incorporar la variabilidad geotécnica para entender cómo afecta cada parámetro de la roca en la estabilidad del caserón, y así detectar oportunidades de mejora en el diseño, lo que llevaría a una mejor decisión de negocio y a reducir la incertidumbre en los planes proyectados.

2.4. Dilución

El concepto de dilución puede vincularse a dos indicadores de la calidad de la explotación minera: desempeño y eficiencia. El desempeño de un caserón está generalmente medido en relación a su habilidad para maximizar la recuperación minera. No obstante, el incrementar la recuperación conlleva inherentemente un aumento de la dilución debido al aumento del tamaño de las unidades, lo que implica pérdida de selectividad y mayor probabilidad de falla en las paredes. En relación a esto último, se ha establecido que el principal mecanismo o fenómeno físico que permite cuantificar la dilución en *sublevel stoping* corresponde a la sobre excavación de las paredes del caserón (Cepuritis y Villaescusa, 2006).

También se entiende a la dilución como un indicador de eficiencia minera, definida como la proporción de lastre introducido al proceso minero. Mayor eficiencia implicaría menor dilución, y por ende menores costos de producción. Ahora bien, dado que la dilución se cuantifica principalmente por la cantidad de sobre excavación de las paredes del caserón, ésta suele ser difícil de calcular ya que exige la implementación de levantamientos de cavidades por láser y posterior análisis comparativo. Sin embargo, de acuerdo al grado de certidumbre de la procedencia de la dilución, es posible distinguir dos tipos (Scoble y Moss, 1994):

- Dilución planificada: hace referencia al material estéril que es cubicado dentro de los márgenes de la definición física de la unidad básica minera, y forma parte de la planificación minera.
- Dilución no planificada: material adicional extraído que no corresponde a mineral, ya sea roca o relleno provenientes desde las afueras de los márgenes del caserón. La disponibilidad de este material ocurre debido a fracturamiento inducido en las paredes por daño por tronadura, desprendimiento de rocas desde las paredes inestables, o desprendimientos de relleno.

Dado el impacto en los costos de producción, estimar la magnitud de la dilución no planificada permite diseñar caserones con un nivel de certidumbre mayor en relación a su estabilidad, y a la estabilidad de los pilares circundantes. A su vez, esto permite definir los costos asociados a la tolerancia a la dilución para el sistema minero, entendiendo de forma exhaustiva la relación entre la recuperación y la dilución para la valorización de las operaciones mineras.

2.4.1. *Equivalent Linear Overbreak/Slough (ELOS)*

El término ELOS fue introducido para representar a la dilución en términos de una densidad lineal de sobre excavación (Dunne y Pakalnis, 1996; Clark y Pakalnis, 1997). Este término uniformiza el volumen total de sobre excavación de una pared a lo largo de toda la extensión de su área, tal como puede verse en la Figura 2.10.

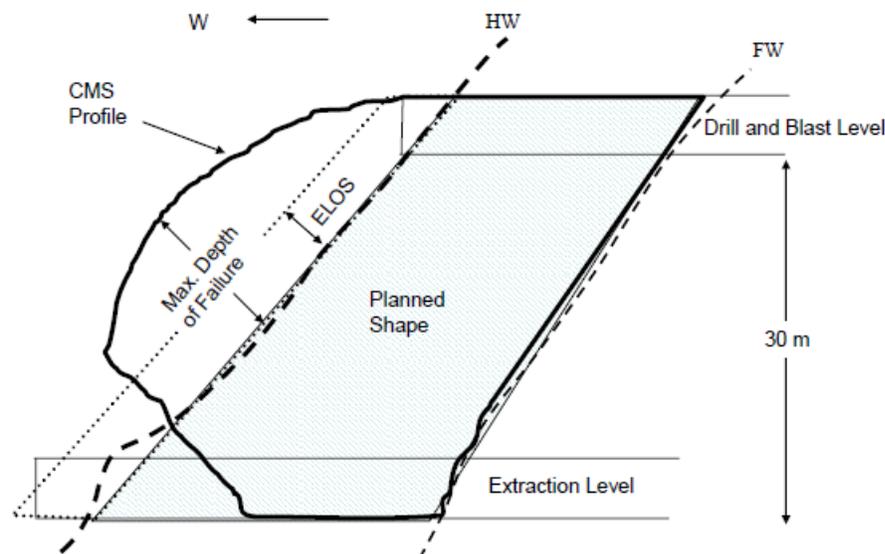


Figura 2.10. Sección transversal de ELOS (Capes, 2009).

Físicamente el término ELOS representa una profundidad promedio de sobre excavación para una pared (Ecuación 2.10), y tiene la ventaja de entregar información de manera independiente del valor del ancho del caserón, a diferencia del término porcentual. Cuando se expresa la dilución en términos porcentuales (%), el ancho del caserón genera grandes distorsiones en el análisis dado su

peso en el volumen total de la excavación, pudiendo ser este último el caso de comparación entre vetas angostas y caserones de ancho considerable.

$$ELOS[m] = \frac{\text{Volumen de sobre excavación de la pared [m}^3]}{\text{Área de la pared [m}^2]}$$

Ecuación 2.10. Fórmula dilución por medio de ELOS (Clark y Pakalnis, 1997).

La ELOS convierte una medida volumétrica de la sobre excavación en una profundidad promedio, redistribuida sobre el área total estudiada. Así la dilución en términos porcentuales es fácilmente obtenida luego por la Ecuación 2.11.

$$\%Dil = \frac{ELOS[m]}{\text{Ancho de la pared [m]}}$$

Ecuación 2.11. Dilución en base porcentual (Clark y Pakalnis, 1997).

2.4.2. Guía de estimación de ELOS de Clark (1998)

La metodología de Clark (1998) toma como función el número de estabilidad modificado de Potvin (N') y el radio hidráulico (HR [m]) para la cuantificación de la sobre excavación. A través de una base de datos que comprenden mediciones de 47 caserones de 6 minas distintas en Canadá, determinó líneas de isoprobabilidad de dilución que son usadas para estimar la sobre excavación en caserones abiertos.

Para definir las líneas de división de zonas de sobre excavación, Clark se basó arbitrariamente en su experiencia ingenieril y en la tendencia visual de los datos. De manera de tener un respaldo estadístico, buscó a través de regresiones logísticas y redes neuronales emular de mejor forma las curvas delimitadas arbitrariamente, alcanzando buen ajuste en algunas zonas de las curvas propuestas, pero nunca en la totalidad de éstas.

Si bien el gráfico de estimación de dilución de Clark presentado en la Figura 2.11 es una buena herramienta y actualmente la más conocida, una debilidad de su metodología es que sigue amarrada al juicio del autor y no es independiente de sesgo como lo sería una delimitación meramente estadística.

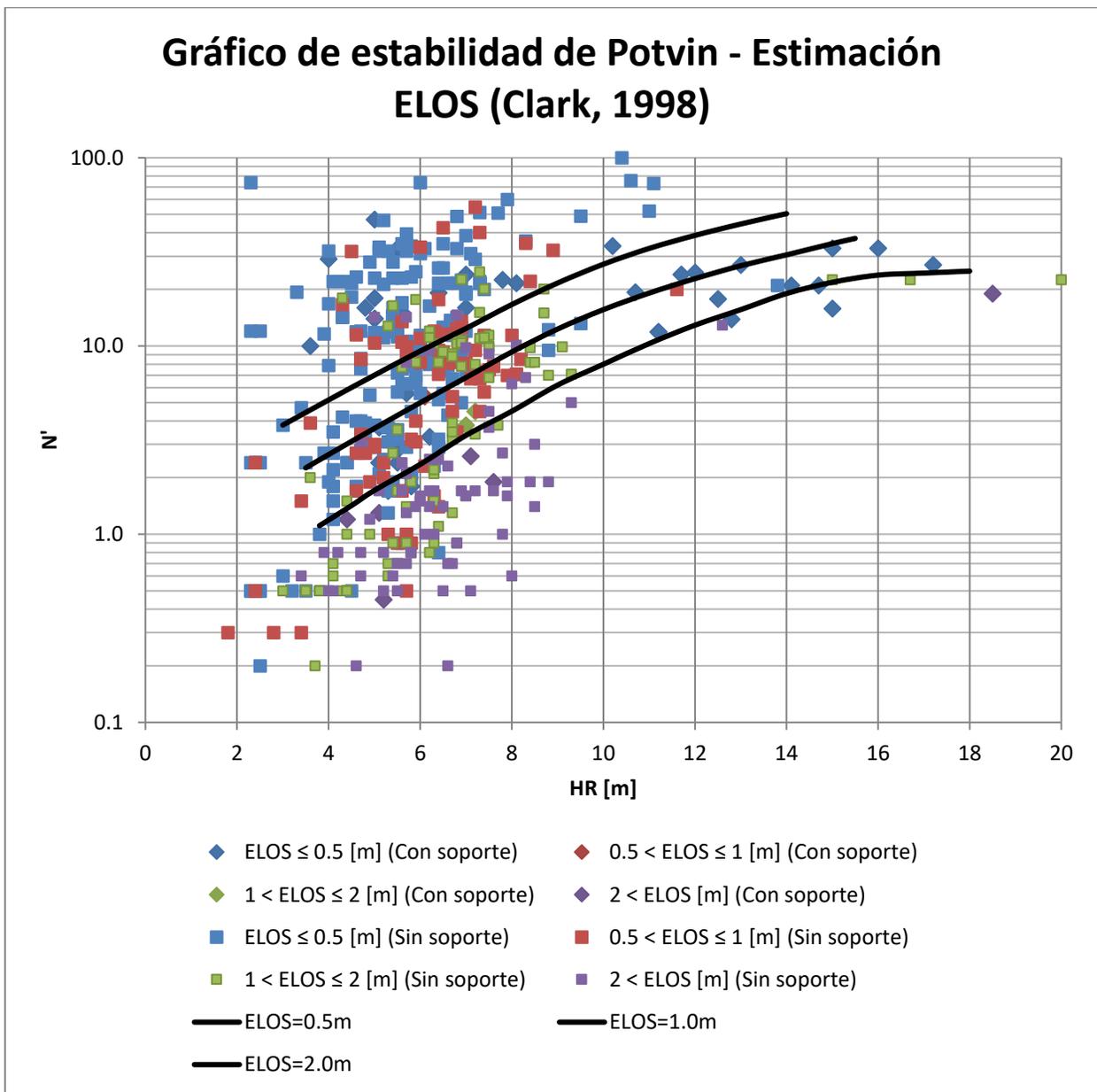


Figura 2.11. Guía de estimación de dilución de Clark (1998).

2.4.3. Guía de estimación de ELOS actualizada

Castro (2015) actualizó la guía de estimación de dilución de Clark (1998) tomando 38 nuevos casos provenientes de dos minas chilenas distintas.

La nueva guía de estimación gráfica se muestra en la Figura 2.12 cuya formulación se presenta en la Tabla 2.3. Cabe mencionar que este modelo alcanza un R^2 de 0.54 con respecto a la base de datos, e indicadores de clasificación PSS que fluctúan entre 0.12 y 0.50 por clase.

Tabla 2.3. Formulación guía de estimación actualizada.

Función ELOS	Ecuación
ELOS = 0.5 [m]	$N = 10^{\frac{0.5-4.01 \cdot \log(HR)}{-1.87}}$
ELOS = 1 [m]	$N = 10^{\frac{1.0-4.01 \cdot \log(HR)}{-1.87}}$
ELOS = 2 [m]	$N = 10^{\frac{2.0-4.01 \cdot \log(HR)}{-1.87}}$

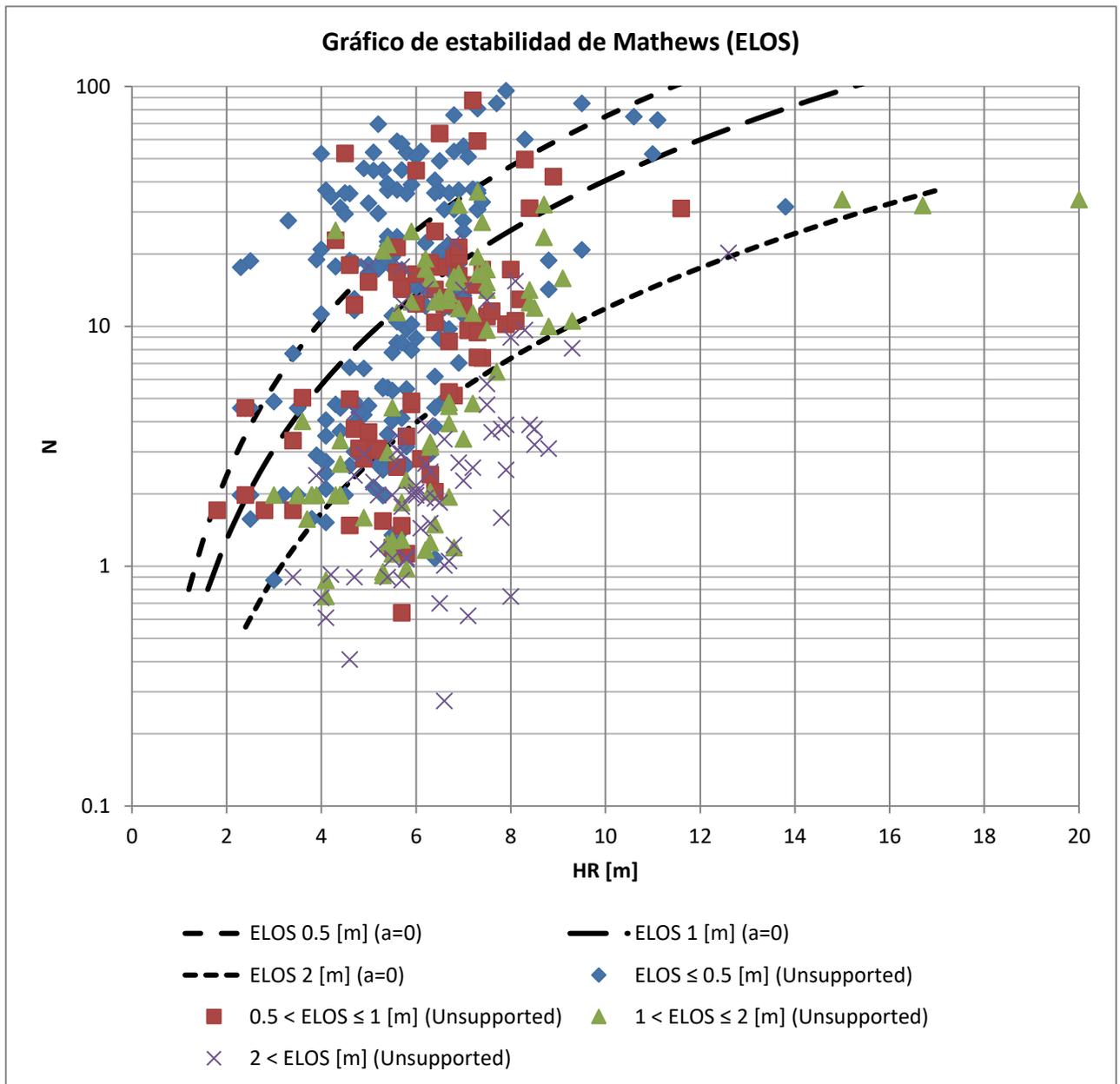


Figura 2.12. Guía de estimación actualizada (Castro, 2015).

2.5. Métodos de modelamiento numérico

En la actualidad existen tres métodos tridimensionales ampliamente utilizados en el modelamiento numérico en mecánica de rocas: i) método de elementos de borde (BEM), ii) método de elementos finitos (FEM) y iii) método de diferencias finitas (FDM). Estos tres métodos son de naturaleza continua, y se ajustan en mayor o menor medida a las características propias del problema a modelar, permitiendo la implementación de rutinas que incorporen los supuestos sobre el modelo constitutivo del macizo rocoso.

La principal virtud del modelamiento numérico tridimensional, por sobre los estudios bidimensionales, guarda relación con el ahorro en los errores inducidos por supuestos tales como deformaciones planas o esfuerzos planos, permitiendo delimitar con mayor exactitud las zonas con gradientes de esfuerzos y sus geometrías o patrones (Castro, 2015).

El presente trabajo se basará en el modelamiento numérico 3D de la excavación con el objetivo de apreciar la cantidad de sobre excavación producida en su pared colgante y calcular el criterio de esfuerzo principal menor que produce esa dilución. Para realizar esto se utilizará el software de modelamiento numérico FLAC3D v4.0 (propiedad de Itasca) el cual ocupa el método de diferencias finitas (FDM) que se describe en la siguiente sección.

2.5.1. Método de diferencias finitas (FDM)

El método de diferencias finitas (FDM) asume que el medio es continuo. Para la representación del medio continuo necesita de la discretización de todo el dominio a modelar, creando una grilla en la que existen zonas unidas entre sí mediante nodos en sus vértices. Estos nodos son los encargados de representar la interacción entre todas las zonas, transmitiendo las fuerzas de interacción del problema.

Este método entrega una solución a través del cálculo y balance de fuerzas y desplazamientos nodales, haciendo un cálculo explícito nodo a nodo de las ecuaciones de movimiento presentes en el problema y no invirtiendo una matriz global. En adición, al incorporar una tasa de amortiguación para absorber energía, se garantiza una tasa de convergencia adecuada de la solución que dependerá de las fuerzas no balanceadas presentes en el cálculo del problema.

El método involucra relacionar mediante ecuaciones diferenciales las variables mecánicas del material con las variables cinemáticas, las que son resueltas según las condiciones iniciales y de borde especificadas. Cada ecuación diferencial en el set de ecuaciones gobernantes, es reemplazada directamente por ecuaciones algebraicas escritas en términos de las variables de campo (por ejemplo, stress o desplazamientos) en puntos discretos del espacio (nodos). El nombre del método de diferencias finitas proviene de suponer que las derivadas de primer orden de tiempo y espacio pueden ser aproximadas por diferencias finitas, asumiendo variaciones lineales sobre intervalos finitos de espacio y tiempo respectivamente, los que son llamados pasos.

Al resolver las ecuaciones explícitamente y no incorporar la inversión de matrices, este método resulta más eficiente y apropiado para problemas que involucren grandes deformaciones, colapsos o inestabilidades mayores. La ventaja más importante de este método es que no se necesitan procesos de iteración cuando se calculan esfuerzos desde deformaciones en un elemento, incluso

si su ley constitutiva es no-lineal. La desventaja del método FDM está dada por el pequeño paso de tiempo de cálculo, lo que se traduce en grandes cantidades de pasos para resolver un problema.

2.6. Variabilidad geotécnica en mecánica de rocas

La incertidumbre intrínseca en las propiedades físicas y mecánicas de la masa de roca hacen que sea complejo establecer los valores característicos para estas propiedades.

La incertidumbre asociada con las propiedades del macizo rocoso se puede dividir en dos categorías: la incertidumbre aleatoria y epistémica. La incertidumbre aleatoria es un resultado de la aleatoriedad natural en la roca debido a los procesos geológicos a los que ha sido sometido. Esto es evidente a partir de la variación espacial de las propiedades del macizo, como la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) dentro de una capa geológica nominalmente uniforme (Bedi y Harrison, 2012). La incertidumbre aleatoria es también llamada variabilidad inherente (Nadim, 2007).

Por otra parte, la incertidumbre epistémica se debe a la falta de conocimiento sobre una variable. Esto se puede deber a la falta de datos de campo o de laboratorio, o falta de información sobre eventos y procesos geológicos. Se divide en tres clases (Nadim, 2007):

- Incertidumbre estadística: se debe a la información limitada, así como al número de muestras u observaciones disponibles.
- Incertidumbre de medida: se presenta debido a las imperfecciones del instrumento o método utilizado para la medición.
- Incertidumbre del modelo: se debe a la idealización realizada en la formulación física del problema.

En problemas de mecánica de rocas, las incertidumbres en los parámetros de diseño suelen ser de ambos tipos. Sin embargo, las incertidumbres que se encuentran en el diseño geotécnico generalmente son epistémicas en lugar de aleatorias debido a la falta de conocimiento sobre las propiedades de la roca (Christian, 2004). Sobre la base de la distinción entre ambas incertidumbres, éstas debían ser tratadas de diferente manera. Se postuló que la variación debido a la incertidumbre aleatoria debía ser caracterizada por modelos estocásticos y manejados usando teoría probabilística, mientras que técnicas no probabilísticas, como la lógica difusa, debían ser usados para manejar los parámetros del macizo rocoso que exhibieran incertidumbre epistémica (Bedi y Harrison, 2012).

Como la variabilidad está muy presente en la ingeniería geotécnica, y durante el diseño y análisis de cualquier tipo de excavación en la roca, los parámetros de entrada afectados por la incertidumbre deben ser tratados como variables aleatorias en lugar de ser tratados como un solo valor. Las variables aleatorias son consideradas como un rango dentro del cual ciertos valores pueden ocurrir con más frecuencia que otros y estas variables tienen que ser cuantificadas con tal de usarlas como input en cualquier análisis probabilístico geotécnico. La cuantificación de la incertidumbre envuelve la determinación de los momentos estadísticos, especialmente de la media y la varianza, de las variables aleatorias y también de la determinación de la distribución de probabilidad de las

variables. La Figura 2.13 resume los pasos para la cuantificación de la incertidumbre geológica epistémica en materiales geotécnicos como los macizos rocosos.

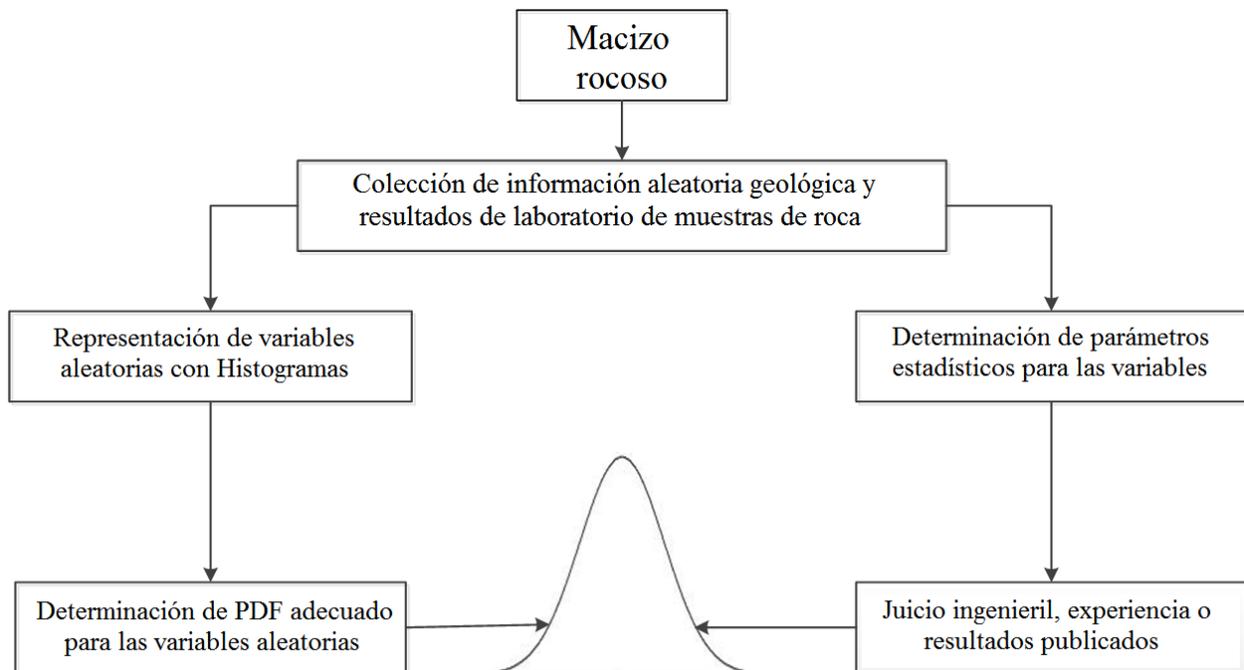


Figura 2.13. Pasos para la cuantificación de incertidumbre en propiedades del macizo rocoso (modificado de Haldar y Mahadevan, 2000).

2.6.1. Parámetros estadísticos

La recolección de datos a partir de observaciones de campo y de test de laboratorio es importante puesto que a partir de ellos es que se pueden establecer los parámetros estadísticos de las variables estudiadas. Los principales parámetros a obtener son las medias y las desviaciones estándar puesto que ellas aportan información acerca de la variabilidad de las propiedades del macizo rocoso. Además, las características de la distribución de probabilidad de las variables aleatorias a menudo son una función de estos parámetros estadísticos. A continuación, se definen los más relevantes para este estudio:

- **Media:** es la característica más importante de una variable aleatoria y describe su tendencia central. Puede ser calculada mediante la Ecuación 2.12.

$$\mu_x = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i$$

Ecuación 2.12. Media de una variable.

- **Varianza:** es una medida de la dispersión de una variable y se puede expresar como se observa en la Ecuación 2.13.

$$Var(x) = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \mu_x)^2$$

Ecuación 2.13. Varianza de una variable.

- Desviación estándar: también es una medida de la dispersión de una variable. Una desviación pequeña indica que los datos se encuentran agrupados, mientras que un valor alto indica una gran dispersión de los datos en relación a su media. En la práctica, este valor es usado en preferencia a la varianza porque está en la misma unidad que la media. En la Ecuación 2.14 se muestra cómo obtener este valor.

$$\sigma_x = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \mu_x)^2}$$

Ecuación 2.14. Desviación estándar de una variable.

- Coeficiente de variabilidad: a pesar de que la desviación estándar tiene la misma unidad que la media, la información que entrega puede ser confusa cuando se comparan diferentes propiedades del material. Por ejemplo, una desviación estándar de 10 MPa para una muestra de roca con un valor medio de 50 MPa es más significativa cuando se compara con otra muestra de roca con la misma desviación, pero con un valor medio de 200 MPa. Por lo tanto, existe la necesidad de una medida de variabilidad que sea adimensional y que pueda medir la magnitud relativa de la variabilidad de diferentes propiedades del material. Esta medida se denomina coeficiente de variabilidad (COV) que se expresa generalmente como un porcentaje y se puede estimar usando la Ecuación 2.15.

$$COV(x) = \frac{\sigma_x}{\mu_x} \cdot 100\%$$

Ecuación 2.15. Coeficiente de variabilidad de una variable.

La estimación de la desviación estándar puede ser difícil cuando hay pocos datos. Para esta situación, se pueden utilizar valores publicados para la desviación estándar y COV en aquellos parámetros geotécnicos que así lo requieran (Duncan, 2000).

2.6.2. Distribución de probabilidad

Una función de densidad de probabilidad (PDF) es una función que define una variable aleatoria continua. Describe la probabilidad relativa de que una variable aleatoria asuma un valor particular (Hoek *et al.*, 1995).

Básicamente, la variabilidad en los datos recogidos puede representarse gráficamente en un histograma, el cual muestra la frecuencia con la que se encuentran los datos dentro de los intervalos especificados. Con el fin de adaptar una PDF teórica para el histograma, las curvas PDF se

superponen en el histograma y luego se comparan estadísticamente para saber cuál se ajusta mejor a los datos.

Existen variados tipos de PDF, sin embargo, los más utilizados en mecánica de rocas son:

- Distribución normal o Gaussiana: es la distribución de probabilidad más común y se utiliza generalmente para estudiar probabilidades en ingeniería geotécnica a menos que se tengan buenas razones para seleccionar otra distribución (Hoek *et al.*, 1995).
- Distribución lognormal: en ingeniería geotécnica, cuando las variables aleatorias deben ser no-negativas, una distribución lognormal es más apropiada para eliminar cualquier posibilidad de valores negativos (Haldar y Mahadevan, 2000).
- Distribución exponencial: cuando los eventos ocurren continua e independientemente a un ritmo constante, entonces el tiempo de ocurrencia entre los eventos puede ser modelado por una distribución exponencial.

Para finalizar la revisión bibliográfica, se presenta el estado del arte actual en relación a incorporar la variabilidad geotécnica en el diseño de excavaciones subterráneas usando métodos empíricos y métodos numéricos, además de algunas críticas hacia estos trabajos y las limitaciones que presentan.

2.6.3. Variabilidad geotécnica

Para todo diseño de excavaciones subterráneas es importante tener una estimación confiable de las características del macizo rocoso en cuanto a su resistencia y deformación. Sin embargo, esto se ve dificultado por la inherente variabilidad de las propiedades de la roca debido a la cantidad de procesos geológicos a los que ha estado sometida. Por esta razón, se deben usar métodos estadísticos y probabilísticos para establecer adecuadamente los parámetros de la roca en el lugar donde se está estudiando la excavación (Harr, 1987). También se recomienda la utilización del método de Monte Carlo para establecer la distribución de probabilidad de las variables puesto que utiliza los datos medidos en terreno como base para su desarrollo (Harr, 1987).

En la literatura existe un limitado número de estudios que consideran estimaciones estocásticas de las características de resistencia y deformación del macizo rocoso (Kim y Gao, 1995; Sari, 2009; Sari, 2010). Estos estudios mencionan que es altamente recomendable hacer uso de análisis probabilísticos para los parámetros geotécnicos debido a que de esa forma se refleja la naturaleza aleatoria de propiedades geotécnicas en el macizo.

Kim y Gao (1995) estimaron las características mecánicas del macizo rocoso usando simulaciones de Monte Carlo. El estudio se enfocó en el módulo de deformación, y también en la resistencia a la compresión uniaxial de la roca. Para ello, primero establecieron los datos a utilizar para cada variable y luego aplicaron simulaciones de Monte Carlo para ajustar adecuadamente una distribución de probabilidad. Sus resultados demostraron la inherente variabilidad de la roca y la importancia de asumir distribuciones para los parámetros de macizo rocoso. Además, propusieron el método de Monte Carlo como una alternativa confiable para realizar este estudio, tal y como lo había propuesto Harr (1987).

Del mismo modo anterior, otros autores han utilizado Monte Carlo para establecer distribuciones a parámetros geomecánicos. Sari (2010) estudió la distribución de tres parámetros principales de la roca andesita Ankara: la resistencia a la compresión, la resistencia a la tracción y el módulo de deformación. Su estudio se basó en establecer que el modelamiento estocástico es una técnica útil para estimar la variación de ciertos parámetros de la roca. Su metodología difiere de la de Kim & Gao debido a que en primer lugar obtiene la distribución de los parámetros base de la roca, como los son el UCS, RQD, espaciamiento, persistencia y apertura de las discontinuidades, para luego obtener distribuciones de RMR y GSI, y finalmente obtener distribuciones de las características del macizo rocoso. En la Figura 2.14 se resume el método utilizado en este caso.

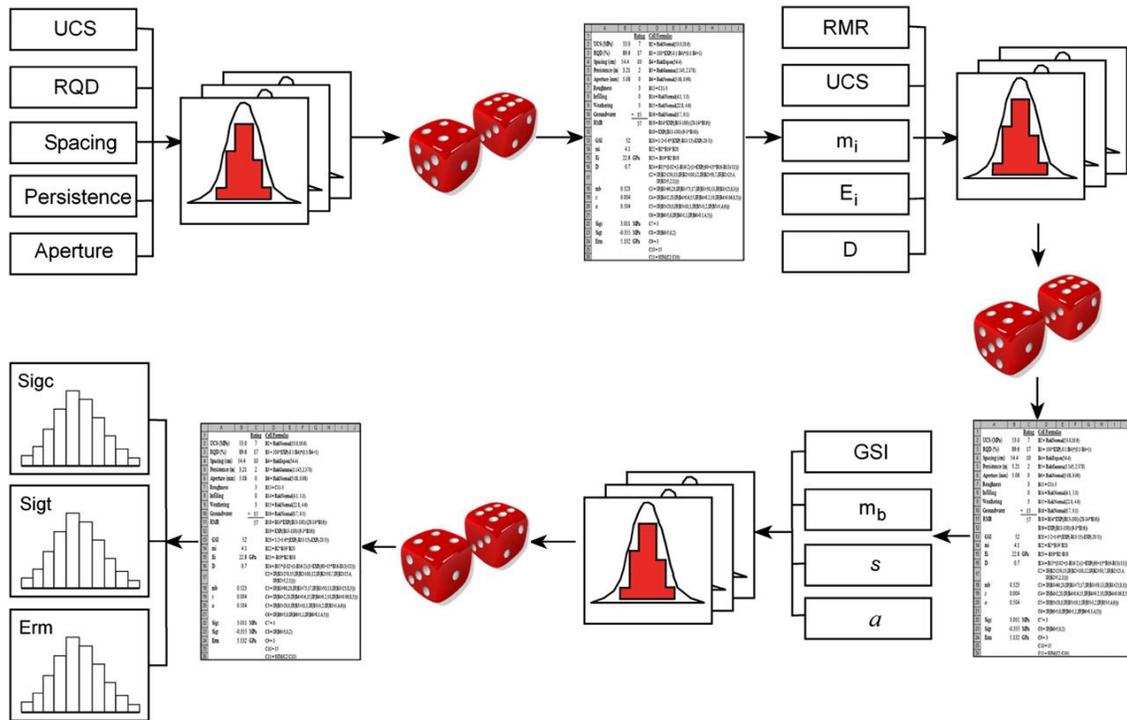


Figura 2.14. Diagrama esquemático de metodología aplicada por Sari (2010).

2.6.4. Variabilidad en métodos empíricos

Debido a que los métodos empíricos solo utilizan valores promedio de las características geotécnicas del macizo rocoso, Diederichs y Kaiser (1996) decidieron estudiar la influencia que tiene la variabilidad de la roca en el diseño de caserones por sublevel stoping. Su estudio se basó en incorporar una distribución de probabilidad al gráfico de estabilidad de Mathews (1981) con tal de establecer probabilidades en el diseño empírico. La metodología que utilizaron fue agregar variabilidad a los parámetros RQD, J_n , J_r , J_a , A , B y C con tal de lograr una distribución de probabilidad para el número de estabilidad N' (Figura 2.15). Una vez incorporada esta distribución al gráfico, podían obtener la probabilidad de que la excavación diseñada estuviera en la zona estable, inestable o de *caving*.

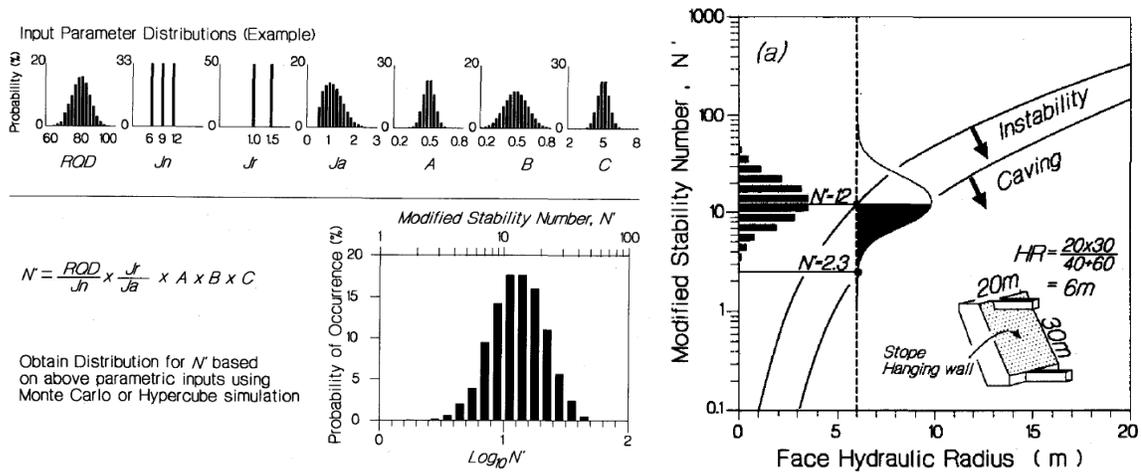


Figura 2.15. Variabilidad incorporada al gráfico de estabilidad de Mathews (Diederichs y Kaiser, 1996).

A su vez, para complementar lo anterior, los autores establecieron contornos de isoprobabilidad con tal de cuantificar el peligro de que una excavación tuviera algún tipo de inestabilidad o falla mayor (Figura 2.16) basándose en los casos históricos incorporados hasta la fecha en el gráfico de estabilidad (datos de Potvin, 1988; y Nickson, 1992).

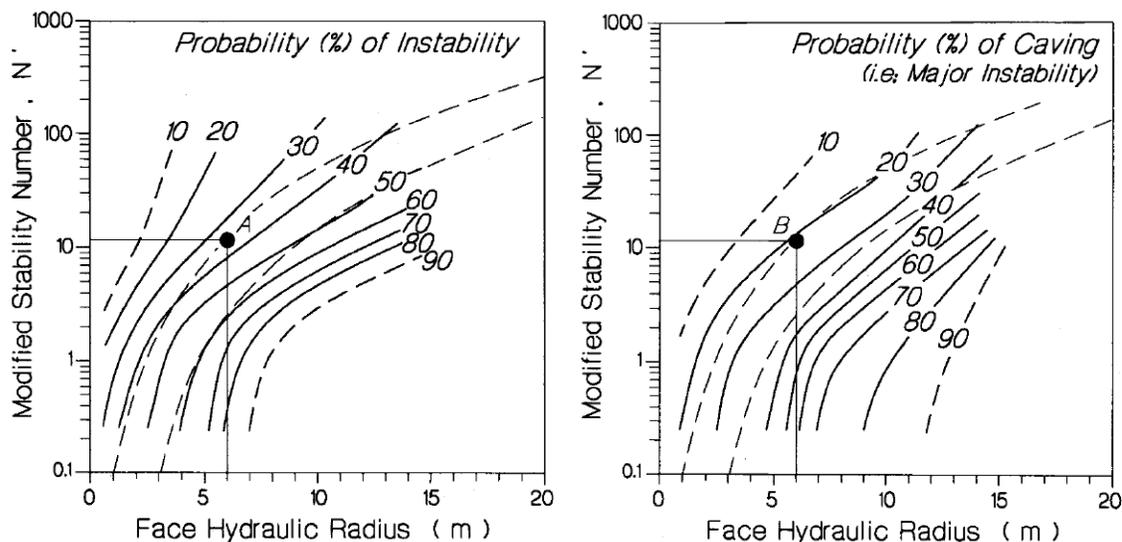


Figura 2.16. Contornos de isoprobabilidad en gráfico de estabilidad de Mathews (Diederichs y Kaiser, 1996).

Al igual que los casos anteriores, también llegaron a la conclusión de que incorporar la variabilidad del macizo rocoso en el estudio de estabilidad de excavaciones subterráneas es fundamental debido a que los métodos determinísticos no se corresponden con las características *in situ* de la roca.

Por otro lado, McKinnon *et al.* (2002) utilizó distribuciones normales a todos los parámetros geotécnicos involucrados en la estimación empírica del ancho de un pilar corona, entre los que destacan el RQD, Jn, Jr, Ja, Jw y SRF (Hoek *et al.*, 1995). Para ello utilizó el software @RISK y

simulaciones de Monte Carlo obteniendo como resultado una distribución de probabilidad para el ancho del pilar corona en la cual se pudieron establecer probabilidades de falla para esta estructura. La principal conclusión que se obtuvo de este estudio fue la gran efectividad que tiene estudiar más de una solución en problemas donde existe incerteza en la cuantificación de varios parámetros geotécnicos.

2.6.5. Variabilidad en métodos numéricos

El modelamiento numérico generalmente usa valores promedio para estudiar la estabilidad de ciertos diseños de caserón, los cuales no representan el comportamiento real de la roca. Debido a esto, autores como Lu *et al.* (2005), Valley *et al.* (2010), Idris (2011, 2012, 2013, 2014) y Cai (2011), han estudiado y demostrado claramente los efectos significativos que tiene la variabilidad del macizo rocoso en la estabilidad de excavaciones subterráneas.

Lu *et al.* (2005) utilizó distribuciones normales para distintos parámetros geotécnicos que caracterizan el comportamiento mecánico del macizo rocoso e integró las simulaciones realizadas a estas variables aleatorias al *software* de diferencias finitas FLAC para estudiar el comportamiento de una excavación subterránea en términos de los desplazamientos. Las conclusiones del autor mencionan la importancia del método de Monte Carlo para obtener no solo información estadística básica, sino que también información probabilística más detallada como percentiles y rangos de incertidumbre.

Valley *et al.* (2010) fue uno de los primeros en incorporar el método de estimación puntual (PEM) propuesto por Rosenblueth (1981) para realizar modelamiento numérico con elementos finitos en Phase². Su objetivo principal era evaluar este método y compararlo con Monte Carlo debido a que la capacidad computacional que este último requiere es alta en comparación al PEM. Valley incorporó variabilidad a las propiedades del macizo rocoso y al campo de esfuerzos in situ para luego comparar los resultados obtenidos en términos de las deformaciones provocadas en un túnel circular. Sus resultados mostraron que el método de estimación puntual es una buena alternativa para incorporar variabilidad geotécnica al modelamiento numérico de excavaciones subterráneas debido a que los resultados obtenidos son similares a los obtenidos al usar Monte Carlo.

De la misma manera, Cai (2011) agregó distribuciones a los parámetros de resistencia de macizo rocoso, a las propiedades de las discontinuidades y al campo de esfuerzos in situ para realizar análisis de estabilidad a una caverna usando modelamiento numérico en Phase². El principal objetivo del autor era analizar la probabilidad de deformación de la excavación usando la variabilidad de las condiciones in situ y así diseñar correctamente el soporte a utilizar. Sus resultados mostraron que es posible cuantificar la incertidumbre asociada al diseño de túneles y cavernas usando métodos numéricos e incorporando la variabilidad del macizo al análisis, para reducir considerablemente el peligro asociado a la estabilidad de la excavación.

Por otro lado, Idris (2014), en su tesis de doctorado, resume los trabajos en los que incorpora la variabilidad del macizo rocoso al modelamiento numérico de caserones usando el software de diferencias finitas FLAC. En su trabajo más completo (Idris, 2012), incorporó la utilización de tres métodos probabilísticos para implementar la variabilidad y la incertidumbre de las propiedades de macizo rocoso en modelos numéricos para compararlos entre sí y determinar las ventajas y desventajas de cada uno. El método de Monte Carlo (MC), el *Strenght Classification Method*

(SCM) y el método de estimación puntual (PEM) fueron usados para este fin. La metodología consistía en variar los parámetros característicos de roca intacta usando los tres métodos, para luego construir modelos en FLAC y evaluar los resultados obtenidos en términos de la convergencia lograda en las paredes del caserón modelado. Los métodos SCM y PEM mostraron valores medios similares entre sí, mientras que el método MC mostró un valor medio más alto que los otros. Sin embargo, la dispersión alcanzada en los métodos MC y SC, fue mucho menor a la obtenida por el método PEM. Lo anterior le permitió concluir al autor que los tres métodos presentados en el estudio tenían el potencial de propagar la incertidumbre y variabilidad de las propiedades del macizo rocoso de forma adecuada asumiendo distribuciones normales para todos los parámetros, además de demostrar, nuevamente, que la variabilidad del macizo rocoso es un tema importante a tener en cuenta al momento de diseñar caserones en minería.

2.6.6. Otros métodos de variabilidad

Otros autores han mencionado y utilizado métodos distintos a los mencionados para incorporar la variabilidad del macizo rocoso en estudios de geomecánica. Egaña (2008) utiliza técnicas geoestadísticas como simulación, para establecer variabilidad espacial al macizo rocoso en base a información obtenida a través de sondajes. Del mismo modo, Pinheiro *et al.* (2015) también utiliza simulación geoestadística para estudiar el comportamiento de las características geotécnicas de la roca en el espacio. En este último caso se comparan dos metodologías: la primera es simular directamente el RMR de la roca (Figura 2.17), y la otra es simular cada parámetro para luego sumar los puntajes y obtener el RMR final (Figura 2.18). En ambos estudios, la geoestadística ayudó a entender el comportamiento de la roca en el espacio, sin embargo, los recursos computacionales y la información necesaria para llevar a cabo estos métodos es demasiada comparada con las técnicas vistas en la sección anterior.

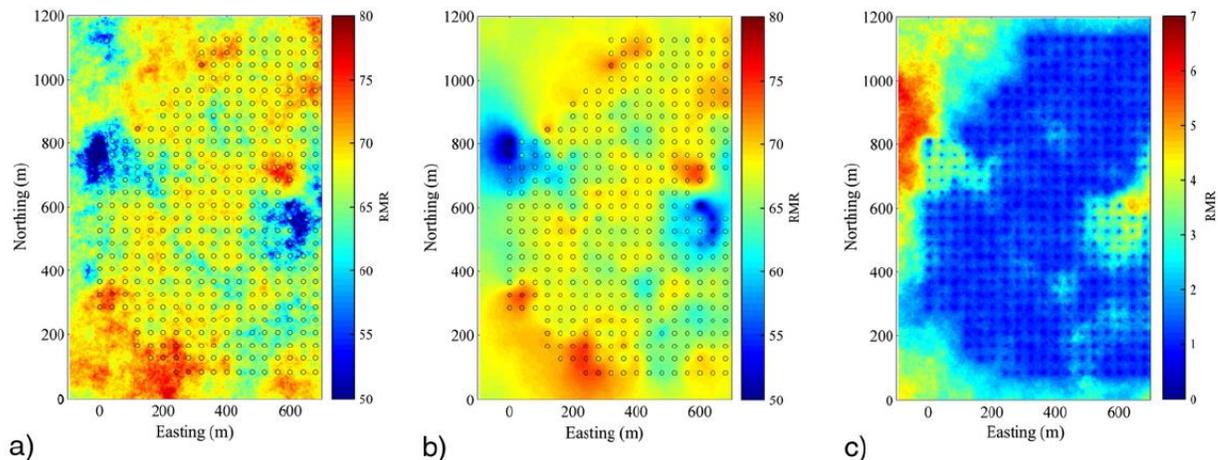


Figura 2.17. Mapa de RMR en elevación 3560 m para: a) 1 realización, b) promedio de 100 realizaciones, c) desviación estándar de 100 realizaciones (Pinheiro *et al.*, 2015).

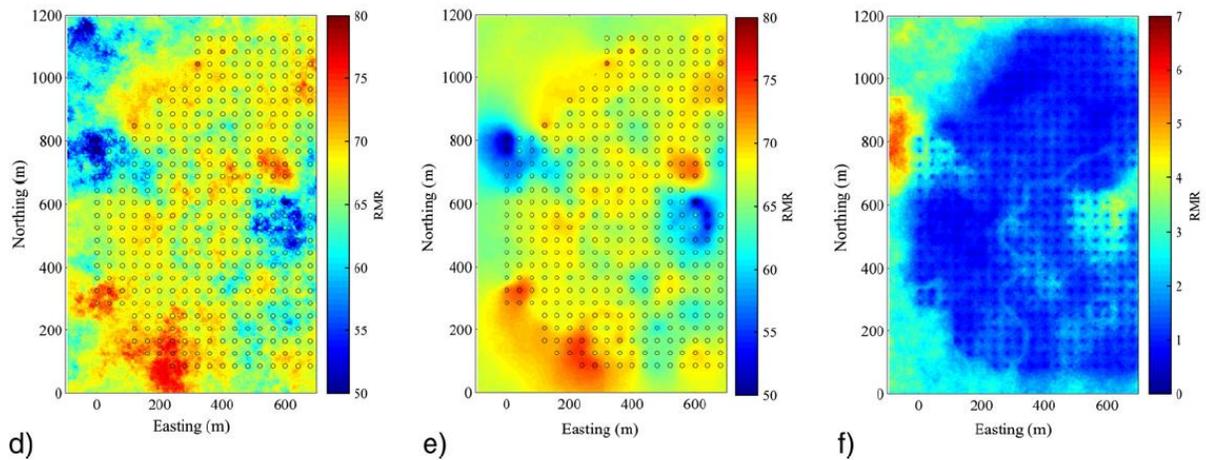


Figura 2.18. Mapa de RMR en elevación 3560 m para: d) 1 realización, e) promedio de 100 realizaciones, f) desviación estándar de 100 realizaciones (Pinheiro *et al.*, 2015).

2.6.7. Comentarios finales

Actualmente, la incorporación de la variabilidad de las características geotécnicas del macizo rocoso al diseño de caserones es un tema mediamente estudiado tanto a nivel empírico como numérico debido al alto costo en tiempo que conlleva realizar un trabajo de estas características. Las publicaciones revisadas demuestran claramente el impacto que tiene la variabilidad de la roca en la estabilidad de excavaciones subterráneas, por lo que es importante seguir estudiando metodologías que permitan incluir este aspecto de forma más simple al diseño en minería.

El estudio realizado por McKinnon *et al.* (2002) utiliza distribuciones normales en todos los parámetros geotécnicos involucrados en el cálculo del Q de Barton basado en lo descrito por Hoek *et al.* (1995), sin embargo, el autor no estudia otro tipo de ajuste a estas variables por lo que deja en duda la real representatividad de estas funciones para con los parámetros geotécnicos. Cabe recordar que este tipo de distribución solo debe usarse cuando no exista un mejor ajuste que represente a la variable estudiada (Hoek *et al.*, 1995).

Otro de los trabajos estudiados que incorpora la variabilidad en métodos empíricos corresponde al de Diederichs y Kaiser (1996), en el cual se varía cada uno de los parámetros geotécnicos de la roca sin mencionar cómo ni por qué se hizo de esa forma. En este trabajo, el autor establece variabilidades en los parámetros J_n y J_a , lo que indica que se está trabajando en unidades geotécnicas distintas en un mismo diseño de caserón. También establece variabilidad en el factor C del número de estabilidad, lo que muestra que el diseño del caserón varía de forma considerable, lo cual no es correcto de considerar debido a que en la etapa de diseño se trabaja con un solo modelo, el cual se evalúa y dependiendo de los resultados de estabilidad, se modifica o no. De igual forma, el autor establece curvas de isoprobabilidad basadas en casos históricos los cuales han sido recolectados mediante procedimientos no estandarizados en diferentes sitios por lo que podrían ser no comparables.

La utilización de la variabilidad geotécnica del macizo rocoso tanto en los métodos empíricos como en el modelamiento numérico muestra inconsistencias que pueden llegar a ser un problema al

momento de crear modelos numéricos. En algunos casos se establecen distribuciones normales para ciertos parámetros sin haber evaluado alguna otra opción anteriormente. Como lo mencionó Cai (2011), el tipo de distribución dependerá tanto de los datos, como del rango utilizado para el histograma, por lo que es importante evaluar distintas opciones antes de utilizar alguna. Del mismo modo, al momento de modelar (y en algunos casos, al momento de considerar los datos de entrada) no se hacen distinciones entre las distintas zonas geotécnicas, lo cual puede llevar a conclusiones erradas posteriormente.

En el ámbito de la minería, es importante establecer metodologías empíricas para el diseño de excavaciones subterráneas que sean acordes a la realidad del macizo rocoso estudiado debido a que estos métodos son los más utilizados en etapas tempranas de un proyecto. Estas herramientas, a su vez, deberían estar relacionadas con el modelamiento numérico para hacer más robustas las conclusiones derivadas de ellas y para complementar los casos históricos que se utilizan. Sin embargo, esta opción no se ha estudiado en la actualidad.

3. Metodología

El presente trabajo consta de dos partes principales. La primera de ellas consiste en estudiar la variabilidad de los parámetros geotécnicos involucrados en el análisis de estabilidad de caserones para luego establecer sus distribuciones típicas. A partir de esto se realiza un análisis de sensibilidad de los parámetros variables para establecer cuál de ellos es el que más influye en esta etapa del diseño. La Figura 3.1 muestra un esquema del procedimiento a realizar.

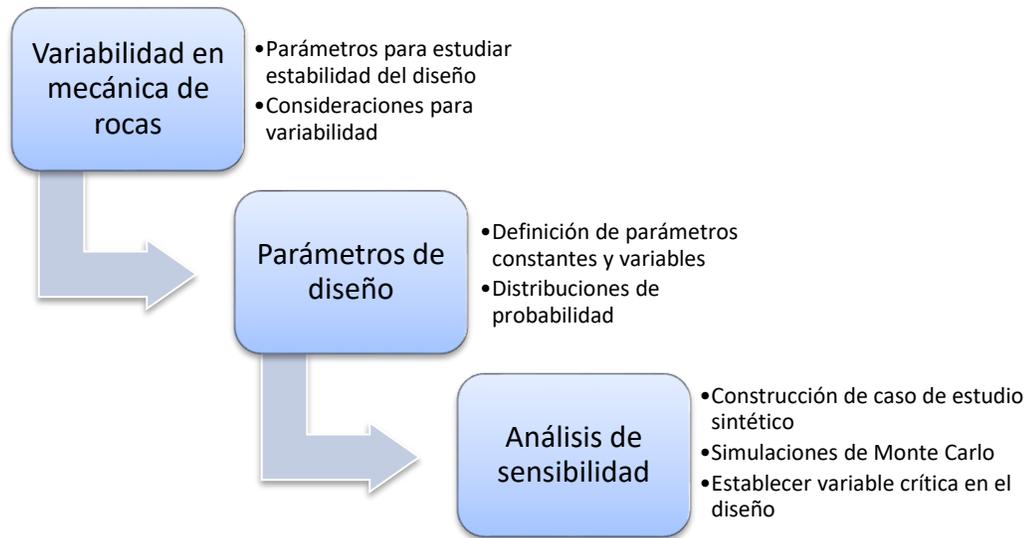


Figura 3.1. Metodología variabilidad geotécnica y análisis de sensibilidad.

La segunda parte del trabajo tiene por objetivo cuantificar el impacto de la variabilidad de los parámetros geotécnicos en el diseño de caserones. Para esto se realizan 5000 iteraciones de Monte Carlo utilizando el software @Risk, el cual, en cada realización, obtiene un valor aleatorio para cada una de las variables introducidas. De esta forma se logran obtener variabilidades para el número de estabilidad y ELOS de un caserón a través de métodos empíricos. Luego, se procede a modelar el caso de estudio en el software de diferencias finitas FLAC3D con tal de obtener una variabilidad para el criterio de sobre excavación (σ_3') del caserón, el cual se relaciona directamente con el ELOS obtenido en la etapa anterior. Finalmente, se plantea una metodología que permita incorporar la variabilidad geotécnica en la etapa de diseño. La Figura 3.2 muestra el esquema utilizado para esta etapa.

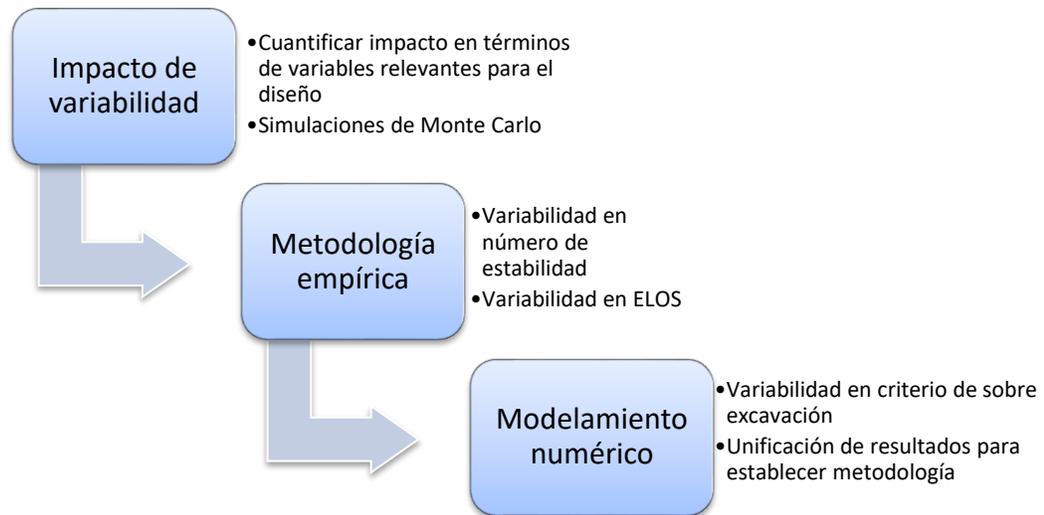


Figura 3.2. Metodología impacto de variabilidad en diseño.

3.1. Variables de estudio

El análisis de estabilidad utilizando el método empírico es uno de los primeros estudios que se desarrolla en la etapa de diseño de caserones en Sublevel Stoping, y como ya se mencionó en la Sección 2.3.1, se requiere conocer una serie de características del macizo rocoso para llevarlo a cabo.

En el presente estudio los únicos parámetros geotécnicos que se analizan son los que guardan relación directa con el número de estabilidad (N), Q de Barton modificado (Q') y sobre excavación del caserón (ELOS) (véase Ecuación 2.5 y Ecuación 2.6). Estos son:

- Rock Quality Designation (RQD).
- Número por rugosidad de discontinuidad (Jr).
- Número por cantidad de sets estructurales en el macizo (Jn).
- Número por alteración de discontinuidad (Ja).
- Factor A de ajuste por esfuerzos.
- Factor B de ajuste por discontinuidades.
- Factor C de ajuste por gravedad.

3.2. Variabilidad en mecánica de rocas

De la revisión bibliográfica mostrada en la Sección 2 de la presente memoria, se concluye que la forma más utilizada para establecer variabilidad en mecánica de rocas es a través de distribuciones de probabilidad de los parámetros de interés. Diferentes estudios han demostrado que la utilización

de esta herramienta matemática permite obtener conclusiones adecuadas para su uso en la geotecnia, y más importante aún, para la minería. Los mismos autores también demostraron que el uso del método de Monte Carlo es el más adecuado para generar variables aleatorias debido al poco tiempo de procesamiento que requiere y a los resultados favorables que se han obtenido (Valley *et al.*, 2010; Idris, 2011; Cai, 2011).

A partir de lo anterior, se deciden tener las siguientes consideraciones para el estudio:

- Utilización de distribuciones de probabilidad para establecer variabilidad a los diferentes parámetros geotécnicos de interés.
- Uso del método de Monte Carlo para simular las variables aleatorias.
- Cada parámetro se considera independiente, por lo que no existen correlaciones entre ellos.

De la literatura también se consideran los siguientes aspectos respecto de las variables en estudio:

- La distribución normal puede ser usada en la mayoría de los parámetros geotécnicos, siempre y cuando no exista un mejor ajuste (Hoek *et al.*, 1995).
- En caso de que haya datos insuficientes de ciertos parámetros geotécnicos, se pueden utilizar valores publicados de desviación estándar y coeficiente de variación (Duncan, 2000).
- Distribuciones pueden truncarse para evitar valores anómalos en sus resultados (Cai, 2011).

3.2.1. Parámetros variables

Dados los alcances de la presente memoria, se consideran variables tres parámetros: el *Rock Quality Designation* (RQD), el número por rugosidad de discontinuidad (Jr) y el factor B de ajuste por discontinuidad.

A continuación, se procede a asignar a cada variable de interés una distribución de probabilidad para observar su efecto en el diseño de caserones. Cabe señalar que los cuatro parámetros restantes se consideran constantes, justificando las razones de este supuesto más adelante.

3.2.1.1. Distribución para RQD

El RQD es una herramienta para estimar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso a partir de testigos de sondaje (Deere *et al.*, 1967). Debido a que el macizo rocoso posee una naturaleza intrínsecamente variable y a que este sistema tiene un sesgo asociado a la orientación de la estimación debido a que es una característica direccional, siempre se tienen distintos valores de RQD para un mismo sector por lo que resulta poco práctico establecer un valor promedio para este parámetro y es más representativo trabajar con su variabilidad.

El estudio más acabado con respecto a una distribución de probabilidad para el RQD es el presentado por Elsayed (1991). En su trabajo, el autor realizó simulaciones de Monte Carlo para establecer una función de distribución de probabilidad al RQD utilizando como dato distribuciones

conocidas para el espaciamiento de discontinuidades (distribución exponencial negativa y distribución lognormal). A partir de sus simulaciones, estableció que la función de probabilidad más adecuada para el RQD era una distribución normal, por lo que ésta es la que se utiliza para modelar los posibles valores de este parámetro.

En la Figura 3.3 se muestran algunos de los resultados obtenidos por Elsayed (1991) que muestran la tendencia del RQD a una distribución normal.

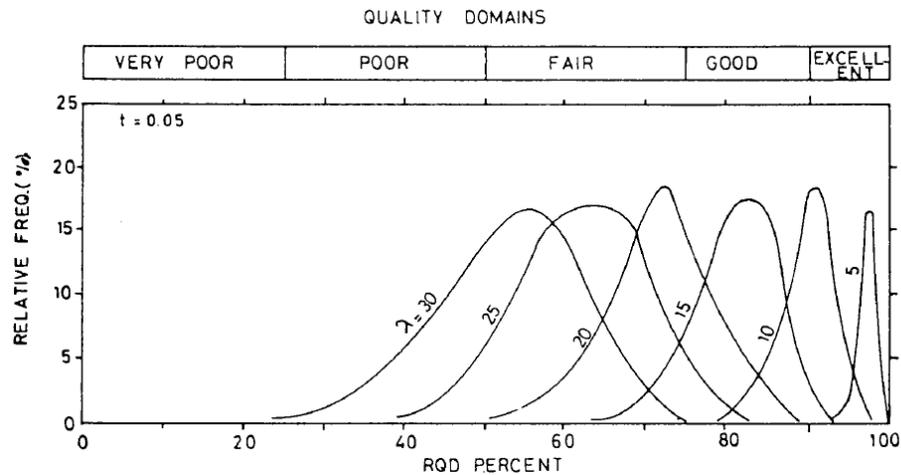


Figura 3.3. Función de Distribución de Probabilidad de RQD (Elsayed, 1991).

Para la distribución normal usada en este estudio es necesario conocer la media y coeficiente de variación de los datos a simular. Además, el resultado de esta simulación se trunca entre 0 y 100 ya que el RQD solo puede tomar ese rango de valores.

3.2.1.2. Distribución para J_r

El número por rugosidad de discontinuidad presenta dos tipos de variabilidad: la primera debido a que sus valores siempre están sujetos al juicio subjetivo del experto que lo mide; y la segunda debido a la naturaleza intrínsecamente variable de la roca. Resulta lógico entonces, tomar este parámetro como una variable aleatoria en vez de un valor constante.

Debido a que en la literatura no se encontró una distribución explícita para el parámetro J_r , se procede a establecer una a través de su relación con el parámetro JRC.

Para comenzar, Read y Stacey (2009) determinaron una relación empírica entre el número de rugosidad a pequeña escala (JRC 200 mm) y el número de rugosidad a gran escala (J_r) como se muestra en la Figura 3.4.

Description	Profile	J_r	JRC 200mm	JRC 1m
Rough		4	20	11
Smooth		3	14	9
Slickensided		2	11	8
	Stepped			
Rough		3	14	9
Smooth		2	11	8
Slickensided		1,5	7	6
	Undulating			
Rough		1,5	2,5	2,3
Smooth		1,0	1,5	0,9
Slickensided		0,5	0,5	0,4
	Planar			

Figura 3.4. Relación JRC y J_r (Read y Stacey, 2009).

Cuyo gráfico representativo se muestra en la Figura 3.5, en donde, a partir de un JRC obtenido en laboratorio o terreno, se logra obtener un valor para J_r .

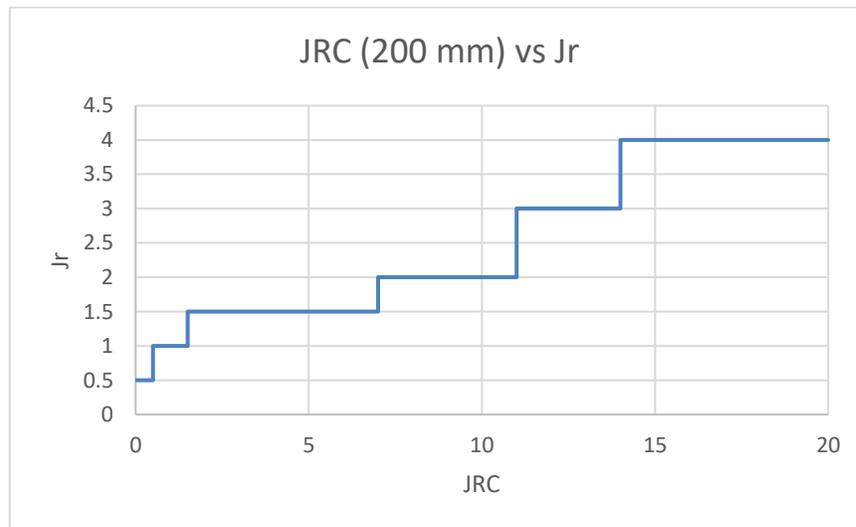


Figura 3.5. Gráfico de correlación entre JRC y J_r .

Por otra parte, Beer (2002) realizó un estudio que demuestra que existe una variabilidad en el valor del JRC y que, además, una distribución normal se ajusta muy bien a estos valores reportados.

La Figura 3.6 y la Figura 3.7 muestran los histogramas de JRC para dos casos distintos estudiados por Beer (2002).

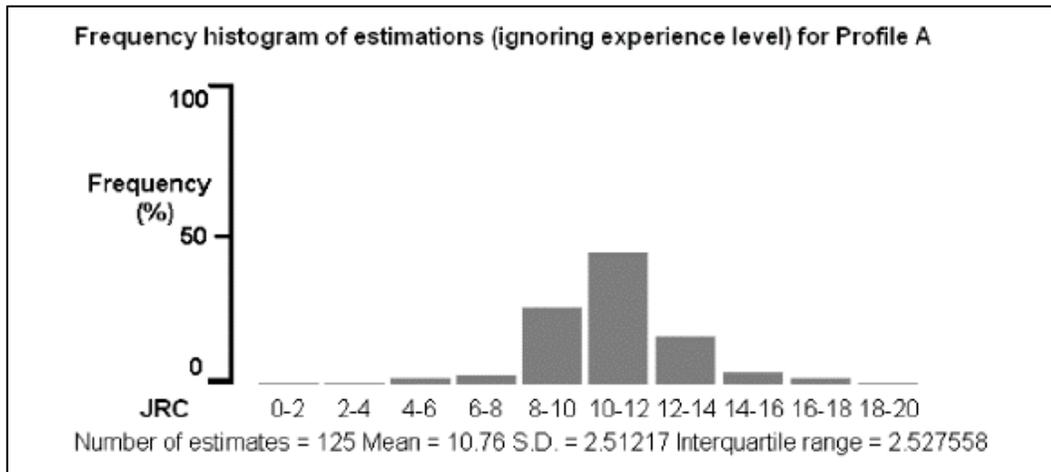


Figura 3.6. Valores de JRC para perfil A (Beer, 2002).

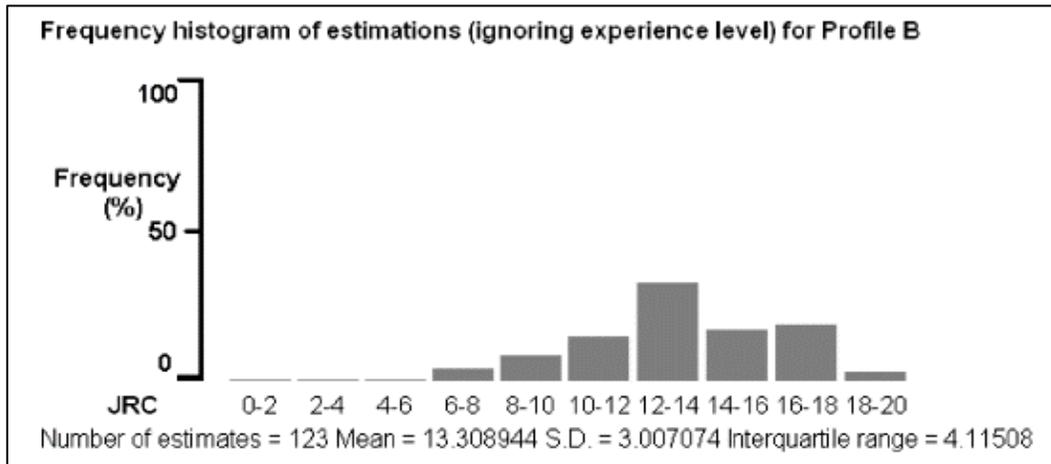


Figura 3.7. Valores de JRC para perfil B (Beer, 2002).

En base a estos trabajos, se realiza un estudio para relacionar la variabilidad del JRC a la variabilidad del Jr.

Para ello primero se toman dos distribuciones normales con parámetros 10.8 y 2.5, y 13.3 y 3, respectivamente, para simular los valores reportados en las figuras anteriores. Se hicieron 5000 realizaciones resultando en los gráficos mostrados en la Figura 3.8 y Figura 3.9, los cuales fueron obtenidos a través del *software* @Risk.

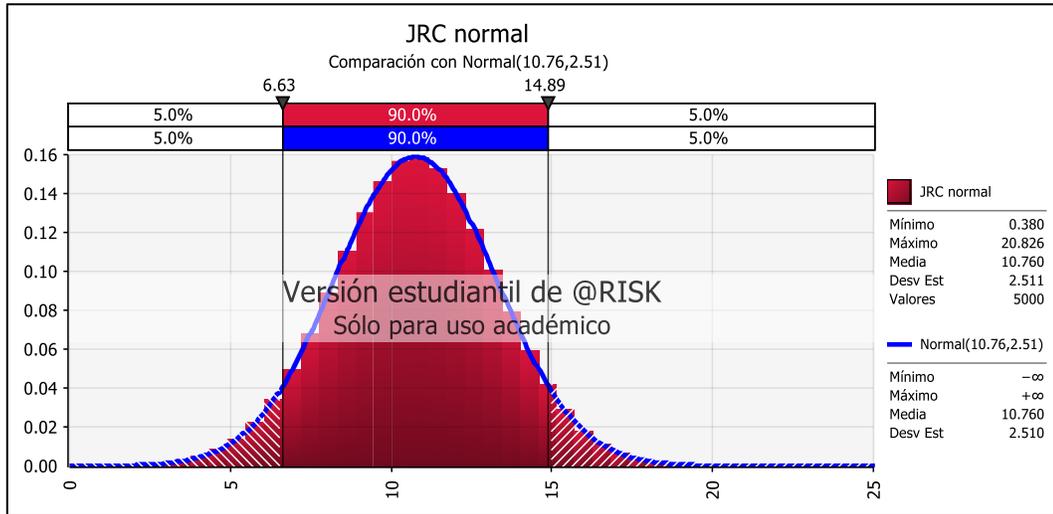


Figura 3.8. Simulación de JRC para perfil A.

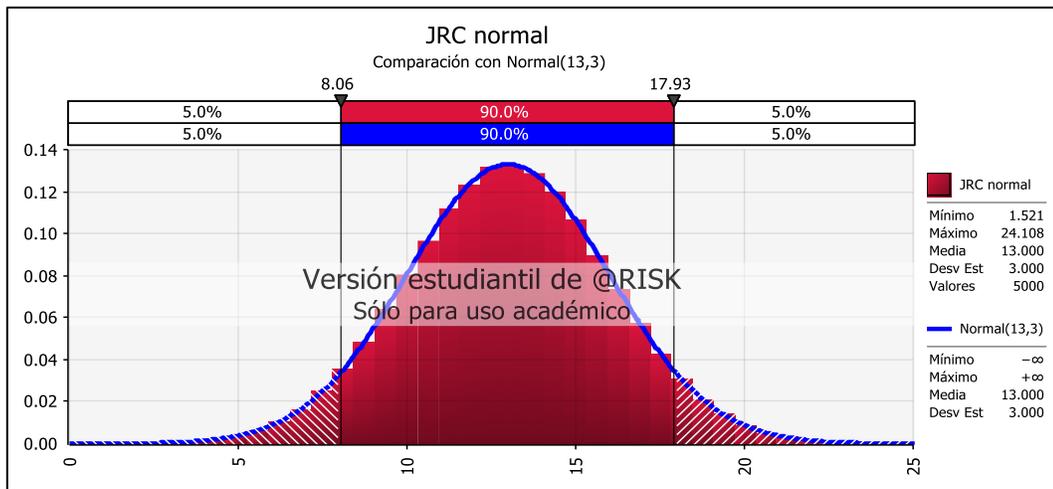


Figura 3.9. Simulación de JRC para perfil B.

Luego, utilizando la relación mostrada en la Figura 3.5, los valores simulados son transformados a valores de J_r , resultando en las distribuciones mostradas en la Figura 3.10 y Figura 3.11.

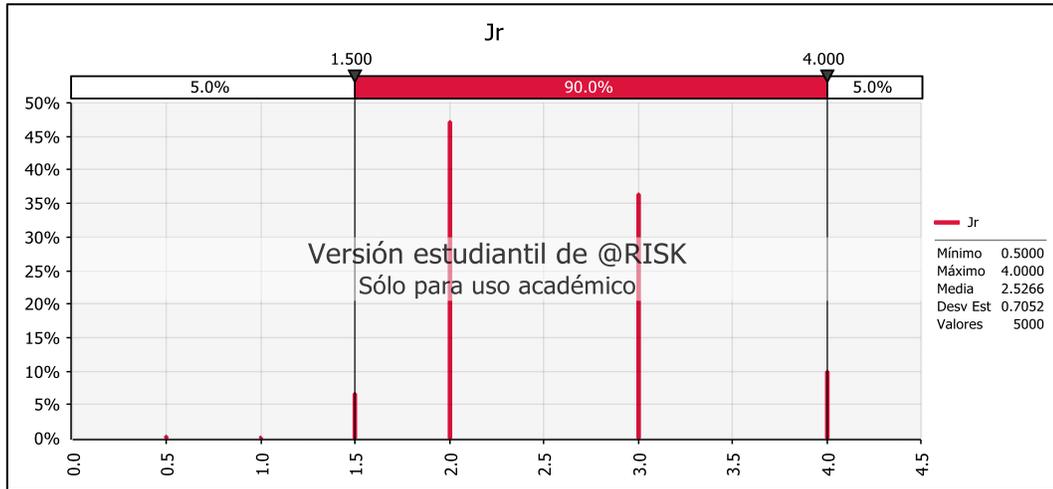


Figura 3.10. Distribución para Jr según perfil A.

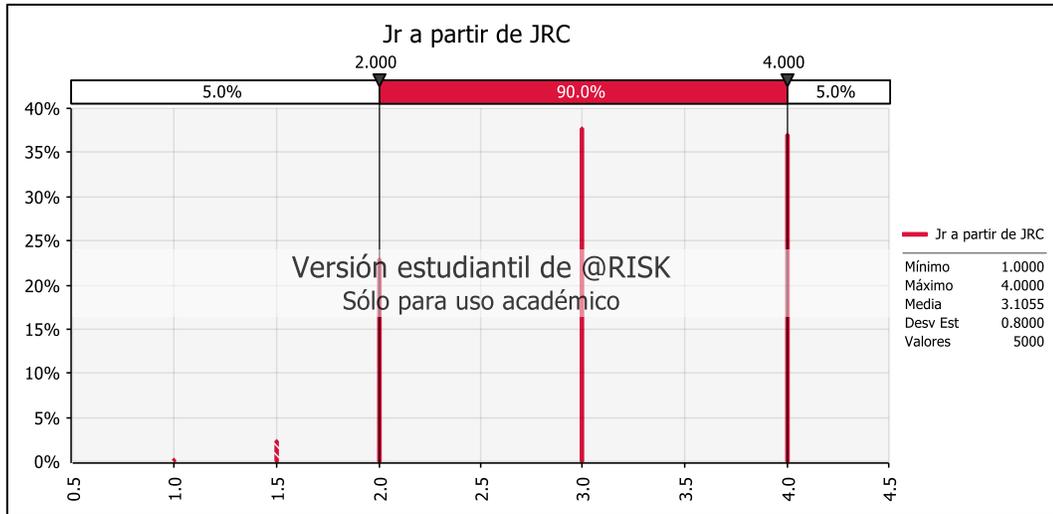


Figura 3.11. Distribución para Jr según perfil B.

Una vez obtenidos los gráficos para Jr, se procede a ajustar una distribución triangular a estos datos tomando en consideración el valor mínimo, máximo y moda de ellos. Sin embargo, debido a que este tipo de distribución es continua y los valores de Jr no lo son, se propone una transformación simple para lograr una distribución similar a la mostrada en las Figuras 3.10 y 3.11. En la Tabla 3.1 se muestra la transformación utilizada.

Tabla 3.1. Transformación de Jr simulado en distribución triangular a Jr real.

Valor Jr simulado	Jr real
$Jr\ sim \leq 0.75$	0.5
$0.75 < Jr\ sim \leq 1.25$	1
$1.25 < Jr\ sim \leq 1.75$	1.5
$1.75 < Jr\ sim \leq 2.5$	2
$2.5 < Jr\ sim \leq 3.5$	3
$Jr\ sim > 3.5$	4

Utilizando esta tabla y distribuciones triangulares, se obtienen los gráficos mostrados en la Figura 3.12 y Figura 3.13 en donde se puede apreciar que las distribuciones logradas son bastante similares a las obtenidas anteriormente (Figura 3.10 y Figura 3.11).

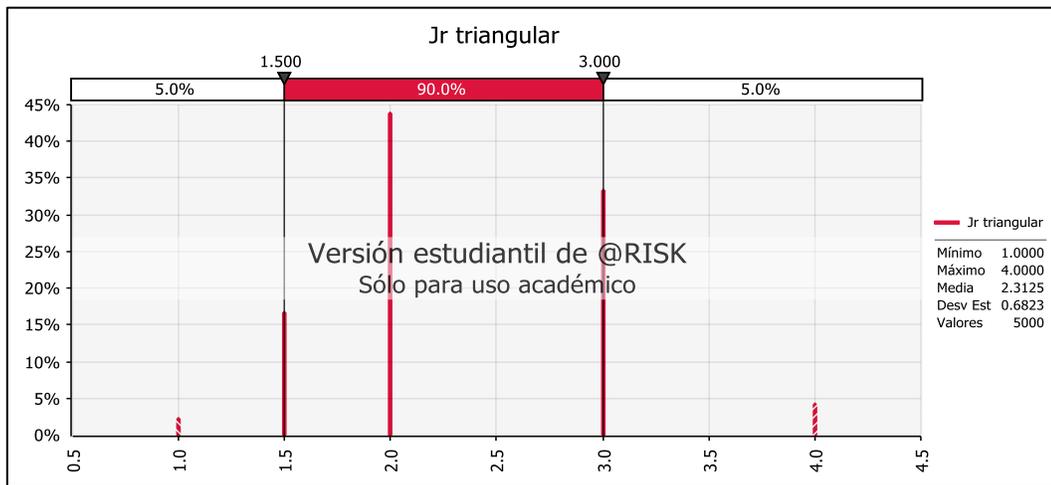


Figura 3.12. Distribución de Jr a partir de una distribución triangular (Perfil A).

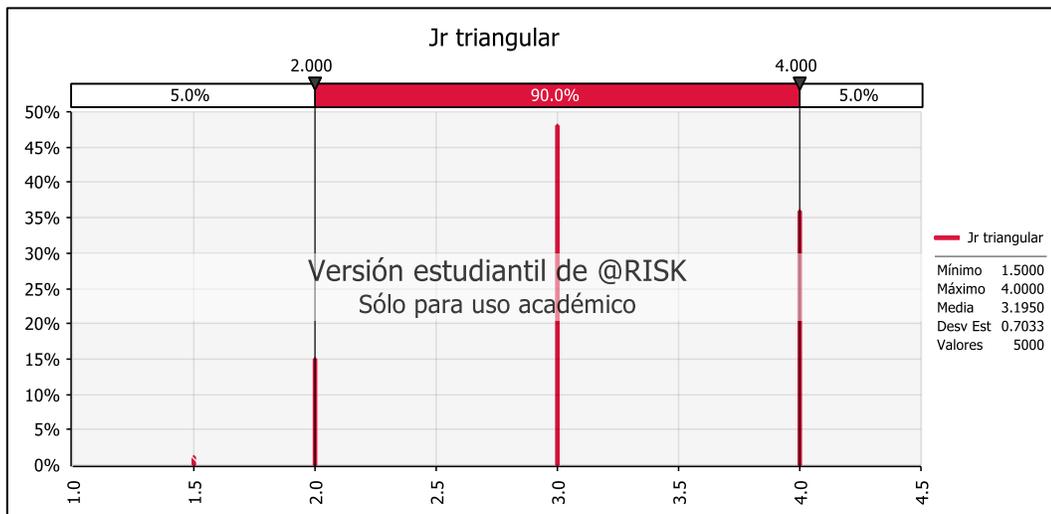


Figura 3.13. Distribución de Jr a partir de una distribución triangular (Perfil B).

Debido a que los resultados obtenidos son satisfactorios, se propone utilizar una distribución triangular continua y luego hacer una transformación de valores para obtener una distribución discreta para el número de rugosidad Jr.

3.2.1.3. Distribución para Factor B

El Factor B por ajuste de discontinuidad se calcula a partir del gráfico mostrado en la Figura 3.14 (Mathews *et al.*, 1981). El dato de entrada para este gráfico corresponde al ángulo real α entre la superficie del caserón y el set estructural crítico, el cual se intersecta con la curva entregando el valor de B en el eje de las ordenadas.

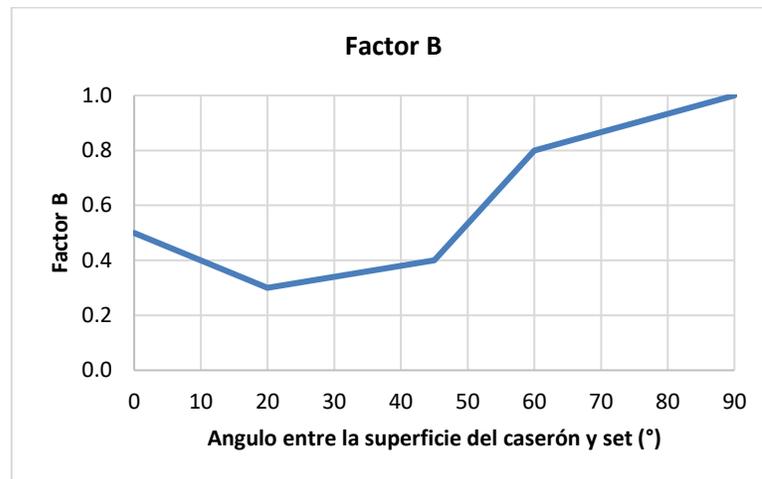


Figura 3.14. Factor de orientación B (Mathews *et al.*, 1981).

A su vez, los sets estructurales se definen como el promedio de una serie de estructuras presentes en el macizo rocoso, tal como se aprecia en la Figura 3.15. La determinación de estos sets se basa en la cantidad de información recopilada en terreno y el uso de redes estereográficas.

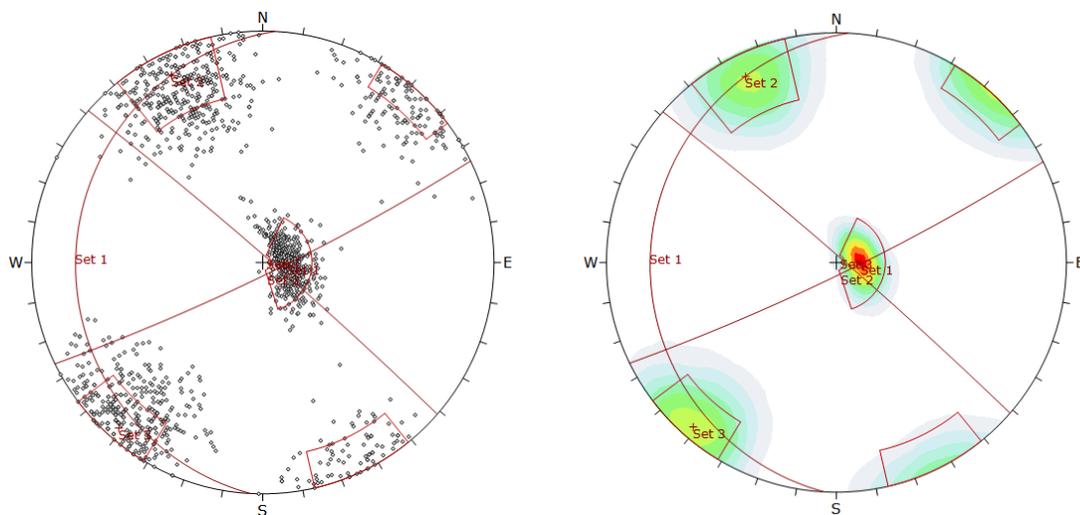


Figura 3.15. Ejemplo de sets estructurales.

Debido a la naturaleza de esta información, es claro que existe una variabilidad en la determinación del ángulo real α lo cual lleva directamente a una variabilidad en el factor B. Por lo tanto, para construir una distribución de este parámetro, primero se debe construir una distribución para las estructuras del macizo rocoso que originan un set específico.

Para efectos del presente trabajo, se utiliza la metodología descrita por Priest (1985) para establecer la variabilidad del set estructural crítico. Este método se basa en la utilización del *dip* y *dip-direction* promedio del plano, *trend* y *plunge* de su polo, vectores en R^3 ubicados en la red estereográfica, la constante K de Fisher que indica la dispersión de las estructuras (en este caso se usa igual a 30, lo cual indica un $\pm 15^\circ$ para el *dip* y *dip-direction*) y una serie de números aleatorios generados entre 0 y 1. Dado que el objetivo de este trabajo no es explicar esta metodología, no se profundiza en los cálculos realizados. Sin embargo, para obtener más información acerca de este método, se recomienda revisar la Sección 5.4 del libro “*Hemispherical projection methods in rock mechanics*” (Priest, 1985).

Una vez construida la distribución del set estructural crítico, se procede a calcular el ángulo α entre la discontinuidad y la pared colgante del caserón. Para ello se sigue la siguiente metodología:

- Dado el *dip* y *dip-direction* de un plano, el *trend* y el *plunge* del polo correspondiente se definen por la Ecuación 3.1:

Ecuación 3.1. Trend y plunge de un polo a partir de dip y dip-direction de un plano.

$$T = Trend = DipDirection + 180 \quad (\text{para } DipDirection \leq 180^\circ)$$

$$T = Trend = DipDirection - 180 \quad (\text{para } DipDirection > 180^\circ)$$

$$P = Plunge = 90 - Dip$$

- Para una pared, w , del caserón y un plano de discontinuidad, j , los cosenos directores con respecto a un sistema de coordenadas globales (Norte, Este, Profundidad) denotado por N, E, D quedan dados por la Ecuación 3.2:

Ecuación 3.2. Cosenos directores respecto a coordenadas globales.

$$N_w = \cos(T_w) \cos(P_w) \quad ; \quad N_j = \cos(T_j) \cos(P_j)$$

$$E_w = \sin(T_w) \cos(P_w) \quad ; \quad E_j = \sin(T_j) \cos(P_j)$$

$$D_w = \sin(P_w) \quad ; \quad D_j = \sin(P_j)$$

- Luego se calcula el producto punto entre la pared del caserón y el plano de la discontinuidad como se muestra en la Ecuación 3.3:

Ecuación 3.3. Producto punto entre pared del caserón y el plano de discontinuidad.

$$w \cdot j = N_w N_j + E_w E_j + D_w D_j$$

- El ángulo real entre los planos queda dado por la Ecuación 3.4:

Ecuación 3.4. Ángulo real entre planos.

$$\alpha = \arccos(w \cdot j)$$

Finalmente se calcula el factor B utilizando la Figura 3.14, tal como se mencionó en un principio.

3.2.2. Parámetros constantes

Para el presente trabajo se consideran constantes los siguientes parámetros geotécnicos:

- Número de sistemas de discontinuidades (J_n): Se mantiene constante puesto que, para una zona reducida del macizo donde se quiere diseñar un caserón, no se tiene una variación considerable de la unidad litológica presente, por lo que aplicar variabilidad no aporta información al estudio. Se calcula como el valor promedio asociado a la zona estudiada.
- Número de alteración de discontinuidades (J_a): Este parámetro permanece constante durante las simulaciones debido a que la variación que tiene en una misma unidad geológica es prácticamente nula. El valor a utilizar corresponde al promedio de la base de datos que se evalúa.
- Factor A: La variación de este factor no es relevante para el presente análisis puesto que los esfuerzos asociados a las paredes colgantes de un caserón generalmente son cercanos a cero sin importar las condiciones de roca que se tengan, lo que da un valor de A igual a 1. Por esta razón se considera como un valor constante y no variable.
- Factor C: Este factor no varía cuando se diseña un caserón específico ya que depende exclusivamente de la geometría de la excavación y del ángulo de inclinación de la pared colgante. Ya que en este estudio solo se tiene un diseño, el valor de este factor se considera constante.

3.3. Caso sintético

Para realizar el análisis de sensibilidad y posteriormente evaluar el impacto de la variabilidad en el diseño de caserones, se construye un caso sintético a ser estudiado. Para que éste sea representativo de lo que se quiere mostrar, debe ser lo más cercano a la realidad posible y además debe considerar variabilidad en todos los parámetros de interés.

En primer lugar, se define la geometría de la excavación, para lo cual se considera un caserón cuyas dimensiones principales son: 25 [m] de ancho, 40 [m] de alto y 40 [m] de largo, con un *dip* de pared colgante de 60° y un RH de la pared colgante de 10 [m], a una profundidad de 600 [m]. Los datos definidos se muestran en la Tabla 3.2, mientras que un esquema del caserón se muestra en la Figura 3.16.

Tabla 3.2. Geometría de caserón en estudio.

Geometría caserón	
Ancho [m]	25
Alto [m]	40
Largo [m]	40
<i>Dip</i> pared colgante [°]	60
RH pared colgante [m]	10
Profundidad [m]	600

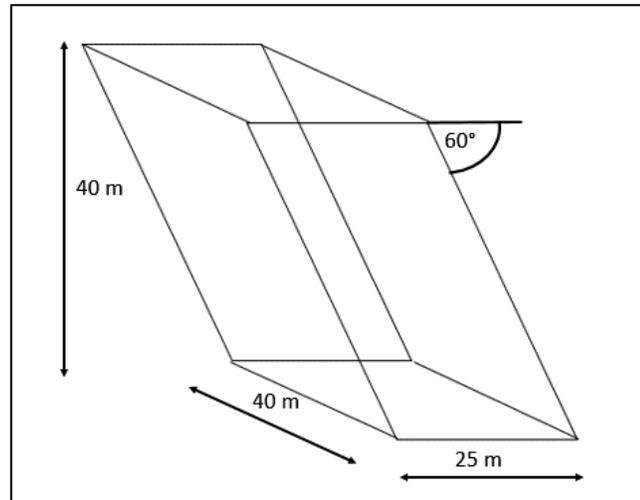


Figura 3.16. Esquema de caserón en estudio.

Luego se precisa el set estructural crítico representativo para hacer el cálculo del factor B. En este caso se define un solo set para que tenga una influencia importante en la pared colgante. En la Tabla 3.3 se muestra el *dip* y *dip-direction* tanto de la pared como del set estructural.

Tabla 3.3. *Dip* y *dip-direction* de pared colgante y set estructural crítico.

Datos para cálculo de factor B			
<i>Dip</i> pared	60°	<i>Dip</i> discontinuidad	85°
<i>Dip-direction</i> pared	180°	<i>Dip-direction</i> discontinuidad	45°

Para cerrar el caso de estudio, se definen los valores de los siete parámetros involucrados en la estabilidad del caserón.

Para los parámetros constantes, se determina lo siguiente:

- Se considera que el macizo rocoso presenta tres sets estructurales bien definidos, por lo que el valor de J_n es igual a 9.
- Se considera que las discontinuidades presentan paredes ligeramente alteradas, con partículas arenosas, por lo que el valor de J_a es igual a 2.

- Dados los alcances del estudio, solo se estudia la pared colgante de caserón, por lo que se considera que el valor del factor A es igual a 1.
- La inclinación del caserón es de 60° , por lo que el valor del factor C es igual a: $8 - 7\cos(60) \sim 5$.

En cuanto a los parámetros variables se considera que:

- El RQD tiene un valor promedio de 67 con un coeficiente de variación de 22%, lo que se traduce en una desviación estándar de 15. Se considera como una distribución normal.
- El número por rugosidad de discontinuidad se considera como la transformación de una distribución triangular de valor mínimo 1, moda 2 y máximo 4.
- Para el factor B se considera la metodología mencionada en la Sección 3.2.1.3 y el set estructural crítico mostrado en la Tabla 3.3.

En la Tabla 3.4 se muestra el resumen de los valores a considerar para los estudios posteriores.

Tabla 3.4. Valores de parámetros de caso de estudio.

Parámetro	Tipo distribución	Valores	
RQD	Normal	Promedio	67
		Desv.Est.	15
Jn	Constante	9	
Jr	Triangular modificada	Mínimo	1
		Moda	2
		Máximo	4
Ja	Constante	2	
A	Constante	1	
B	Fisher (set estructural)	Constante K	30
C	Constante	5	

3.4. Análisis de sensibilidad

Una vez que se define el caso de estudio, se procede a realizar el análisis de sensibilidad para determinar cuál de los tres parámetros de interés es el que más afecta al diseño.

3.4.1. Consideraciones

Para realizar el análisis de sensibilidad de forma que los resultados obtenidos permitan concluir lo deseado, se toman en consideración los siguientes aspectos:

- Se realizan tres series de simulaciones de 5000 iteraciones cada una.

- En cada serie se considera variable sólo uno de los parámetros de interés (RQD, Jr o Factor B) mientras que el resto de la información permanece constante y toma como valor el promedio o moda mostrada en la Tabla 3.4. Es decir, si en la primera serie se varía el RQD, todos los demás parámetros permanecen con un valor fijo. De esta forma se asegura el estudio de esa única variable.
- Los resultados obtenidos en cada serie se analizan en términos del número de estabilidad, calculado mediante la Ecuación 2.5, y en términos del ELOS derivado de la ecuación empírica publicada por Castro (2015):

Ecuación 3.5. Fórmula para calcular ELOS de forma empírica.

$$ELOS = 4.01 \cdot \log(RH) - 1.87 \cdot \log(N)$$

- Cabe señalar que no es posible tener ELOS menores a cero, por lo que se impone un valor de N a partir del cual el valor de la sobre excavación es nulo. En este caso, el número de estabilidad crítico es igual a 138.57 (que es donde la Ecuación 3.5 se iguala a cero con RH igual a 10 [m]).

3.4.2. Resultados para comparación

Una vez realizada cada serie, los resultados obtenidos se procesan a través de las siguientes herramientas, las cuales, en conjunto, permiten concluir lo deseado:

- Gráfico de sensibilidad: Tipo de gráfico que muestra los valores adquiridos por un parámetro de salida al variar el valor de entrada. Permite conocer el comportamiento de la variable de salida con respecto a la entrada.
- Boxplot: Tipo de gráfico representativo de la distribución de un conjunto de datos que utiliza cinco medidas descriptivas de los mismos: mediana, primer cuartil, tercer cuartil, valor máximo y valor mínimo. Este diagrama permite conocer el comportamiento de la distribución de los datos para que sea fácilmente comparable con otro set de datos.
- Índice de sensibilidad
 - Número que muestra la variación porcentual entre el máximo y el mínimo valor de un conjunto de datos. Mientras más alto sea éste en forma absoluta, más variación se tiene en los datos por lo que mayor impacto provoca el valor de entrada en la variable de salida.
 - En este caso, debido a que los resultados extremos son poco representativos de la muestra, el índice se calcula a partir del percentil 95% y del percentil 5%, considerándose como los valores máximo y mínimo, respectivamente. En la Ecuación 3.6 se muestra la fórmula utilizada en este trabajo.

Ecuación 3.6. Índice de sensibilidad representativo.

$$\text{Índice de sensibilidad} = \frac{\text{Percentil 95\%} - \text{Percentil 5\%}}{\text{Percentil 95\%}}$$

- Gráfico araña: Gráfico que muestra la variación de un cierto parámetro de salida con los cambios en el valor de entrada de la muestra. Cuanto más pronunciada sea la línea, mayor es el impacto de la entrada sobre la salida. Es un gráfico que complementa lo mostrado por el índice de sensibilidad, por lo que generalmente, deben concluir lo mismo.
- Gráfico de distribución acumulada: Tipo de gráfico que muestra la probabilidad acumulada asociada con una distribución. Permite determinar la probabilidad de que una respuesta sea menor que cierto valor, mayor que cierto valor o que esté entre ambos. En este caso, al igual que para el índice de sensibilidad, se estudian los valores comprendidos entre el percentil 5 y 95%, debido a que esa zona es la que concentra la mayor cantidad de información y por lo tanto es más representativa de la muestra.

3.5. Impacto en diseño

Para evaluar el impacto de la variabilidad geotécnica en el diseño de caserones, se realiza lo siguiente:

- Una simulación de 5000 iteraciones utilizando el software @Risk y el método de Monte Carlo para generar las variables aleatorias.
- En esta serie se consideran variables los tres parámetros de interés (RQD, Jr y Factor B) tomando las distribuciones mencionadas anteriormente. El resto de la información (Jn, Ja, Factor A y Factor C) permanece constante y toma el valor mostrado en la Tabla 3.4.
- Los resultados obtenidos en la serie se analizan con ayuda del método empírico de diseño de caserones y del modelamiento numérico.

3.5.1. Método empírico

Los resultados que se obtienen a partir de las 5000 realizaciones, se analizan a través del método empírico de diseño de caserones, es decir, a través del número de estabilidad de Mathews y de la sobre excavación. Cada realización genera al azar un valor para el RQD, Jr y Factor B, los cuales se utilizan para calcular el N y ELOS del caserón bajo esas condiciones de roca.

A partir de esta simulación, se logran obtener los siguientes resultados a analizar:

- Gráfico de distribución de probabilidad que muestra el comportamiento probabilístico de cada valor de los datos y que permite conocer la “forma” de los resultados obtenidos.
- Gráficos empíricos de estabilidad de Mathews y ELOS que incorporan la función de distribución de N. Con ayuda de estos gráficos se puede concluir de forma probabilística el impacto que tiene la variabilidad geotécnica en el diseño, además de lograr cuantificar el peligro asociado a esta etapa.

- Gráficos de distribución acumulada que permiten determinar la probabilidad de que una respuesta sea menor o mayor que cierto valor. Al igual que en el análisis de sensibilidad, este gráfico se utiliza entre los percentiles 5 y 95%.

Una vez obtenidos estos resultados, se procede a construir el modelo de caserón en FLAC3D para complementar lo mostrado por los métodos empíricos. Cabe señalar que a partir del modelo que se construye, es posible calcular el esfuerzo principal menor que provoca el valor de ELOS calculado, por lo cual también se logra obtener una distribución para este valor de σ_3' .

3.5.2. Modelamiento numérico

El modelo numérico se construye en la plataforma FLAC3D v4.0 a través de la programación en lenguaje FISH que provee el programa.

3.5.2.1. Geometría y malla de trabajo

Se elabora un caserón aislado con las condiciones geométricas mencionadas en la Tabla 3.2. En cuanto a la caja de trabajo, se considera un factor de expansión de 10 en cada una de las dimensiones del modelo.

Se trabaja con una malla fina alrededor del caserón (0.4x0.8x0.8 [m]) para obtener resultados más precisos en cuanto a los esfuerzos. En zonas no adyacentes a la excavación, se trabaja con una malla más gruesa que tiene un factor de gradado de 0.9 hacia el caserón (es decir, la malla aumenta su densidad mientras más cerca del caserón se encuentre).

En la Figura 3.17 se tiene una vista isométrica de la caja de trabajo, donde se aprecia la malla utilizada. En la Figura 3.18 se muestra un corte transversal en la zona del caserón donde se aprecia la expansión de la caja. Mientras que en la Figura 3.19 se tiene un zoom del caserón donde se puede ver la malla alrededor de la excavación.

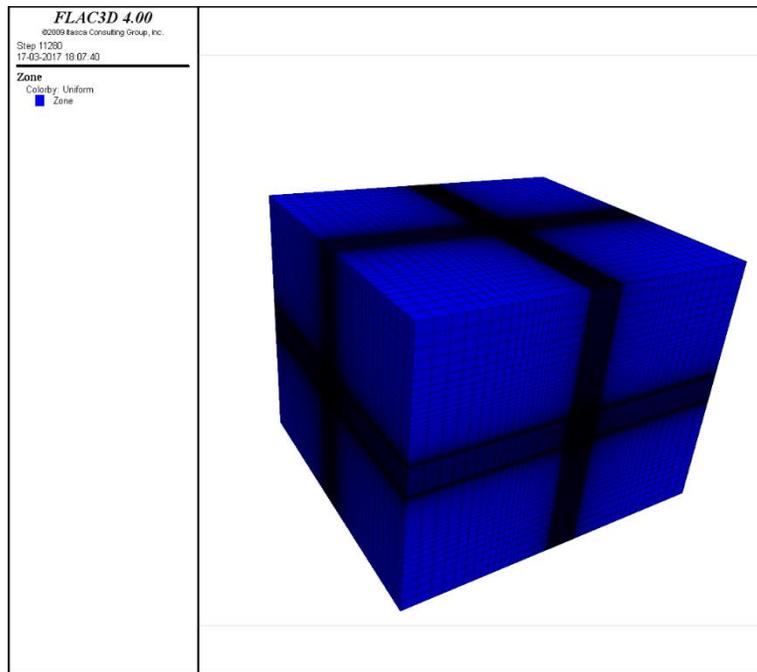


Figura 3.17. Vista isométrica – Caja de trabajo modelo de caserón sintético.

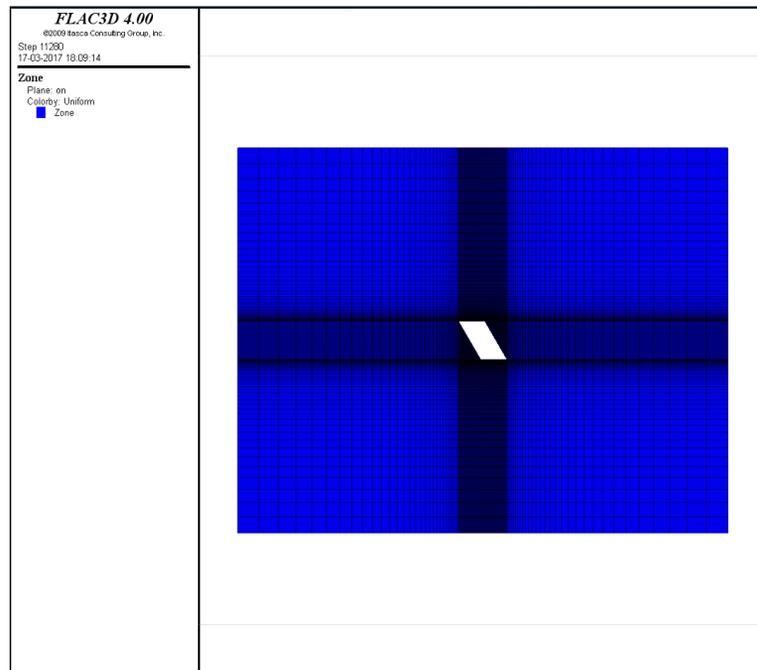


Figura 3.18. Corte transversal – Caja de trabajo y caserón sintético.

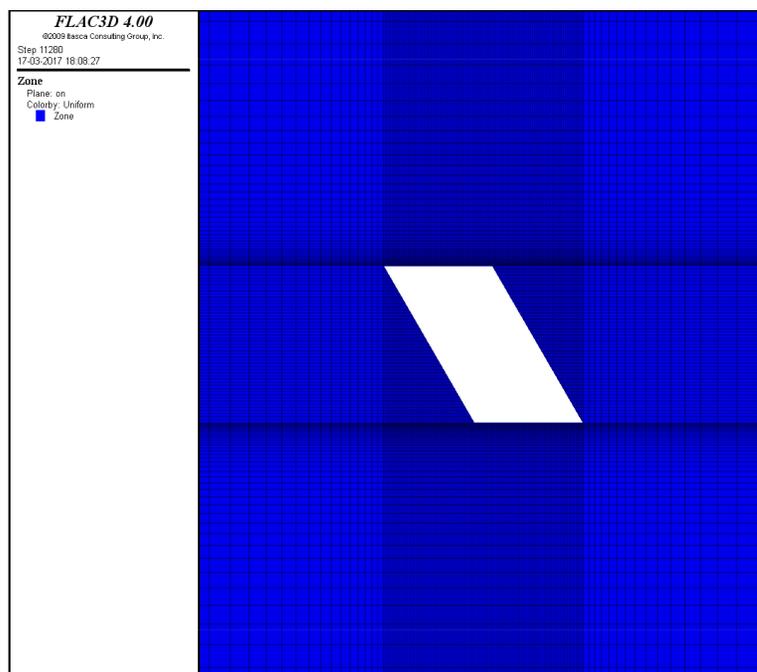


Figura 3.19. Corte transversal – Modelo de caserón sintético.

3.5.2.2. *Modelo constitutivo*

Se utiliza un modelo constitutivo de carácter lineal-elástico definido por la incorporación de los módulos elásticos del macizo rocoso. Se ingresa el módulo de deformación elástica E [Pa] y la razón de Poisson (ν) de la roca, cuyos valores se muestran en la Tabla 3.5. En el programa se calcula el módulo de compresión volumétrica K [Pa] y el módulo de corte G [Pa] para definir por completo la respuesta elástica del medio a modelar.

Tabla 3.5. Parámetros elásticos de roca.

Parámetros elásticos de roca	
Módulo de Young, E [GPa]	23.4
Módulo de Poisson	0.3
Densidad [kg/m ³]	2,700
Módulo de compresión volumétrica, K [GPa]	19.5
Módulo de corte, G [GPa]	9

3.5.2.3. *Tensor de esfuerzos*

Debido a que se construye un caso sintético se determina la utilización del tensor de esfuerzos calculado para Canadá por Maloney (2006). Este tensor incorpora información de mediciones de esfuerzos, en su mayoría obtenidas mediante *overcoring*, que fluctúan entre 9 [m] y 2,134 [m] de profundidad.

En la estimación de los esfuerzos principales, se proponen tres dominios o zonas de estimación que corresponden a: zona de liberación de esfuerzos (0, 300] [m], zona de transición (300,600] [m] y zona de esfuerzos sin perturbar (600, 1500] [m]. Debido a que el caserón estudiado se encuentra a 600 [m] se considera la siguiente serie de fórmulas para los esfuerzos in situ (Maloney, 2006):

Ecuación 3.7. Cálculo de esfuerzos in situ para modelo.

$$\sigma_1 = 23.636 + 0.026 \cdot z \quad [MPa]$$

$$\sigma_2 = 17.104 + 0.016 \cdot z \quad [MPa]$$

$$\sigma_3 = 1.066 + 0.020 \cdot z \quad [MPa]$$

El esfuerzo principal mayor se supone perpendicular al rumbo de la pared colgante, el esfuerzo principal intermedio paralelo al rumbo de la pared colgante y el esfuerzo principal menor de forma vertical.

3.5.2.4. Condiciones de borde

Las condiciones de borde del problema contemplan restricción de movimiento en todo el contorno del problema. Dada la geometría del modelo, se utilizan las siguientes restricciones:

- Ambas caras cuyas normales tienen dirección X, restringen su movimiento solo en esa dirección.
- Ambas caras cuyas normales tienen dirección Y, restringen su movimiento solo en esa dirección.
- Ambas caras cuyas normales tienen dirección Z, restringen su movimiento solo en esa dirección.

3.5.2.5. Obtención de resultados

Una vez corrido el modelo, se procede a realizar el procesamiento de los resultados para obtener el esfuerzo principal menor (σ_3') que produce el ELOS calculado en la etapa anterior. Para ello se utiliza el lenguaje FISH del programa y la fórmula conocida de cálculo de sobre-excavación mostrada en la Ecuación 2.10. El algoritmo se puede resumir de la siguiente forma:

1. Se impone un ELOS en la pared colgante del caserón.
2. Se impone σ_3' inicial para comenzar la iteración.
3. Se calcula el volumen de sobre excavación producido por el contorno de ese σ_3' y se divide con la longitud total de la pared para conocer el ELOS.
4. Se compara con la dilución impuesta.
5. Si resulta ser menor se disminuye el valor de σ_3' y se sigue con la iteración hasta que el ELOS calculado sea mayor o igual al impuesto.

Debido a que es poco práctico obtener 5000 resultados de σ_3' para cada una de las iteraciones realizadas en @Risk, se realiza una simplificación en esta etapa.

A partir del gráfico de distribución acumulada del ELOS, se calculan los percentiles representativos de los datos, comenzando por el percentil 0% y terminando con el 100%, considerando intervalos de 5% e incorporando los percentiles 1, 3, 98 y 99%. Para calcular el σ_3' usando FLAC3D, se utilizan los valores de ELOS para cada percentil calculado con lo cual se acotaron las simulaciones a un total de 25. Cabe señalar que esto se puede realizar debido a la relación directa que existe entre ambos parámetros.

Los resultados de σ_3' se analizan utilizando un gráfico de distribución de probabilidad y uno de distribución acumulada.

3.6. Evaluación

Para finalizar el estudio, se construye un esquema que sirve como guía para incorporar la variabilidad del macizo rocoso en el análisis de estabilidad de la etapa de diseño de caserones.

4. Resultados y análisis

A continuación, se presentan los resultados obtenidos a partir de la metodología descrita en la sección anterior. Estos resultados se dividen en dos etapas principales: análisis de sensibilidad e impacto de la variabilidad en el diseño. Cabe señalar que los resultados se obtienen de tal forma que permitan concluir acerca de la influencia que tiene incorporar la variabilidad geotécnica en el análisis de estabilidad de caserones.

4.1. Análisis de sensibilidad

En esta sección se muestran los resultados obtenidos para el análisis de sensibilidad realizado. En primer lugar, se presentan las distribuciones de probabilidad de los parámetros variables, luego los resultados para el número de estabilidad y para el ELOS, y finalmente las conclusiones obtenidas para este estudio.

4.1.1. Distribuciones de probabilidad

De acuerdo a lo considerado para el caso de estudio se simularon las distribuciones de probabilidad para cada caso.

En la Figura 4.1 se muestra la distribución normal simulada para RQD, la cual se truncó entre el 0 y el 100 ya que este parámetro solo puede existir en ese rango de valores. En el gráfico se observa que tanto la media como la desviación estándar son cercanas a los valores definidos en un principio, mientras que el máximo y mínimo no superan los valores de referencia mencionados.

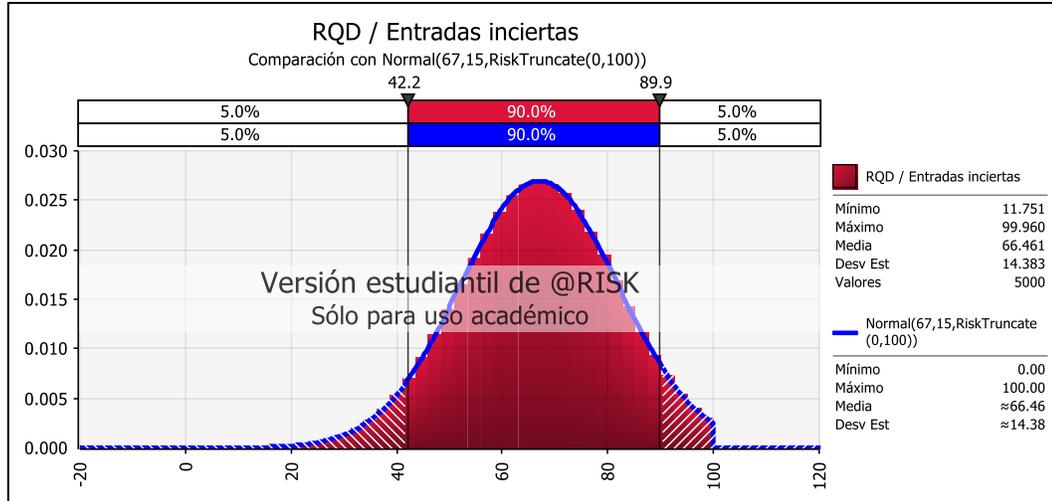


Figura 4.1. Distribución para RQD.

En la Figura 4.2 se muestra la distribución lograda para el parámetro J_r donde se aprecia el carácter “discreto” de sus valores. También se puede ver que el mínimo, máximo y moda corresponden con los valores entregados en la Tabla 3.4, por lo que la simulación a través del software funciona de forma correcta.

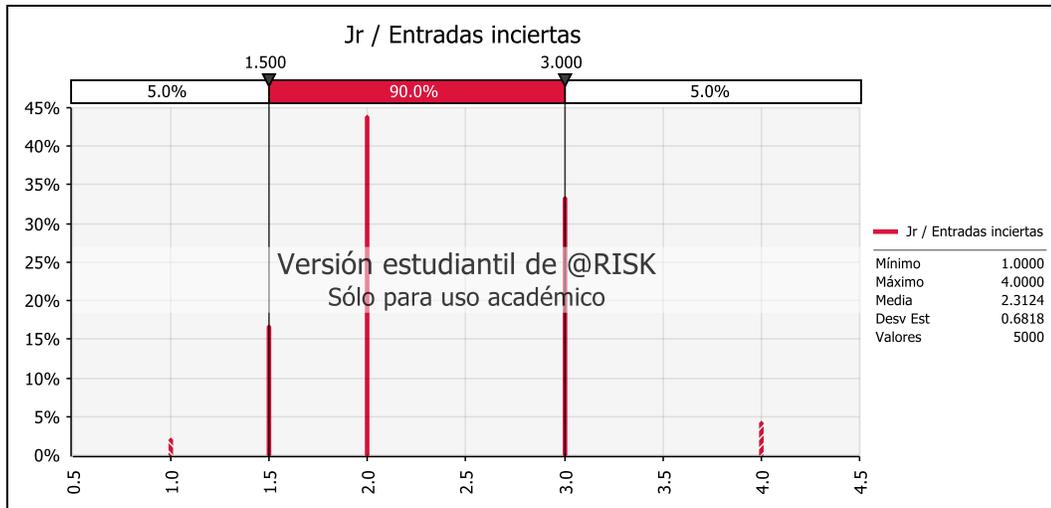


Figura 4.2. Distribución para Jr.

En la Figura 4.3 se muestra la distribución obtenida para el factor B considerando la información del set estructural crítico y la orientación de las paredes del caserón entregadas anteriormente. En este gráfico se aprecia que el valor promedio para el factor B corresponde a 0.72, mientras que la desviación estándar es de 0.07. También se puede ver que el rango de valores obtenidos corresponde con el rango aceptable para este parámetro, por lo que la simulación se considera correcta.

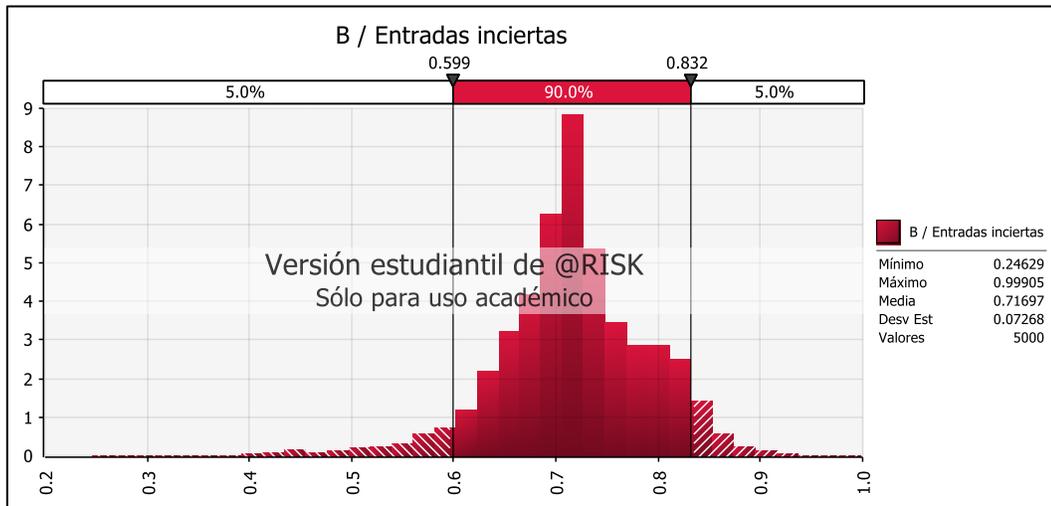


Figura 4.3. Distribución para Factor B.

4.1.2. Número de estabilidad

En la Figura 4.4 se muestran los gráficos de sensibilidad del número de estabilidad para las tres series de simulaciones realizadas: RQD variable, Jr variable y Factor B variable. En ellos se pueden observar los siguientes aspectos:

- Debido al carácter continuo de la variable RQD, el gráfico de sensibilidad muestra un comportamiento prácticamente continuo para el valor N, lo cual indica que el número de estabilidad puede ser muy variado debido a este parámetro.
- En el gráfico que se muestra la sensibilidad de N al Jr, se observa de forma inmediata el carácter discreto de este parámetro lo cual origina solo cinco valores admisibles para el número de estabilidad, por lo que este parámetro de interés no entrega una alta cantidad de valores posibles como sí lo hace el RQD.
- El gráfico de sensibilidad de N al Factor B muestra un comportamiento prácticamente continuo para valores entre 0.4 y 0.9, mientras que para factores fuera de estos límites, se observa una discontinuidad en los resultados, lo cual indica que este parámetro puede provocar una alta cantidad de valores para el número de estabilidad, sin embargo, los valores extremos que puede originar se diferencian claramente del resto.

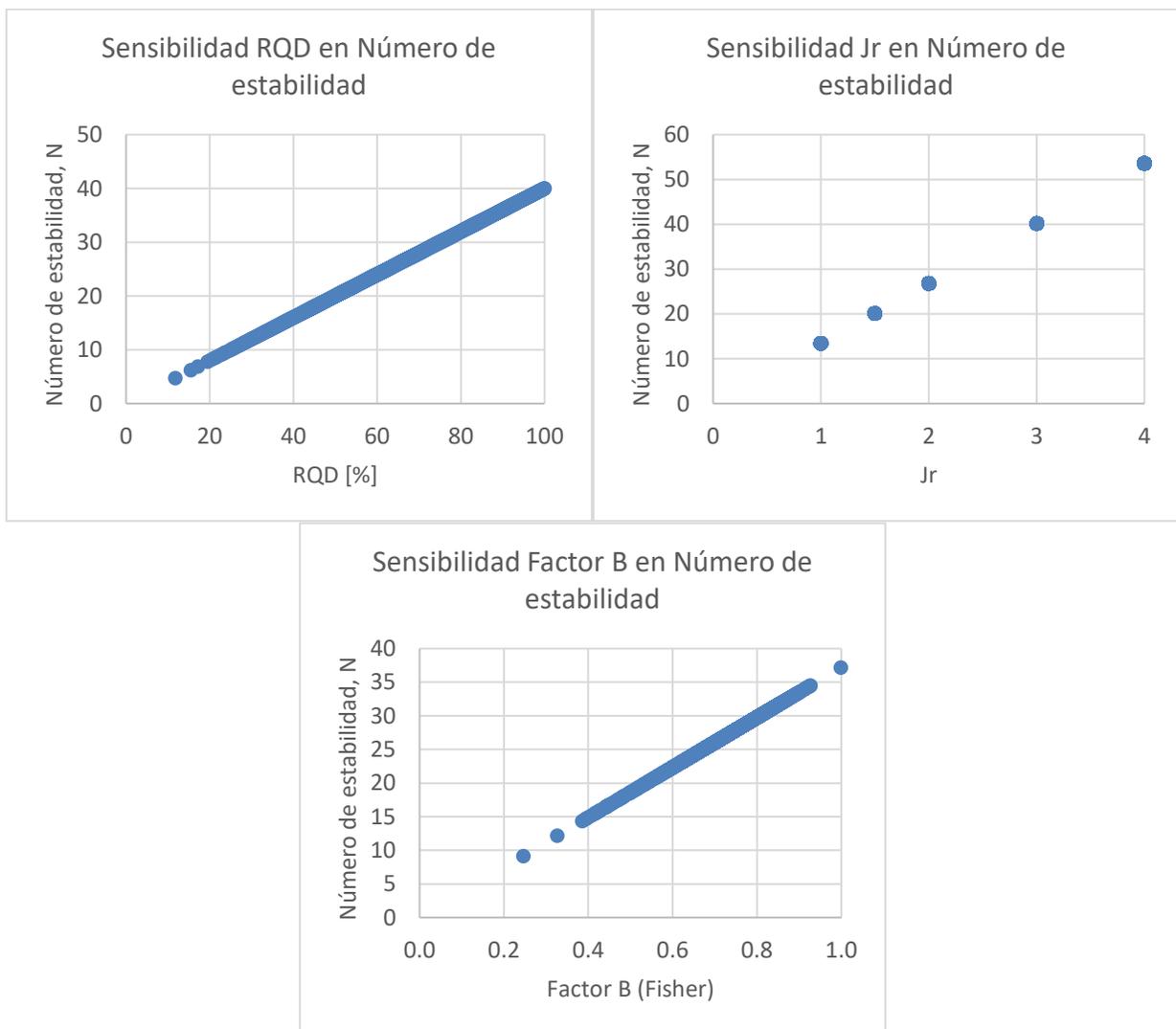


Figura 4.4. Gráficos de sensibilidad para N respecto a RQD, Jr y Factor B.

En la Figura 4.5 se muestran los boxplots obtenidos para cada serie de simulación. En él se observa que las medias para el número de estabilidad son similares en los tres casos, sin embargo, existe una menor dispersión de los valores al cambiar el Factor B, lo cual indica que una variación en este parámetro no provoca un cambio significativo en los valores de N. Por otro lado, la dispersión para el caso del RQD muestra una concentración de resultados entre 22 y 30, la cual es menor a la alcanzada para el caso de Jr variable en donde los valores de N varían mayormente entre 27 y 40.

En este gráfico también se observa que el RQD variable provoca el caso más crítico en cuanto al N, mientras que el Jr provoca el número de estabilidad más alto y, por ende, más estable.

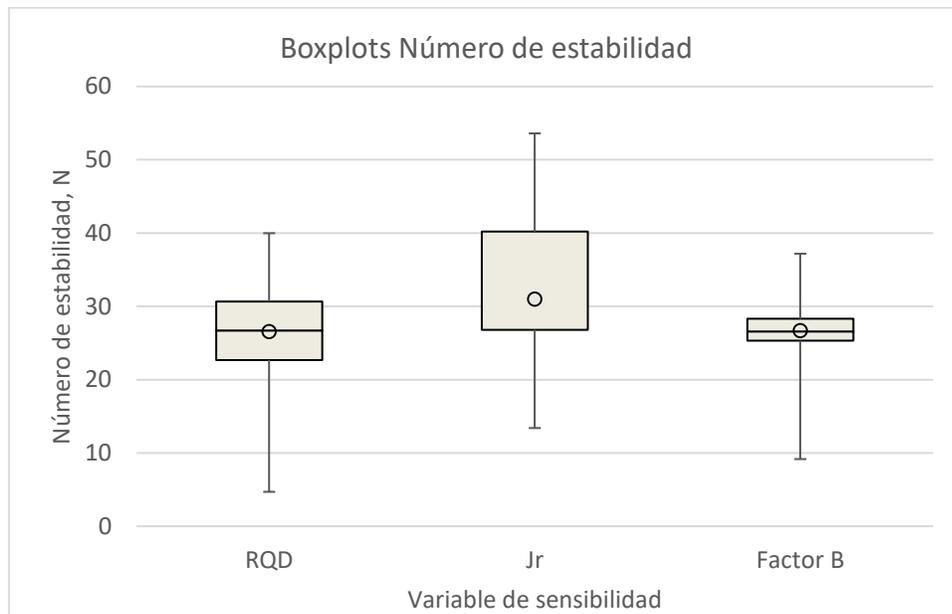


Figura 4.5. Boxplots de número de estabilidad respecto a RQD, Jr y Factor B.

En la Figura 4.6 se muestra el gráfico araña para el número de estabilidad. Cabe señalar que, debido a la poca representatividad de los valores extremos, para este gráfico solo se consideró el rango de resultados entre los percentiles 5 y 95%.

En este gráfico se observa que el caso de Factor B variable es el que tiene la menor pendiente lo cual indica que este parámetro es el que menos impacto tiene sobre el número de estabilidad. Por el contrario, los parámetros RQD y Jr presentan una pendiente mayor, lo cual indica que el impacto que tienen sobre N es más significativo. Sin embargo, la diferencia entre ambos resultados no es apreciable a través de estas curvas.

De forma complementaria al gráfico araña, en la Tabla 4.1 se muestran los índices de sensibilidad calculados a partir del percentil 5 y 95% de cada serie de simulación. Los valores obtenidos comprueban lo mostrado en la Figura 4.6, ya que un mayor índice indica un mayor impacto de la variable sobre el valor de salida. En este caso, se tiene un índice de 0.53 para el RQD, de 0.5 para el Jr y de 0.28 para el Factor B, por lo que la variable que menos impacto tiene sobre el número de estabilidad es esta última.

A pesar de que se tiene un mayor índice para el RQD, éste no se aleja demasiado del obtenido para el Jr por lo que no es posible decidir cuál es el que mayor impacto genera sobre el número de estabilidad.

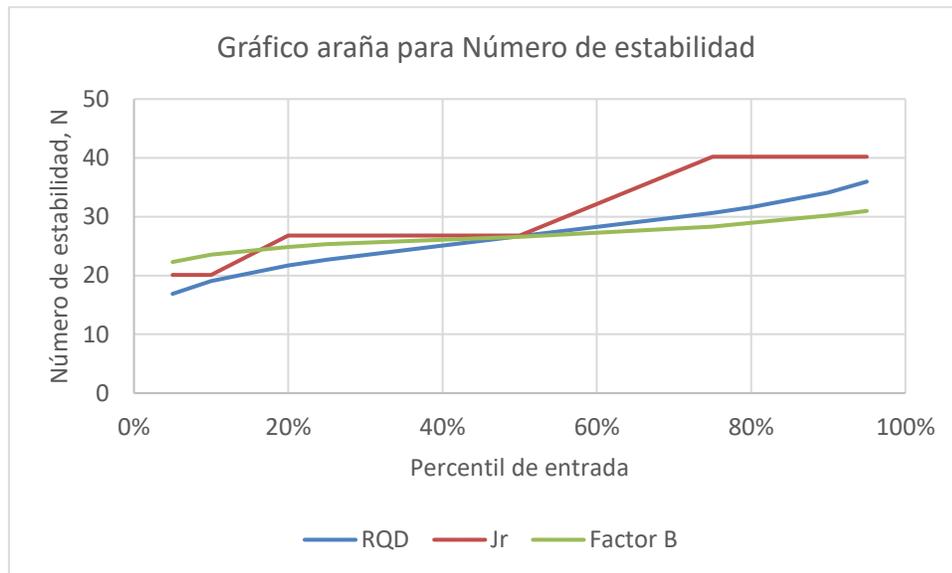


Figura 4.6. Gráfico araña para número de estabilidad.

Tabla 4.1. Índice de sensibilidad para número de estabilidad.

Variable de sensibilidad	Índice de sensibilidad para N
RQD	0.53
Jr	0.50
Factor B	0.28

Finalmente se muestra la Figura 4.7 en donde se aprecian los gráficos de distribución acumulada obtenidos para los tres casos estudiados. A partir de estos gráficos es posible determinar que existe una menor variabilidad de N en el análisis del Factor B, mientras que se tiene una mayor variabilidad en el caso del Jr. En el caso del Factor B la variación es de 8 puntos, mientras que en el caso del RQD es de 20 puntos y en el caso del Jr es de 33 puntos, aproximadamente.

En los gráficos también se logra observar que para el caso del RQD se logran las condiciones de estabilidad más críticas, es decir, se tienen los menores valores para N. Mientras que para el caso del Jr se logran las condiciones más favorables al alcanzar números de estabilidad mayores.

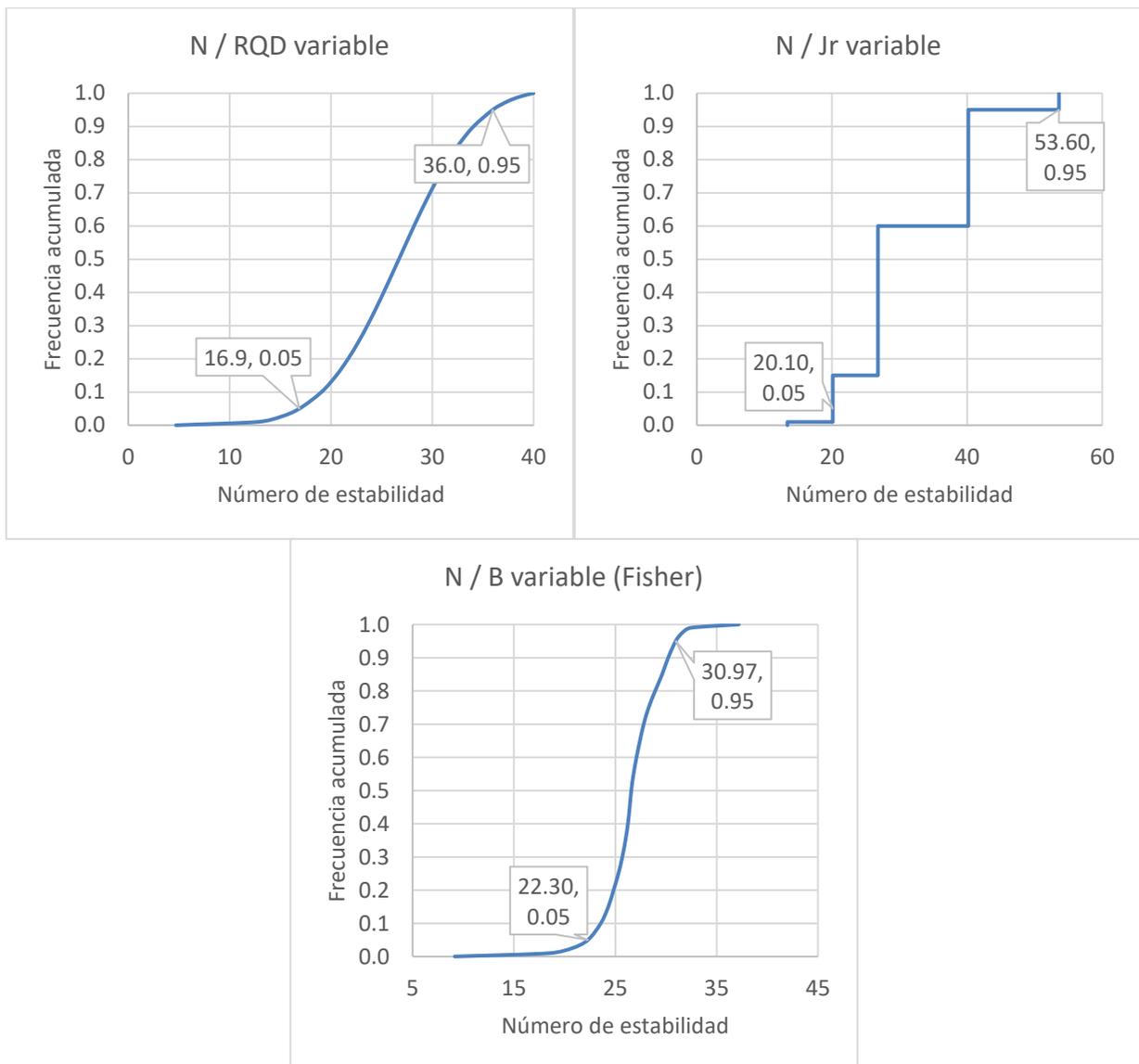


Figura 4.7. Gráficos de distribución acumulada de N respecto a RQD, Jr y Factor B.

4.1.3. ELOS

En la Figura 4.8 se muestran los gráficos de sensibilidad del ELOS para las tres series de simulaciones realizadas: RQD variable, Jr variable y Factor B variable. En ellos se pueden observar los siguientes aspectos:

- Los resultados obtenidos no se comportan de forma lineal, como sí lo hace el número de estabilidad, debido a que la fórmula empírica del ELOS se comporta de forma logarítmica.
- Al ser el RQD una variable continua, el gráfico de sensibilidad muestra un comportamiento prácticamente continuo para el ELOS, lo cual indica que la sobre excavación puede asumir un amplio rango de valores dada una variación de este parámetro.

- En el gráfico que muestra la sensibilidad del ELOS al J_r , se observa el carácter discreto de este parámetro lo cual origina solo cinco valores admisibles para la sobre excavación (al igual que el número de estabilidad) por lo que este parámetro de interés no entrega una alta cantidad de valores posibles como sí lo hace el RQD.
- El gráfico de sensibilidad de ELOS al Factor B muestra un comportamiento prácticamente continuo para valores entre 0.4 y 0.9, mientras que para factores fuera de estos límites, se observa una discontinuidad en los resultados, ya que los valores extremos para este parámetro provocan diluciones muy altas o muy bajas en comparación con el resto de la información.

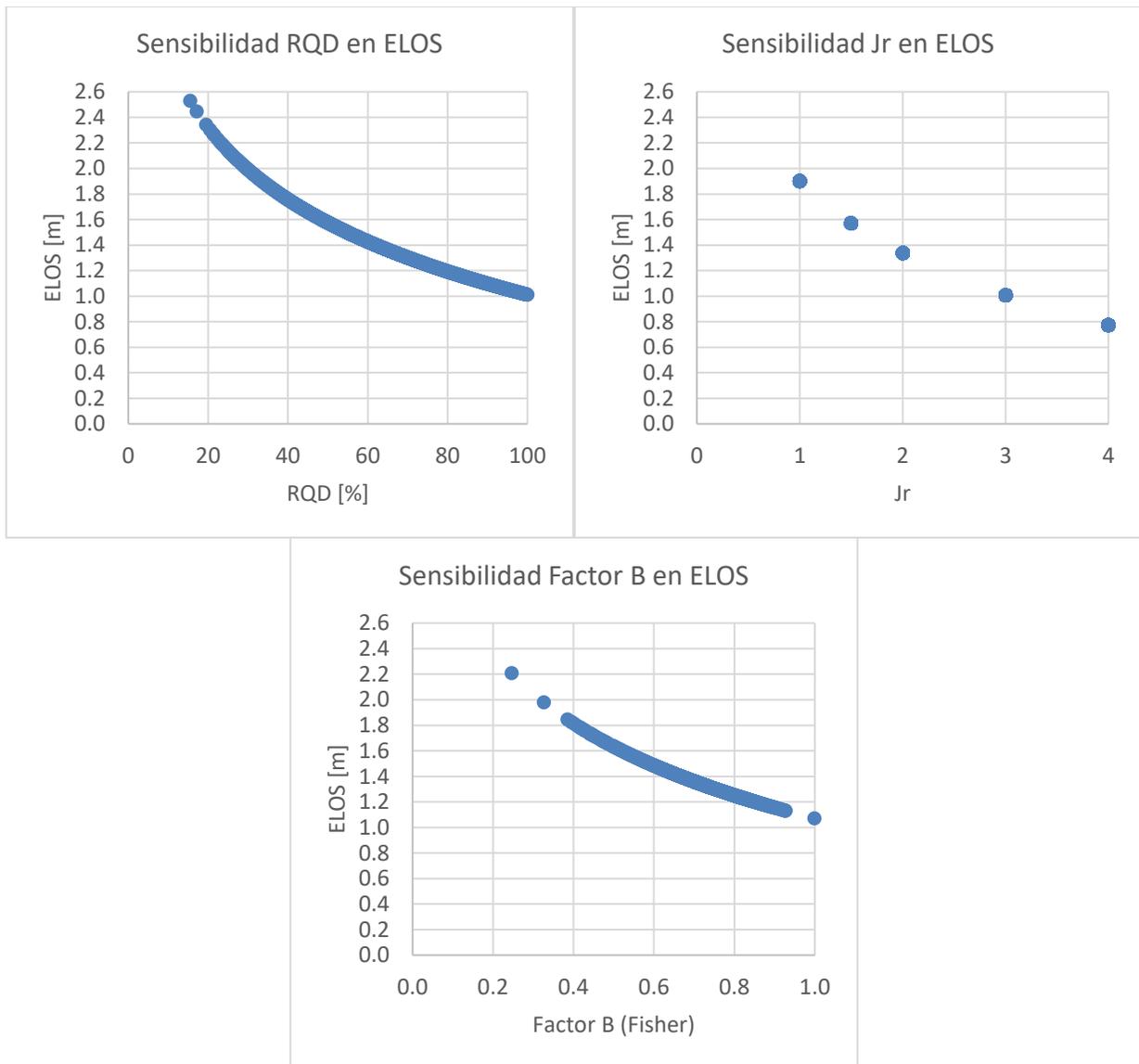


Figura 4.8. Gráficos de sensibilidad para ELOS respecto a RQD, J_r y Factor B.

En la Figura 4.9 se muestran los boxplots obtenidos para cada serie de simulación realizada. En él se observa que las medias para el ELOS son similares en los tres casos, sin embargo, existe una menor dispersión de los valores al cambiar el Factor B (se tiene una caja más pequeña), lo cual indica que una variación en este parámetro no provoca un cambio significativo en los valores de la sobre excavación. Al contrario de lo que ocurre en los análisis de RQD y Jr, donde la dispersión de los resultados es mucho mayor.

En este gráfico también se observa que el RQD variable provoca el caso más crítico en cuanto al ELOS, ya que también origina el N más bajo, mientras que el Jr provoca la sobre excavación más baja y, por ende, la más estable y con menor dilución.

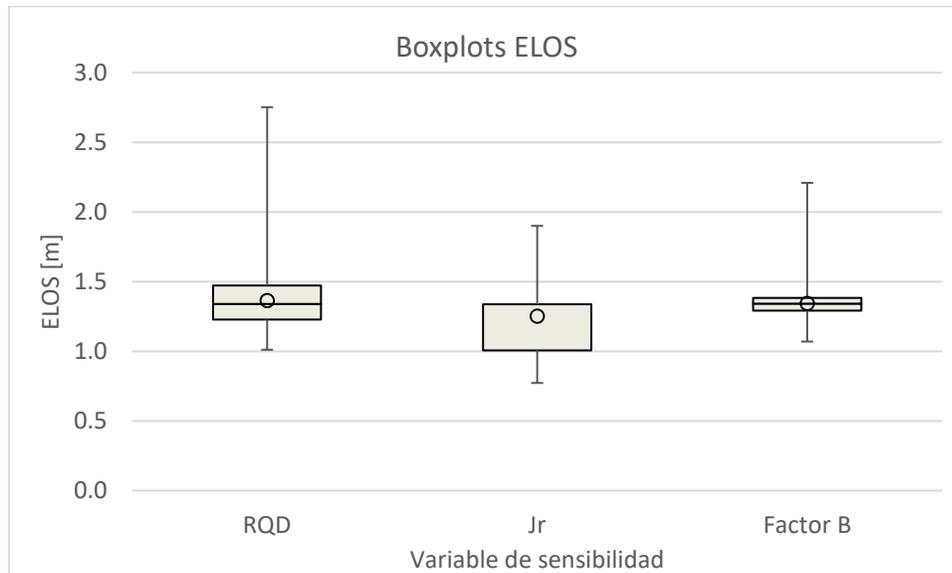


Figura 4.9. Boxplots de ELOS respecto a RQD, Jr y Factor B.

En la Figura 4.10 se muestra el gráfico araña para la sobre excavación. De forma análoga al número de estabilidad, este gráfico también considera solo el rango de resultados entre los percentiles 5 y 95%.

En este gráfico se observa que la menor pendiente se tiene para el caso de Factor B variable, lo cual indica que este parámetro es el que menos impacta sobre la dilución. Por el contrario, los parámetros RQD y Jr presentan una pendiente mayor, lo cual indica que el impacto que tienen sobre el ELOS es más significativo.

De forma complementaria al gráfico araña, se muestran los índices de sensibilidad en la Tabla 4.2 calculados a partir del percentil 5 y 95% de cada serie de simulación. Los valores obtenidos comprueban lo mostrado en el gráfico mencionado anteriormente, ya que un mayor índice absoluto indica un mayor impacto de la variable sobre el valor de salida. En este caso, se tiene un índice de -0.36 para el RQD y para el Jr y de -0.18 para el Factor B, por lo que la variable que menos impacto tiene sobre el número de estabilidad es esta última.

Al contrario de lo ocurrido para el número de estabilidad, en este caso los índices para el RQD y Jr son iguales, por lo que el impacto que ambos generan sobre el ELOS es similar.

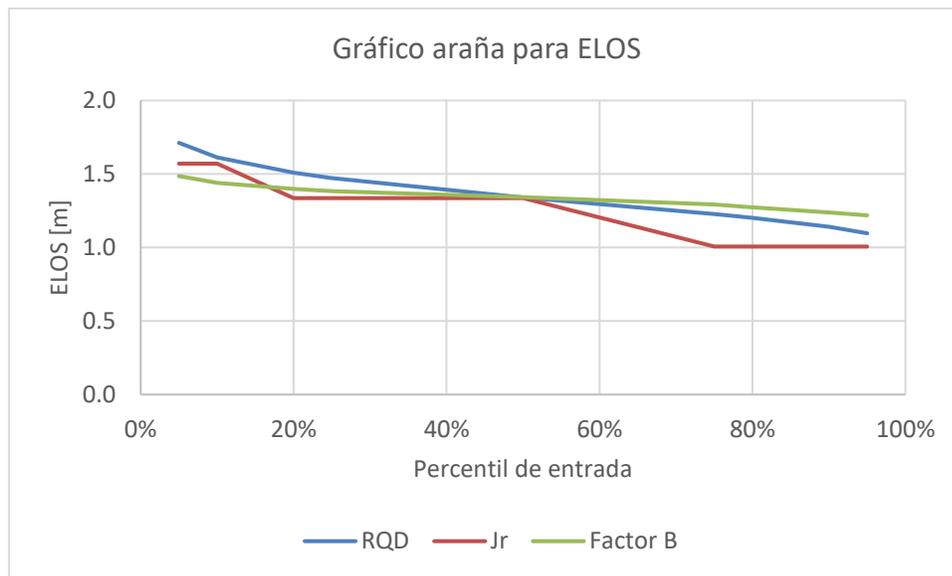


Figura 4.10. Gráfico araña para ELOS.

Tabla 4.2. Índice de sensibilidad para ELOS.

Variable de sensibilidad	Índice de sensibilidad para ELOS
RQD	-0.36
Jr	-0.36
Factor B	-0.18

Finalmente se muestra la Figura 4.11 en donde se aprecian los gráficos de distribución acumulada obtenidos para los tres casos estudiados. A partir de estos gráficos es posible determinar que existe una menor variabilidad de ELOS en el análisis del Factor B, mientras que se tiene una mayor variabilidad en el caso del Jr y del RQD. En el caso del Factor B la variación es de 0.3 [m], mientras que en el caso del RQD y del Jr es de 0.6 [m], aproximadamente. Esto se condice con lo mostrado por el gráfico araña y el índice de sensibilidad, ya que el impacto que tienen ambas variables sobre el ELOS es prácticamente igual.

En los gráficos también se observa que para el caso del RQD variable se logran diluciones mayores. Mientras que para el caso del Jr se logran las condiciones más favorables al alcanzar valores de ELOS más bajos.

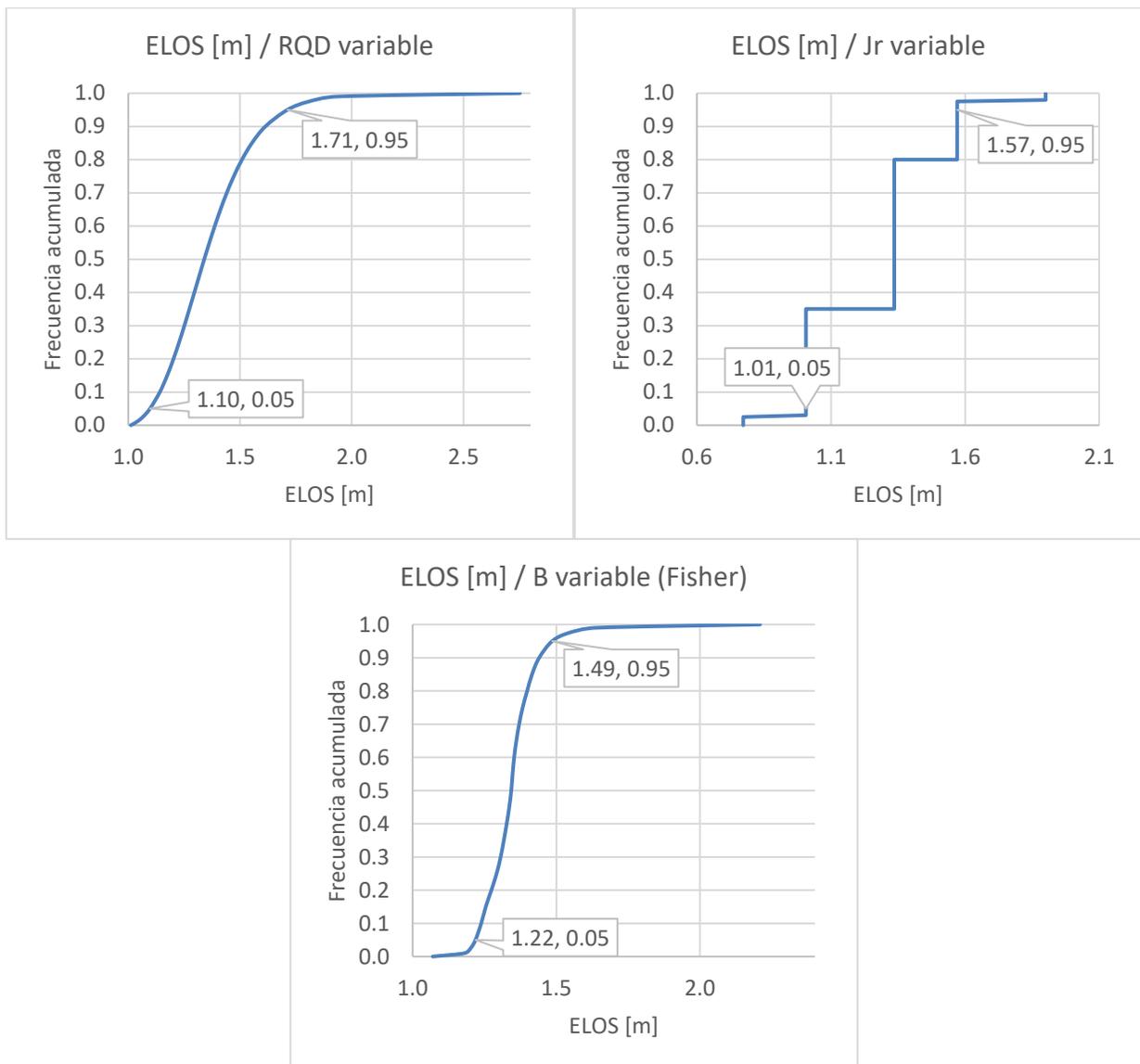


Figura 4.11. Gráficos de distribución acumulada de EOS respecto a RQD, Jr y Factor B.

4.1.4. Conclusiones

A partir de los resultados obtenidos para el análisis de sensibilidad, se puede concluir que:

- Bajo los alcances y supuestos considerados para este estudio, el Factor B de discontinuidad es el parámetro que menos impacta en el diseño, ya que logra una menor variación tanto en los resultados de número de estabilidad como de ELOS.
- Los parámetros RQD y Jr son los que presentan una mayor influencia tanto en el número de estabilidad como en el ELOS, teniendo resultados similares en la comparativa realizada. Sin embargo, debido a que el número de rugosidad de discontinuidades se limita a una cantidad mucho menor de valores admisibles, se puede considerar que éste es el que más

impacta al diseño, dado que una pequeña variación en su medición aumenta o disminuye los valores del número de estabilidad y ELOS en una cantidad mayor que el RQD.

4.2. Impacto de variabilidad en diseño

Como se mencionó en la metodología, para evaluar el impacto en el diseño se consideran los tres parámetros de interés variables (RQD, Jr, Factor B) y los resultados se evalúan en términos del número de estabilidad, ELOS y criterio de sobre excavación (σ_3).

4.2.1. Distribuciones de probabilidad

A continuación, se presentan los gráficos de distribución de probabilidad y gráficos de distribución acumulada para el número de estabilidad y ELOS obtenidos a través de la simulación realizada.

En la Figura 4.12 se muestra la distribución de probabilidad para el número de estabilidad que se logra luego de 5000 iteraciones de Monte Carlo con todos los parámetros variables. En este gráfico se observa un comportamiento lognormal de la variable N con una alta concentración de resultados entre los valores 20 y 30. También se observa la baja frecuencia de resultados menores a 13 y mayores a 55, y que el valor más probable de que ocurra es igual a 27.

Por otro lado, la media de las simulaciones se establece en 30.54 con una desviación estándar de 11.58 lo que entrega un coeficiente de variación (COV) igual a 38%.

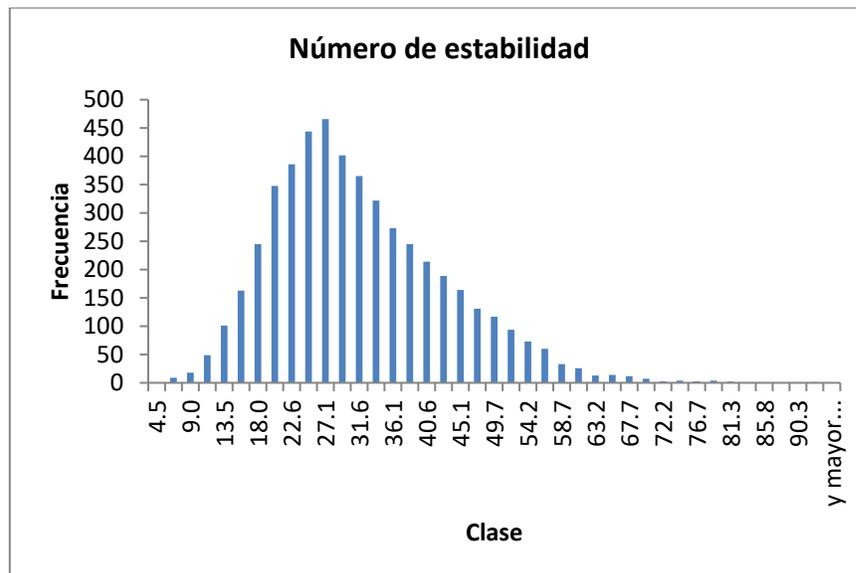


Figura 4.12. Distribución de probabilidad para número de estabilidad.

En la Figura 4.13 se muestra la distribución de probabilidad para el ELOS, el cual se obtiene a partir del número de estabilidad de la figura anterior. En este gráfico se observa un comportamiento característico para la sobre excavación debido al tipo de función de la cual se deriva su cálculo. En este caso se observa una alta concentración de resultados entre los valores 1 y 1.5 [m], con una baja frecuencia de resultados menores a 0.8 [m] y mayores a 2 [m]. También se observa que el valor más probable corresponde a 1.4 [m].

Por otro lado, la media de las simulaciones se establece en 1.29 [m] con una desviación estándar de 0.32 lo que entrega un COV igual a 25%.

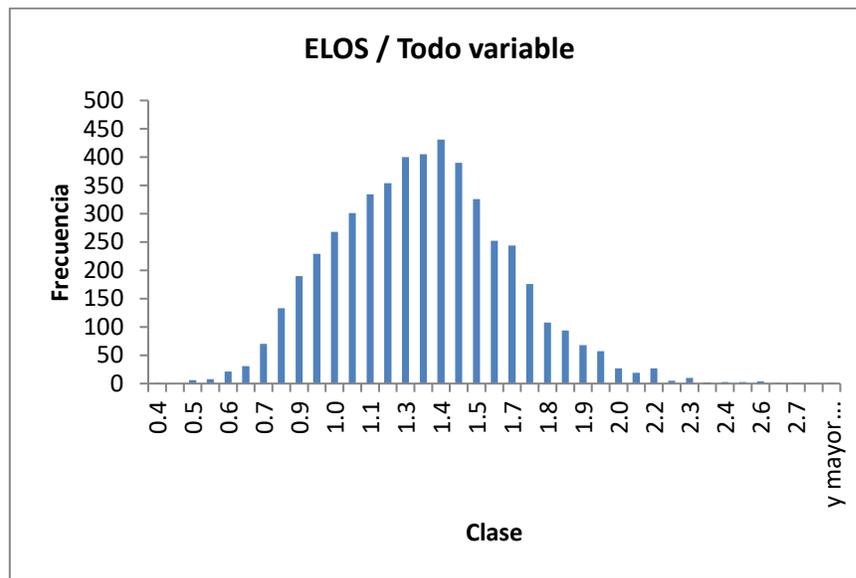


Figura 4.13. Distribución de probabilidad para ELOS.

En las siguientes figuras se muestran los gráficos de distribución acumulada para el número de estabilidad y ELOS. Al igual que se hizo en el análisis de estabilidad, estos resultados se analizan en torno a los percentiles 5 y 95% y sus valores intermedios, es por esto que en ambos gráficos se muestran estos datos. Además, dado que el caso que se está analizando considera todos los parámetros de interés variables, se pueden establecer conclusiones en torno a la probabilidad de que ciertos valores ocurran y con ello lograr cuantificar el peligro asociado a esta etapa del diseño.

En la Figura 4.14 se muestra el gráfico de distribución acumulada para el número de estabilidad. En él se logra apreciar que existe solo un 5% de probabilidad de tener valores de N menores a 14.7 y mayores a 52, lo cual se traduce en opciones muy poco probables de que ocurran (Lichtenstein y Newman, 1967), y, por lo tanto, existen altas probabilidades (90%) de que el valor del número de estabilidad se encuentre entre esos dos valores.

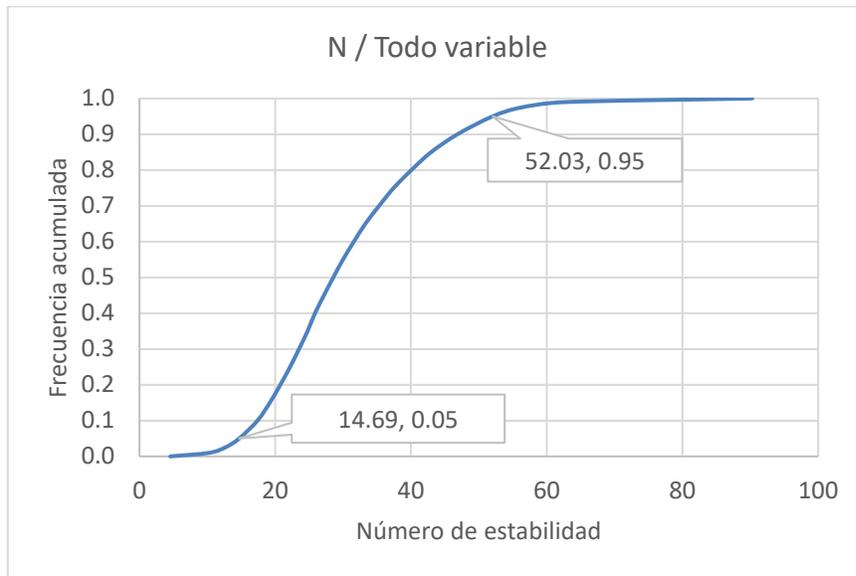


Figura 4.14. Distribución acumulada para número de estabilidad.

En la Figura 4.15 se muestra el gráfico de distribución acumulada para el ELOS. En él se observa que es muy poco probable tener ELOS menores a 0.79 [m] y mayores a 1.83 [m], por lo que existen altas probabilidades de que la sobre excavación producida en la pared colgante se encuentre entre estos dos valores.

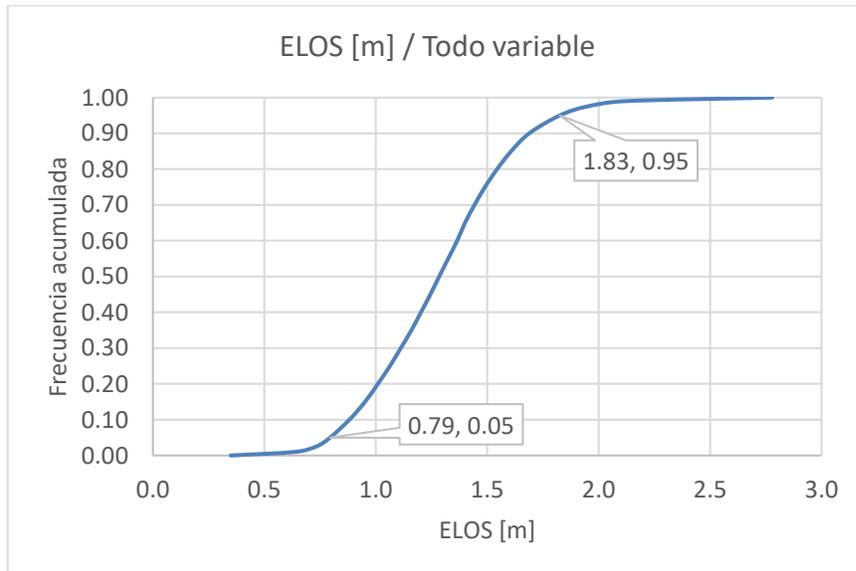


Figura 4.15. Distribución acumulada para ELOS.

4.2.2. Gráficos de estabilidad empíricos

Para complementar lo mostrado en los gráficos anteriores en relación a la cuantificación del peligro, se presentan los dos gráficos empíricos utilizados durante este trabajo acompañados de la distribución de probabilidad obtenida para el número de estabilidad. De esta forma se puede cuantificar, a través de probabilidades, en qué condiciones de estabilidad y dilución, se encuentra el caserón estudiado.

En la Figura 4.16 se muestra el gráfico de estabilidad de Mathews el cual permite establecer el grado de estabilidad del caserón. Agregando la distribución lograda para N se pueden concluir los siguientes aspectos relacionados al peligro:

- Existe un 78% de probabilidad de que el caserón estudiado se encuentre en la zona estable del gráfico (*Stable*), es decir, el 78% de los valores de N obtenidos por medio de la simulación cumplen con la condición de ser mayores a 21.1, el cual es el punto de intersección entre la curva estable y el RH igual a 10.
- Existe un 21% de probabilidad de que la excavación se encuentre en zona de falla menor (*Failure*), es decir, que el valor de N se encuentre entre 4.6 y 21.1.
- Mientras que existe solo un 1% de probabilidad de que se encuentre en zona de falla mayor (*Major Failure*), es decir, que el número de estabilidad sea menor a 4.6.

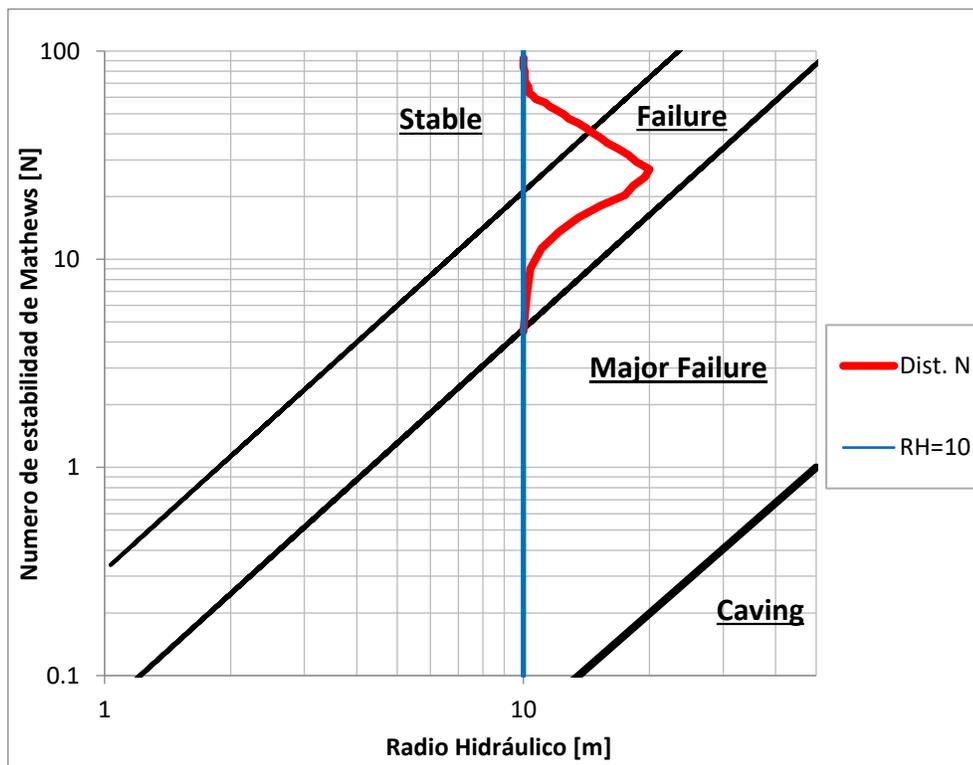


Figura 4.16. Gráfico de estabilidad de Mathews con distribución de N.

Por otro lado, en la Figura 4.17 se muestra el gráfico de estimación de dilución actualizado incorporando la distribución de probabilidad de N. De forma análoga al gráfico de Mathews, este gráfico permite concluir lo siguiente:

- Existe un 1.9% de probabilidad de tener un ELOS mayor a 2 [m], por lo tanto, existe un 98.1% de probabilidad de que la dilución sea menor a este valor.
- Existe un 19.1% de probabilidad de tener un ELOS menor a 1 [m], por lo que hay un 79% de probabilidad de que la dilución del caserón se encuentre entre 1 y 2 [m].
- Existe un 18.9% de probabilidad de tener un ELOS entre 0.5 y 1 [m].
- Existe un 0.2% de probabilidad de tener un ELOS menor a 0.5 [m], lo cual se transforma en una opción muy poco probable de que ocurra.

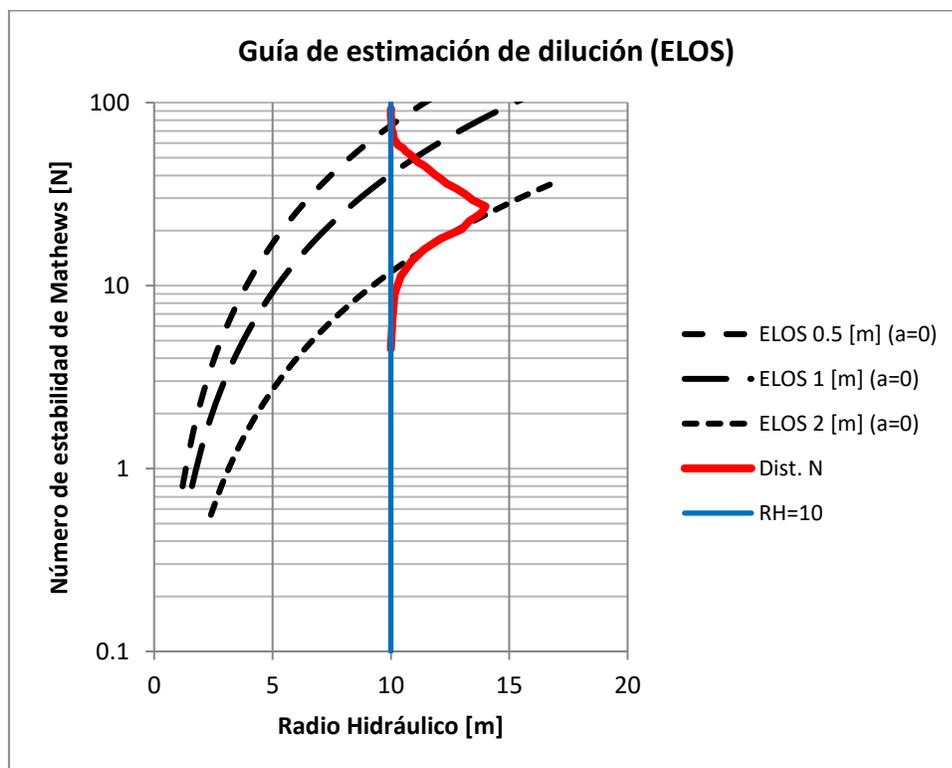


Figura 4.17. Guía de estimación de dilución (ELOS) con distribución para N.

Con ayuda de los resultados entregados por estos gráficos, se puede cuantificar el peligro asociado al diseño del caserón estudiado y además se puede evaluar el impacto de la variabilidad geotécnica en términos de probabilidades asociadas a ciertos valores.

4.2.3. Criterio de sobre-excavación

Para finalizar el estudio, se analiza la variabilidad del criterio de sobre excavación, el cual se obtiene con ayuda del ELOS y del modelamiento numérico.

En la Figura 4.18 se muestra el gráfico de distribución de probabilidad obtenido para el criterio de sobre excavación σ_3' . Se puede observar que la forma que tiene es muy similar a la obtenida por el ELOS, lo cual es esperable debido a la relación directa que existe entre ambos (dado un ELOS se puede calcular el σ_3' a partir del modelamiento). En el gráfico también se puede apreciar que la mayor concentración de datos se encuentra entre los valores -4.0 y -1.7 [MPa], siendo el valor más probable igual a -2.4 [MPa].

Por otro lado, la media de las simulaciones se establece en -2.6 [MPa] con una desviación estándar de 0.5 [MPa] lo que entrega un COV igual a 20%.

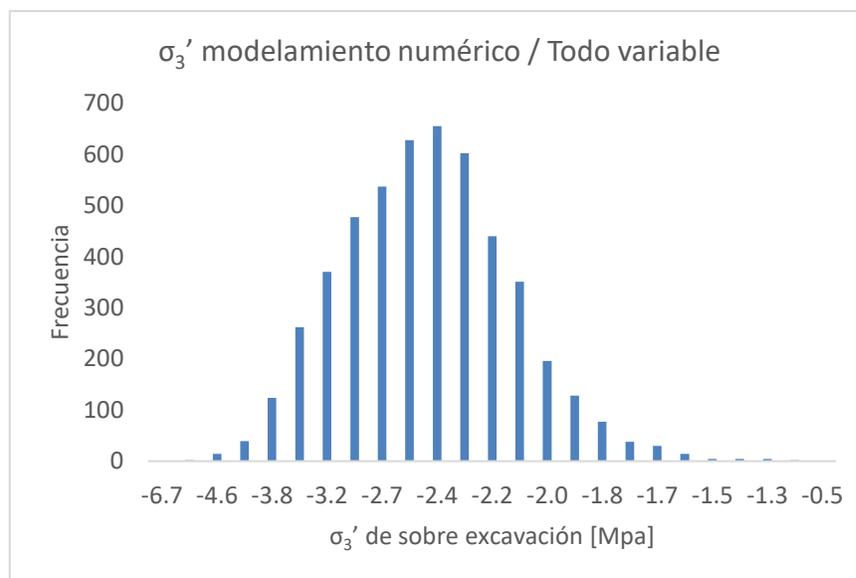


Figura 4.18. Distribución de probabilidad para esfuerzo de sobre excavación σ_3' .

En la Figura 4.19 se muestra el gráfico de distribución acumulada para el σ_3' de sobre excavación. Al igual que antes, en el gráfico se muestran los valores para los percentiles 5 y 95%. A partir de esto, se puede establecer que existe un 5% de probabilidad de que el esfuerzo de sobre excavación sea menor a -4.2 [MPa] y mayor a -1.4 [MPa]. Por lo que es muy probable que σ_3' se encuentre entre estos dos valores.

Cabe destacar que la obtención de este parámetro es un aspecto importante para el diseño, puesto que permite cuantificar la dilución que se obtiene en el caserón cuando éste se encuentra en una etapa de diseño avanzada en la cual se utiliza el modelamiento numérico para evaluar las consecuencias reales de construir esta excavación.

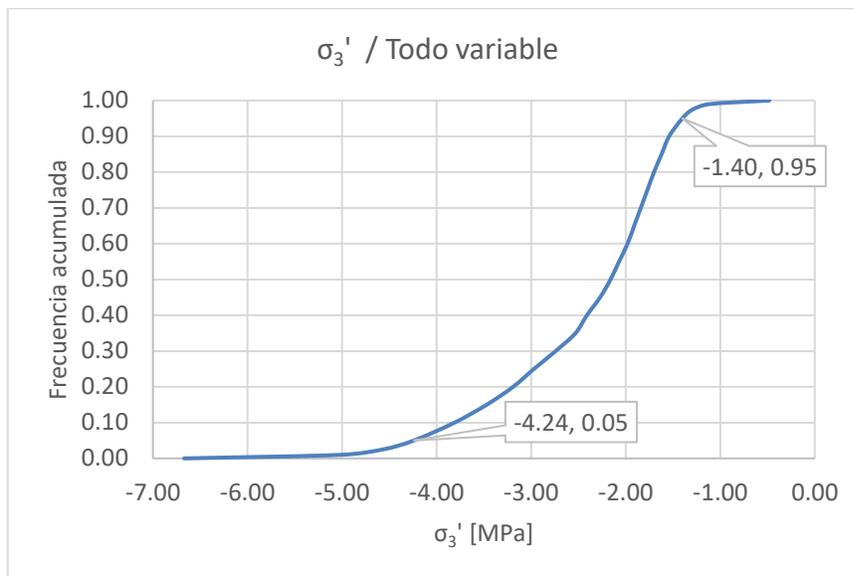


Figura 4.19. Distribución acumulada para esfuerzos de sobre excavación σ_3' .

4.2.4. Conclusiones

A partir de los resultados presentados se pueden establecer las siguientes conclusiones:

- La inclusión de la variabilidad geotécnica en el diseño de caserones permite cuantificar el peligro asociado a esta etapa en términos probabilísticos.
- El uso de probabilidades en esta etapa facilita la toma de decisiones de posteriores debido a que se conocerían todos los escenarios posibles y los peligros asociados a cada uno de ellos.
- El impacto de incluir esta variabilidad se considera relevante por el hecho de que la estimación de un ELOS asociado al caserón, ayuda a tomar una serie de decisiones posteriores que involucran al negocio minero. Si se ejecuta de forma incorrecta esta actividad, se pueden generar grandes problemas en la minería.

5. Conclusiones y recomendaciones

A continuación, se presentan las conclusiones finales derivadas del trabajo realizado y las recomendaciones para trabajos futuros.

5.1. Conclusiones

5.1.1. Variabilidad de los parámetros geotécnicos

La metodología desarrollada en esta memoria utiliza como información de entrada los parámetros geotécnicos involucrados en el método de estabilidad gráfico de Mathews *et al.* (1981), es decir, el *Rock Quality Designation* (RQD), el número por rugosidad de discontinuidad (Jr), el número por cantidad de sets estructurales en el macizo (Jn), el número por alteración de discontinuidad (Ja), el factor A de ajuste por esfuerzos, el factor B de ajuste por discontinuidad y el factor C de ajuste por gravedad. Sin embargo, solo el RQD, Jr y Factor B se utilizan como variables aleatorias de interés debido a las inherentes fuentes de incertidumbre asociadas a la determinación del valor de cada uno de ellos.

Para el RQD se establece una distribución normal (Elsayed, 1991) cuya información de entrada corresponde a la media y al coeficiente de variación de los datos. Por otro lado, para el Jr se establece una distribución discreta basada en una distribución normal del *Joint Roughness Coefficient* (JRC) (Beer, 2002), mientras que para el Factor B se calcula una distribución de probabilidad basada en la metodología de Priest (1985) la cual construye una distribución para el *dip* y *dip-direction* del set estructural crítico de la pared colgante.

La importancia del estudio realizado en cuanto a la variabilidad de los parámetros geotécnicos es que presenta una nueva forma de establecer distribuciones de probabilidad, lo cual abre una nueva ventana de opciones para este tipo de estudios, ya que, generalmente, se utilizan distribuciones normales para establecer la variabilidad de los parámetros geotécnicos usados en ingeniería (Hoek *et al.*, 1995).

5.1.2. Análisis de sensibilidad

El análisis de sensibilidad realizado bajo los alcances y supuestos considerados, permite establecer que el Factor B es el parámetro geotécnico que menos impacto tiene en el diseño de caserones debido a la baja variabilidad que provoca en el número de estabilidad y en el ELOS. A pesar de que el efecto que tiene sobre estos valores es menor al producido por las otras dos variables estudiadas, no es recomendable considerarlo sólo como un valor promedio ya que igualmente tiene influencia sobre los resultados.

El estudio de sensibilidad permite identificar que los parámetros RQD y Jr tienen impactos significativos y similares entre sí tanto en el número de estabilidad como en el ELOS, por lo que es importante considerar ambos factores con una variabilidad en vez de trabajar solo un valor promedio como se hace comúnmente en esta etapa de la minería.

Debido a los valores acotados que puede tomar el J_r , se concluye que éste es el parámetro que más impacto genera en el diseño dado que una pequeña variación en su valor, produce variaciones más grandes en el número de estabilidad y ELOS que las producidas por el RQD.

Considerando lo anterior, se recomienda estudiar de forma exhaustiva los parámetros RQD y J_r en etapas tempranas de minería, siendo éste último el más crítico y en el que se deben concentrar los esfuerzos para disminuir la variabilidad. De esta forma se lograría reducir el peligro asociado a la etapa de diseño y se obtendrían resultados mucho más reales en cuanto a estimar la estabilidad y dilución de los caserones diseñados.

Es importante señalar que la variabilidad intrínseca de la roca es difícil de cuantificar, por lo que los esfuerzos siempre deben concentrarse en disminuir la variabilidad que se genera debido a la subjetividad de los expertos que miden estos parámetros, cuyas opiniones siempre están sujetas al juicio propio de cada uno.

5.1.3. Impacto de variabilidad

Incluir la variabilidad de los parámetros geotécnicos al diseño de caserones permite cuantificar el peligro asociado a esta etapa en términos de probabilidades. Los análisis realizados en este trabajo, establecen una guía y metodología de cómo pueden ser estudiados los resultados cuando se incluyen variaciones en estos parámetros.

Poder cuantificar el peligro en la etapa de diseño permite tomar mejores decisiones para el negocio minero, debido a que consideraría el estudio de distintos escenarios posibles, lo cual no se hace convencionalmente ya que se utiliza solo el valor promedio de los parámetros geotécnicos. Esto último sólo genera un caso a ser analizado, el cual puede que no sea representativo de las condiciones reales de la zona.

La inclusión del modelamiento numérico permite establecer un nuevo nivel de diseño al unificarlo con la metodología empírica. Lo anterior permite estimar de forma probabilística cuál es el criterio de sobre excavación que mejor representa al diseño de caserón que se tiene y la cantidad de dilución asociada a él.

El impacto que tiene la variabilidad en el diseño se considera relevante por el hecho de que se puede generar una mayor cantidad de casos posibles para una sola excavación y se puede obtener la probabilidad de que cierto escenario ocurra, con lo cual se pueden tomar decisiones acordes a esto y asegurar buenos resultados en cuanto a la seguridad de las personas que trabajan en minería y al negocio minero en sí.

5.1.4. Guía para incluir variabilidad en el diseño

Finalmente, en la Figura 5.1 se establece una guía para incluir la variabilidad al diseño siguiendo la metodología explicada en este estudio. En ella se muestran los parámetros utilizados para el diseño, cuáles deben ser usados como constantes y cuáles deben tener una distribución de probabilidad para establecer su variabilidad. También se muestran los resultados obtenidos en cuanto a las variaciones para N , ELOS y σ_3' .

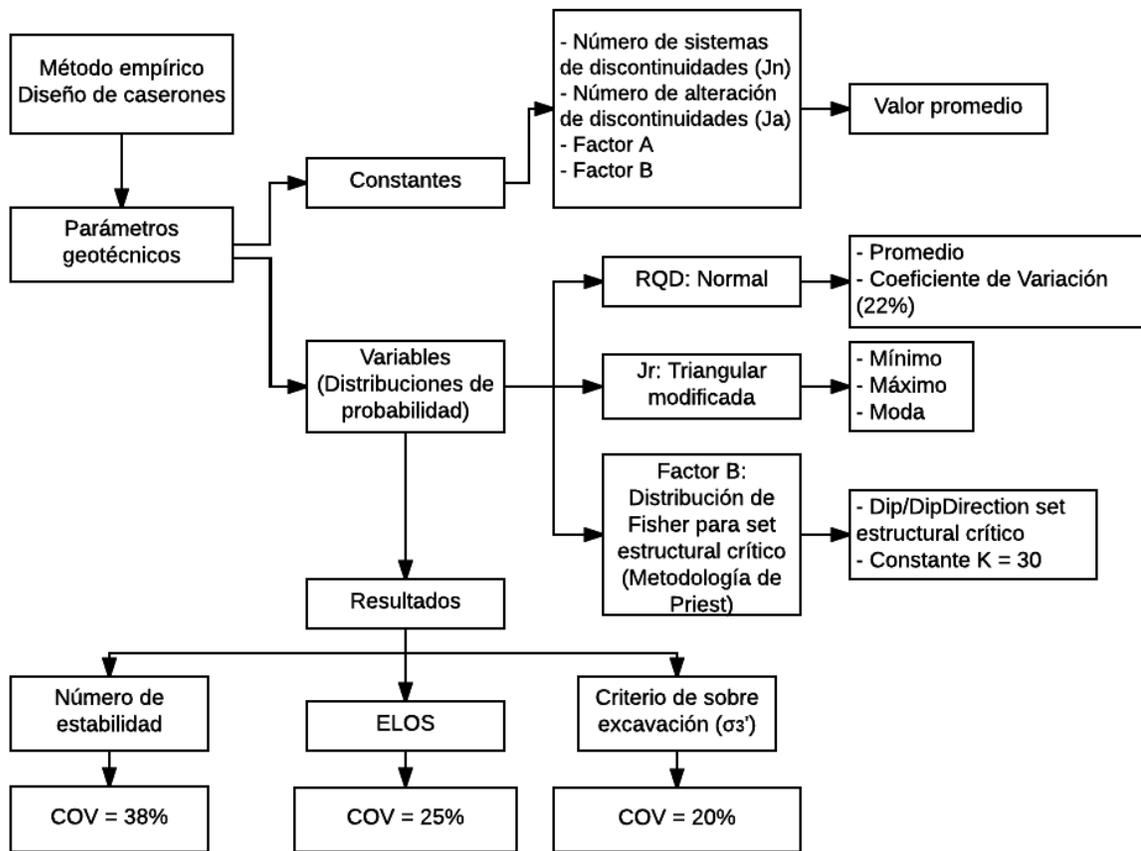


Figura 5.1. Guía para incluir variabilidad en el diseño de caserones.

Esta guía debe ser utilizada bajo las mismas condiciones en las que fue establecida para que los resultados que se obtengan sean representativos. Dado lo simple que resulta ser, se puede convertir en una excelente herramienta para complementar la metodología convencional de diseño de caserones.

5.2. Recomendaciones

Para complementar lo realizado en esta memoria, se recomienda estudiar más casos sintéticos de diseño de caserón con tal de establecer una guía más robusta en cuanto a los parámetros propuestos para su utilización.

Debido a los alcances del presente trabajo, se propone evaluar la incorporación de otros parámetros geotécnicos como variables mediante el desarrollo de estudios bibliográficos que permitan establecer las distribuciones de probabilidad de éstos o bien, mediante el estudio de información geotécnica real.

Se recomienda también, comparar los resultados obtenidos utilizando la metodología y distribuciones propuestas en esta memoria con los resultados obtenidos de la manera usual de

realizar el análisis, es decir, utilizando una distribución normal para todos los parámetros geotécnicos.

Uno de los supuestos considerados para esta memoria establece la independencia de las variables aleatorias simuladas, por lo que se propone realizar este mismo estudio utilizando parámetros estadísticamente dependientes, es decir, que existan correlaciones entre ellos.

En la metodología utilizada, se acotaron los resultados posibles para el RQD entre 0 y 100%, por lo que se propone evaluar este parámetro mediante una acotación aún mayor, la cual puede ser entre el valor mínimo y máximo reportado en la información geotécnica entregada.

Finalmente, se recomienda utilizar la guía propuesta para estudiar un caso de real de diseño de caserón con tal de evaluar su funcionamiento y proponer mejoras a ésta.

6. Bibliografía

- Barton, N. (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *ISRM, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 15(6).
- Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterisation and tunnel design. *International journal of rock mechanics and mining sciences*, 39(2), 185-216.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock mechanics*, 6(4), 189-239.
- Bedi, A., & Harrison, J. (2012). Dealing with epistemic uncertainty in fractured rock masses. *ISRM International Symposium-EUROCK 2012*.
- Bieniawski, Z. T. (1976). Rock mass classification in rock engineering. En Z. T. Bieniawski (Ed.), *Exploration for rock engineering, proc. of the symp. 1*, págs. 97-106. Cape Town: Balkema.
- Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications.
- Blyth, F. G., & De Freitas, M. H. (1974). *A geology for engineers*. Hodder Arnold.
- Cai, M. (2011). Rock mass characterization and rock property variability considerations for tunnel and cavern design. *Rock mechanics and rock engineering*, 44(4), 379-399.
- Castro, C. (2015). *Modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por sublevel stopping*. Tesis, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, Santiago.
- Cepuritis, P. M., & Villaescusa, E. (2006). Comprehensive back analysis techniques for assessing factors affecting open stope performance. *Rock Mechanics in Underground Construction ISRM International Symposium 2006: 4th Asian Rock Mechanics Symposium*.
- Chacón, E. (1988). *Evaluación de esfuerzos tectónicos en minas chilenas y su incidencia en el diseño minero*. Memoria, Universidad de Chile, Departamento Ingeniería de Minas, Santiago.
- Christian, J. T. (2004). Geotechnical engineering reliability: How well do we know what we are doing? *Journal of geotechnical and geoenvironmental engineering*, 130(10), 985-1003.
- Clark, L. M. (1998). *Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting*. Doctoral dissertation, University of British Columbia.
- Clark, L., & Pakalnis, R. (1997). An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hangingwalls and footwalls. *99th Annual AGM-CIM conference*. Vancouver.

- Coulomb, C. (1776). *Essai sur une application des règles de maxima et minima à quelques problèmes de statique relatifs à l'architecture*.
- Deere, D. U., Hendron, A. J., Patton, F. D., & Cording, E. J. (1967). Design of surface and near surface construction in rock. En C. Fairhurst (Ed.), *The 8th US Symposium on Rock Mechanics (USRMS)* (págs. 237-302). New York: American Rock Mechanics Association.
- Diederichs, M. S., & Kaiser, P. K. (1996). Rock instability and risk analyses in open stope mine design. *Canadian geotechnical journal*, 33(3), 431-439.
- Duncan, J. M. (2000). Factors of safety and reliability in geotechnical engineering. *Journal of geotechnical and geoenvironmental engineering*, 126(4), 307-316.
- Dunne, K., & Pakalnis, R. C. (1996). Dilution aspects of a sublevel retreat stope at Detour Lake Mine. *Rock mechanics*, 305-313.
- Egaña, M. (2008). *Geoestadística aplicada a parámetros geotécnicos*. Memoria, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Santiago.
- Eissa Elsayed, A., & Sen, Z. (1991). Probabilistic simulation of rock quality designation (RQD). *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 43(1), 31-40.
- Galarce, T. (2014). *Modelo de esfuerzos in situ para Chile y su incidencia en el diseño minero subterráneo*. Memoria, Universidad de Chile, Departamento Ingeniería de Minas, Santiago.
- Haldar, A., & Mahadevan, S. (2000). *Probability, reliability and statistical method in engineering design*.
- Hamrin, H., Hustrulid, W., & Bullock, R. (2001). Underground mining methods and applications. En *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies* (págs. 3-14).
- Harr, M. E. (1987). *Reliability-based design in civil engineering*.
- Heidbach, O., Tingay, M., Barth, A., Reinecker, J., Kurfeß, D., & Müller, B. (2008). *The World Stress Map*. Recuperado el 30 de Agosto de 2016, de http://dc-app3-14.gfz-potsdam.de/pub/stress_data/stress_data_frame.html
- Henning, J. G., & Mitri, H. S. (2007). Numerical modelling of ore dilution in blasthole stoping. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44(5), 692-703.
- Hobbs, N. B. (1974). The prediction of settlement of structures on rock. *Conference on settlement of structures*, (págs. 579-610).
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). *Underground excavations in Rock. Int. Min. Metall.* London.
- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (1995). *Support of underground excavations in hard rock*.

- Idris, M. A. (2014). *Probabilistic Stability Analysis of Underground Mine Excavations*. Doctoral Thesis, Luleå University of Technology.
- Idris, M. A., Basarir, H., Nordlund, E., & Wettainen, T. (2013). The probabilistic estimation of rock masses properties in Malmberget mine, Sweden. *Elect J Geotech Eng*, 18.
- Idris, M. A., Saiang, D., & Nordlund, E. (2011). Numerical analyses of the effects of rock Mass property variability on open stope stability. *45th US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium*.
- Idris, M. A., Saiang, D., & Nordlund, E. (2012). Consideration of the rock mass property variability in numerical modelling of open stope stability. *Föredrag vid Bergmekanikdag i Stockholm*, (págs. 111-123). Stockholm.
- International Society for Rock Mechanics (ISRM). (1981a). *Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses*. (E. T. Brown, Ed.) Oxford, UK: Pergamon Press.
- Kaiser, P., Diederichs, M., Martin, C., Sharp, J., & Steiner, W. (2000). Underground works in hard rock tunneling and mining. En P. Lancaster (Ed.), *ISRM International Symposium*. Melbourne, Australia: Technomic Publishing.
- Kim, K., & Gao, H. (1995). Probabilistic approaches to estimating variation in the mechanical properties of rock masses. *International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts*, 32, págs. 111-120. Pergamon.
- Kirsch, G. (1898). *Die theorie der elastizität und die bedürfnisse der festigkeitslehre*. Springer.
- Ladanyi, B. (1974). Use of the long-term strength concept in the determination of ground pressure on tunnel linings. *Proceedings of 3rd congress, international society for rock mechanics*, 2, págs. 1150-1165. Denver.
- Laubscher, D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *JS Afr. Inst. Metall.*, 90(10), 267-273.
- Lichtenstein, S., & Newman, J. R. (1967). Empirical scaling of common verbal phrases associated with numerical probabilities. *Psychonomic science*, 9(10), 563-564.
- Lu, Z., Reddish, D. J., & Stace, L. R. (2005). Uncertainty analysis in a numerical modelling context—an example application on a coal mine roadway design. *Mining Technology*, 114(4), 232-240.
- Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D. C., & Stewart, S. B. (1981). Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock. *CANMET DSS*.
- Mawdesley, C. A. (2002). Predicting rock mass cavability in block caving mines.

- Mawdesley, C., Trueman, R., & Whiten, W. J. (2001). Extending the Mathews stability graph for open–slope design. *Mining Technology*, 110(1), 27-39.
- McKinnon, S. D., Harding, D., & Birnie, K. (2002). Crown Pillar Design at INCO’s South Mine. En *NARMS-TAC 2002: Mining and Tunnelling Innovation and Opportunity* (Vol. 2, págs. 1041-1048).
- Mitri, H. S., Hughes, R., & Zhang, Y. (2011). New rock stress factor for the stability graph method. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 48(1), 141-145.
- Mohr, O. (1914). *Abhandlungen aus dem Gebiete der Technischen Mechanik* (2 ed.). Berlin.
- Nadim, F. (2007). Tools and strategies for dealing with uncertainty in geotechnics. *Probabilistic methods in geotechnical engineering*, (págs. 71-96). New York.
- Nickson, S. D. (1992). *Cable support guidelines for underground hard rock mine operations*. Doctoral Thesis, The University of British Columbia, Department of Mining and Mineral Processing, Vancouver.
- Palmstrom, A. (1982). The volumetric joint count - a useful and simple measure of the degree of rock mass jointing. *IAEG Congress*, (págs. 221-228). New Delhi.
- Pinheiro, M., Vallejos, J., Miranda, T., & Emery, X. (2016). Geostatistical simulation to map the spatial heterogeneity of geomechanical parameters: A case study with rock mass rating. *Engineering Geology*, 93-103.
- Potvin, Y. (1988). *Empirical open slope design in Canada*. Doctoral dissertation, University of British Columbia.
- Price, N. (1966). Fault and joint development: in brittle and semi-brittle rock. *Elsevier*.
- Priest, S. D. (1985). *Hemispherical projection methods in rock mechanics*. Allen & Unwin.
- Priest, S. D. (1993). *The collection and analysis of discontinuity orientation data for engineering design, with examples*. Pergamon Press.
- Read, J., & Stacey, P. (2009). *Guidelines for open pit slope design*.
- Rosenblueth, E. (1981). Two-point estimates in probabilities. *Applied Mathematical Modelling*, 5(5), 329-335.
- Sari, M. (2009). The stochastic assessment of strength and deformability characteristics for a pyroclastic rock mass. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(3), 613-626.
- Sari, M., Karpuz, C., & Ayday, C. (2010). Estimating rock mass properties using Monte Carlo simulation: Ankara andesites. *Computers & Geosciences*, 36(7), 959-969.

- Scoble, M. J., & Moss, A. (1994). Dilution in underground bulk mining: Implications for production management. *Geological Society, London, Special Publications*, 79(1), 95-108.
- Stewart, S. B., & Forsyth, W. W. (1995). The Mathew's method for open stope design. *CIM bulletin*, 88(992), 45-53.
- Suorineni, F. T. (2010). The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 24(4), 307-339.
- Trueman, R., Mikula, P., Mawdesley, C., & Harries, N. (2000). Experience in Australia with the application of the Mathews' method for open stope design. *CIM bulletin*, 93(1036), 162-167.
- Valley, B., Kaiser, P. K., & Duff, D. (2010). Consideration of uncertainty in modelling the behaviour of underground excavations. *5th international seminar on deep and high stress mining*, (págs. 423-436).
- Wyllie, D. C. (1999). *Foundations on Rock*. London, UK: Taylor and Francis.
- Wyllie, D. C., & Mah, C. (2004). *Rock slope engineering: Civil and Mining* (4th ed.).
- Zablocki, A. (2009). Minería subterránea a toda máquina. *Revista Minería Chilena*.
- Zhang, Y., & Mitri, H. S. (2008). Elastoplastic stability analysis of mine haulage drift in the vicinity of mined stopes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 45(4), 574-593.

7. Anexos

7.1. Anexo A: Guías de estimación de parámetros geotécnicos

La asignación de puntajes para la clasificación geomecánica correspondiente al Q' se presenta en las siguientes tablas modificadas de Hutchinson y Diederichs (1996).

N° de sets de juntas	J_n				
Roca masiva sin sets		0.5	1		Pocos sets - aleatorios
1 set		2	3		1 set + aleatorio
2 sets		4	6		2 sets + aleatorio
3 sets		9	12		3 sets + aleatorio
4 o más sets		15	20		Roca desintegrada

Figura 7.1. Guía de estimación de parámetro J_n modificada de Hutchinson y Diederichs (1996).

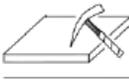
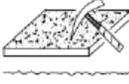
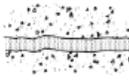
	Gran escala	Planas	Ondulosas	Discontinuas
Pequeña escala:	J_r (set crítico)			
Pulida		0.5	1.5	2.0
Suave		1.0	2.0	3.0
Rugosa		1.5	3.0	4.0
Discontinuidad rellena		1.0	1.0	1.5

Figura 7.2. Guía de estimación para parámetro J_r modificada de Hutchinson y Diederichs (1996).

Caso	Condición	ϕ_{jres} (°)	J_a	
– Aumenta la alteración de la estructura →	(a) Hay contacto entre las cajas de la estructura			
	A	Estructuras bien trabadas y selladas con rellenos duros, impermeables, y que no se ablandan (e.g. cuarzo epidota, etc.)	---	0,75
	B	Estructuras con cajas no alteradas, que solo presentan patinas locales	25-35	1
	C	Estructuras con cajas ligeramente alteradas. Pátinas de materiales que no se ablandan y libres de finos: arenas, roca molida, etc.	25-30	2
	D	Estructuras con pátinas limo arenosas, con poco contenido de arcillas, que no se ablandan	20-25	3
	E	Estructuras con pátinas de minerales arcillosos de baja fricción y que se ablandan (e.g. caolinita, micas, etc). Estructuras con pátinas de clorita, talco, yeso, grafito, etc. Estructuras con pequeñas cantidades de arcillas expansivas (pátinas discontinuas, de 1 a 2 mm de potencia)	8-16	4
	(b) Desplazamiento de corte menores que 10 cm producen contacto entre las cajas de la estructura			
	F	Estructuras con rellenos de arenas y/o roca molida, libres de arcilla	25-30	4
	G	Estructuras con rellenos de arcillas muy pre-consolidadas, que no se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm)	16-24	6
	H	Estructuras con rellenos de arcillas algo a poco pre-consolidadas, que se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm)	6-12	8
	J	Estructuras con rellenos de arcillas expansivas (e.g. montmorillonita, rellenos continuos, espesores < 5 mm).		8-12
	(c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las cajas de la estructura			
	K, L, M	Estructuras con rellenos de roca desintegrada o triturada y arcillas (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso)	6-24	6, 8 o 8-12
	N	Estructuras con rellenos potentes de arenas limosas o limo-arcillosas, con poco contenido de arcillas (que no se ablandan)	---	5
O, P, R	Estructuras con rellenos potentes de salbanda arcillosa (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso)	6-24	10, 13 o 13-20	

Figura 7.3. Guía de estimación para parámetro J_a modificada de Hutchinson y Diederichs (1996).

7.2. Anexo B: Resultados análisis de sensibilidad

Tabla 7.1. Estadísticos resumen para N con RQD variable.

Estadísticos resumen para N / Salidas RQD variable			
Estadísticos		Percentil	
Mínimo	4.7	1.0%	12.8
Máximo	40.0	2.5%	15.0
Media	26.6	5.0%	16.9
Desv Est	5.8	10.0%	19.1
Varianza	33.10128181	20.0%	21.7
Indice de sesgo	-0.165089434	25.0%	22.7
Curtosis	2.775060036	50.0%	26.7
Mediana	26.7	75.0%	30.6
Moda	26.9	80.0%	31.6
X izquierda	16.9	90.0%	34.1
P izquierda	5%	95.0%	36.0
X derecha	36.0	97.5%	37.4
P derecha	95%	99.0%	38.7
#Errores	0		

Tabla 7.2. Estadísticos resumen para N con Jr variable.

Estadísticos resumen para N / Salidas Jr variable			
Estadísticos		Percentil	
Mínimo	13.4	1.0%	13.4
Máximo	53.6	2.5%	20.1
Media	31.0	5.0%	20.1
Desv Est	9.1	10.0%	20.1
Varianza	83.45934432	20.0%	26.8
Indice de sesgo	0.500609095	25.0%	26.8
Curtosis	2.549815249	50.0%	26.8
Mediana	26.8	75.0%	40.2
Moda	26.8	80.0%	40.2
X izquierda	20.1	90.0%	40.2
P izquierda	5%	95.0%	40.2
X derecha	40.2	97.5%	53.6
P derecha	95%	99.0%	53.6
#Errores	0		

Tabla 7.3. Estadísticos resumen para N con Factor B variable.

Estadísticos resumen para N / Salidas B variable (Fisher)			
Estadísticos		Percentil	
Mínimo	9.2	1.0%	18.5
Máximo	37.2	2.5%	20.7
Media	26.7	5.0%	22.3
Desv Est	2.7	10.0%	23.6
Varianza	7.319134484	20.0%	24.8

Indice de sesgo	-0.545496892	25.0%	25.3
Curtosis	4.875542837	50.0%	26.6
Mediana	26.6	75.0%	28.3
Moda	26.4	80.0%	28.9
X izquierda	22.3	90.0%	30.2
P izquierda	5%	95.0%	31.0
X derecha	31.0	97.5%	31.6
P derecha	95%	99.0%	32.5
#Errores	0		

Tabla 7.4. Estadísticos resumen para ELOS con RQD variable.

Estadísticos resumen para ELOS [m] / Salidas RQD variable			
Estadísticos		Percentil	
Mínimo	1.01	1.0%	1.04
Máximo	2.75	2.5%	1.06
Media	1.36	5.0%	1.10
Desv Est	0.19	10.0%	1.14
Varianza	0.036955223	20.0%	1.20
Indice de sesgo	0.967594023	25.0%	1.23
Curtosis	4.996589403	50.0%	1.34
Mediana	1.34	75.0%	1.47
Moda	1.31	80.0%	1.51
X izquierda	1.10	90.0%	1.61
P izquierda	5%	95.0%	1.71
X derecha	1.71	97.5%	1.81
P derecha	95%	99.0%	1.93
#Errores	0		

Tabla 7.5 Estadísticos resumen para ELOS con Jr variable.

Estadísticos resumen para ELOS [m] / Salidas Jr variable			
Estadísticos		Percentil	
Mínimo	0.77	1.0%	0.77
Máximo	1.90	2.5%	0.77
Media	1.25	5.0%	1.01
Desv Est	0.24	10.0%	1.01
Varianza	0.058419553	20.0%	1.01
Indice de sesgo	0.105964568	25.0%	1.01
Curtosis	2.58192895	50.0%	1.34
Mediana	1.34	75.0%	1.34
Moda	1.34	80.0%	1.34
X izquierda	1.01	90.0%	1.57
P izquierda	5%	95.0%	1.57
X derecha	1.57	97.5%	1.57
P derecha	95%	99.0%	1.90
#Errores	0		

Tabla 7.6. Estadísticos resumen para ELOS con Factor B variable.

Estadísticos resumen para ELOS [m] / Salidas B variable (Fisher)			
Estadísticos		Percentil	
Mínimo	1.07	1.0%	1.18
Máximo	2.21	2.5%	1.20
Media	1.34	5.0%	1.22
Desv Est	0.09	10.0%	1.24
Varianza	0.00758955	20.0%	1.27
Indice de sesgo	1.294009846	25.0%	1.29
Curtosis	8.606635356	50.0%	1.34
Mediana	1.34	75.0%	1.38
Moda	1.35	80.0%	1.40
X izquierda	1.22	90.0%	1.44
P izquierda	5%	95.0%	1.49
X derecha	1.49	97.5%	1.54
P derecha	95%	99.0%	1.64
#Errores	0		

Tabla 7.7. Percentiles de N y ELOS para RQD, Jr y Factor B variables.

Percentil	Sensibilidad RQD		Sensibilidad Jr		Sensibilidad Factor B	
	N	ELOS	N	ELOS	N	ELOS
1%	12.77	1.93	13.40	1.90	18.48	1.64
3%	14.98	1.81	20.10	1.57	20.74	1.54
5%	16.88	1.71	20.10	1.57	22.30	1.49
10%	19.06	1.61	20.10	1.57	23.57	1.44
20%	21.69	1.51	26.80	1.34	24.83	1.40
25%	22.69	1.47	26.80	1.34	25.31	1.38
50%	26.69	1.34	26.80	1.34	26.58	1.34
75%	30.65	1.23	40.20	1.01	28.30	1.29
80%	31.61	1.20	40.20	1.01	28.94	1.27
90%	34.07	1.14	40.20	1.01	30.22	1.24
95%	35.96	1.10	40.20	1.01	30.97	1.22
98%	37.40	1.06	53.60	0.77	31.62	1.20
99%	38.68	1.04	53.60	0.77	32.46	1.18

7.3. Anexo C: Resultados impacto de la variabilidad

Tabla 7.8. Estadísticos resumen para N con todo variable.

Estadísticos resumen para N / Salidas todo variable			
Estadísticos		Percentil	
Mínimo	4.5	1.0%	10.3
Máximo	90.3	2.5%	12.6
Media	30.5	5.0%	14.7
Desv Est	11.6	10.0%	17.4
Varianza	134.1400803	20.0%	20.8
Indice de sesgo	0.764089818	25.0%	22.2
Curtosis	3.615959701	50.0%	28.6
Mediana	28.6	75.0%	37.5
Moda	25.8	80.0%	40.1
X izquierda	14.7	90.0%	46.9
P izquierda	5%	95.0%	52.0
X derecha	52.0	97.5%	56.3
P derecha	95%	99.0%	62.7
#Errores	0		

Tabla 7.9. Estadísticos resumen para ELOS con todo variable.

Estadísticos resumen para ELOS [m] / Salidas todo variable			
Estadísticos		Percentil	
Mínimo	0.35	1.0%	0.64
Máximo	2.78	2.5%	0.73
Media	1.29	5.0%	0.79
Desv Est	0.32	10.0%	0.88
Varianza	0.100335196	20.0%	1.01
Indice de sesgo	0.333920486	25.0%	1.06
Curtosis	3.312488929	50.0%	1.28
Mediana	1.28	75.0%	1.49
Moda	1.37	80.0%	1.54
X izquierda	0.79	90.0%	1.69
P izquierda	5%	95.0%	1.83
X derecha	1.83	97.5%	1.95
P derecha	95%	99.0%	2.12
#Errores	0		