



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA DILUCIÓN POR SOBRE EXCAVACIÓN EN MINERÍA SUBTERRÁNEA EXPLOTADA POR SUBLEVEL STOPING

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA
MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

CRISTIAN FELIPE CASTRO ÁLVAREZ

PROFESOR GUÍA:

JAVIER VALLEJOS MASSA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

NELSON MORALES VARELA

NICOLÁS MONTECINO BASTIAS

LUIS MERINO MEDINA

PROYECTO INNOVA CHILE CORFO 11IDL2-10630

SANTIAGO DE CHILE
2015

RESUMEN

En la actualidad, las herramientas utilizadas para el diseño de caserones en minería subterránea por Sublevel Stopping (SLS) que han ganado mayor aceptación son las de carácter empírico. Estas herramientas permiten incorporar implícitamente las condiciones de sitio, pero a su vez su uso está restringido por la extensión de la base de datos utilizada para su construcción. El objetivo de esta tesis es calibrar y verificar un criterio capaz de representar la cantidad de sobre excavación de paredes en el modelamiento numérico de caserones abiertos. Este trabajo se encuentra dentro del proyecto INNOVA CHILE-CORFO 11DL2-10630 cuyo objetivo es desarrollar herramientas de diseño para minería subterránea selectiva en Chile.

La metodología se dividió en dos etapas: procesamiento de casos históricos y modelamiento numérico en FLAC3D. En la primera etapa, se recolecta y unifica una base de datos con 582 casos históricos de SLS procedentes de Canadá y Australia. Esto permitió desarrollar un modelo empírico actualizado para la estimación de sobre excavación de paredes. El nuevo modelo presenta una mejor correlación estadística y un mejor desempeño en la clasificación de los casos históricos que los modelos disponibles actualmente en la literatura.

En la segunda etapa se realiza modelamiento numérico de la información determinada de la base de datos. Se concluye que los criterios tradicionalmente utilizados en la literatura para estimar sobre excavación en el modelamiento numérico presentan un mal desempeño. Ningún criterio logra representar la sobre excavación hallada con el modelo empírico actualizado. El bajo desempeño se explica dado que los criterios que incorporan la calidad de macizo rocoso, lo hacen a través de la resistencia a la tracción que subestima la sobre excavación percibida.

La discretización del nuevo modelo permitió modelar 408 casos cuya información determinó un nuevo criterio. Basado en la magnitud del esfuerzo principal menor (σ_3 [MPa]), se define como combinación lineal en base logarítmica del radio hidráulico de la pared (HR [m]) y de la calidad de macizo rocoso de Barton (Q'). El criterio prueba tener buena correlación con los datos empíricos, sin embargo subestima la sobre excavación según la validación.

Tanto el modelo empírico como el criterio para el modelamiento numérico pueden ser utilizados como herramientas de apoyo al diseño conceptual de caserones abiertos sin ingreso de personal. Dado que ambos fueron calibrados con información de Canadá y Australia, exhiben propensión hacia sus propias condiciones de sitio que difieren de las Chilenas. Lo anterior abre la posibilidad a replicar la metodología presentada, y recalibrar los modelos en la medida que se disponga de una base de datos nacional.

ABSTRACT

Since their introduction, empirical methods in open stope design has gained wide recognition in Sublevel Stoping mining. This empirical approaches allow to manage implicitly the site conditions of the data, but they present a lack of adaptability when used in different site conditions that they were calibrated. This thesis presents a methodology for finding a new criteria for numeral modelling capable of represent the amount of over break in open stope walls. This work is part of INNOVA CHILE-CORFO 11IDL2-10630 project that develops new design tools for selective underground mining in Chile.

The methodology was divided in two stages: statistical analysis of empirical data and numerical modelling in FLAC3D. In the first stage, a database was collected with 582 cases related to Sublevel Stoping mining from Canada and Australia. This database allowed to develop an updated empirical model for the estimation of the hanging wall over break. This new model shows better correlation and performance in the classification of the database than available models in literature.

In the second step of the methodology, the numerical modelling of the database takes place in FLAC3D. This process concludes that current criteria used to represent over break in numerical modelling shows poor performance. None of the criteria tested could manage to represent the quantity of over break found with the updated empirical model. This low performance is due to the tensile strength used to represent the rock mass strength. Tensile strength underestimates consistently the volume of over break.

New empirical model discretization allowed to model 408 new cases, which results permitted to determine a new numerical criteria. Based in the value of the minor principal stress (σ_3 [MPa]), the criteria is presented as a linear combination in logarithmic base of hydraulic radius of the wall (HR [m]) and Barton's rock mass classification (Q'). Through a case study, this criteria proved to have good correlation with empirical data. Nonetheless, the values of overbreak are too optimistic in the validation stage.

Both the empirical model and the numerical criteria for estimating over break, can be used as tools to support the conceptual design of open stopes without personal entry. Because both models were calibrated with information from Canada and Australia, they exhibit propensity towards their own site conditions that may differ from what can be expected in Chile. This opens the possibility to replicate the methodology presented, and recalibrate the models when a Chilean database of open stopes is available.

*A la memoria de Casimiro Álvarez.
Tata: promesa cumplida.*

AGRADECIMIENTOS

A CONICYT por el apoyo al desarrollo de esta tesis a través de su Beca de Magíster Nacional, enmarcado en el programa de Formación de Capital Humano Avanzado.

A Anglo American por el apoyo a través de su beca Minería de Excelencia y Programa de Pre-Graduados a lo largo de todo el transcurso de la carrera de Ingeniería de Minas.

A Advanced Mining Technology Center (AMTC) de la Universidad de Chile y al Departamento de Ingeniería de Minas por promover e incentivar el aprendizaje y el desarrollo de proyectos y tecnologías nuevas para la minería.

A mis padres, Virginia y Duberliz, por enseñarme a dar el máximo esfuerzo en todo lo que me propongo. Por enseñarme que la vida es un viaje de constante aprendizaje, por el sacrificio, por la entrega, por las risas contagiosas, por el amor y la incondicionalidad en todo momento. Porque pese a la distancia que significó el estudiar fuera de casa, jamás sentí su ausencia. Gracias, porque si ahora enfrento la vida con confianza y optimismo, es porque sé que los tengo siempre a mi lado.

A mi familia, por el apoyo constante y por el amor que siempre está presente. Gracias por enseñarme con el ejemplo lo que es la unidad, la confianza y a sobre llevar cualquier desafío. Tata: aunque sé que ya no puedes leer esto siento la satisfacción de haber cumplido, y me quedo con el desafío de seguir tus pasos.

A mi profesor guía Javier Vallejos, gracias por la confianza desde temprano, por las oportunidades y por el aprendizaje constante me significó trabajar con usted.

A las personas increíbles que me acompañaron durante mi vida Universitaria: Mena, Vivi, Meili, Chino, Ryan y Pipe. Gracias por la paciencia, la confianza, los cafés y las noches de trabajo.

A mis compañeros de trabajo del área de Geomecánica de El Soldado, gracias por el apoyo, la enseñanza y por permitirme formar parte de este excelente equipo.

C.C.

TABLA DE CONTENIDO

Resumen	i
Abstract	ii
Tabla de contenido	v
Índice de figuras	x
Índice de tablas.....	xii
CAPITULO 1 Introducción	1
1.1 Desafíos en Sublevel Stoping	1
1.2 Hipótesis de trabajo.....	2
1.3 Objetivos	3
1.3.1 Objetivo General	3
1.3.2 Objetivos Específicos	3
1.4 Alcances.....	3
1.5 Estructura de la tesis	4
CAPITULO 2 Antecedentes de diseño en Sublevel Stoping	6
2.1 Métodos empíricos de diseño de caserones	6
2.1.1 Método gráfico de estabilidad (Mathews, 1981).....	6
2.1.2 Método gráfico modificado de estabilidad (Potvin, 1988)	8
2.1.3 Crítica a los métodos de diseño empírico	10
2.2 Dilución en Sublevel Stoping.....	11
2.2.1 Definición de dilución	11
2.2.2 Factores y mecanismos condicionantes de la dilución	12
2.3 Medición y representación de la dilución.....	13
2.3.1 Caving Monitoring System (CMS)	13
2.3.2 Equivalent linear overbreak/slough (ELOS)	14
2.4 Guías de estimación de sobre excavación (ELOS)	17

2.4.1	Metodología de Pakalnis (1993)	17
2.4.2	Metodología de Mah (1997)	18
2.4.3	Metodología de Clark (1998).....	22
2.4.4	Metodología de Capes (2009)	22
2.4.5	Zonificación generalizada en gráficos empíricos.....	25
CAPITULO 3 Estudios de modelamiento numérico de sobre excavación ...		26
3.1	Métodos de modelamiento numérico	26
3.1.1	Método de elementos de borde (BEM).....	26
3.1.2	Método de elementos finitos (FEM)	27
3.1.3	Método de diferencias finitas (FDM)	28
3.2	Modelos de sobre excavación	29
3.2.1	Influencia de la trayectoria de esfuerzos	30
3.2.2	Influencia de la geometría de la pared	31
3.2.3	Influencia de la profundidad del caserón	35
CAPITULO 4 Metodología de estudio		37
4.1	Unificación y análisis exploratorio de datos	38
4.2	Trabajo con casos históricos	39
4.2.1	Métodos estadísticos utilizados.....	39
4.2.2	Determinación de variables significativas.....	42
4.2.3	Nuevo modelo de estimación de dilución	43
4.2.4	Desempeño de guías de estimación de dilución actuales.....	43
4.3	Modelamiento numérico	44
4.3.1	Modelamiento numérico en FLAC3D.....	44
4.3.2	Estudios de criterios numéricos preliminares.....	45
4.3.3	respuesta numérica del modelo.....	46
4.3.4	Construcción de nuevo criterio	46
4.4	Análisis de sensibilidad.....	48
4.5	Caso de estudio	49
CAPITULO 5 Nuevo modelo de estimación de sobre excavación.....		50
5.1	Bases de datos.....	50
5.1.1	Bases de datos por autor.....	50

5.1.2	Estadística descriptiva de base de datos unificada	50
5.2	Determinación de variables significativas para un nuevo modelo de sobre excavación	58
5.3	Nuevo modelo de sobre excavación	65
5.3.1	Regresión logarítmica	65
5.3.2	Regresión logística	66
5.4	Análisis de desempeño de modelos de dilución	70
5.4.1	Revisión de modelo de Pakalnis (1993)	70
5.4.2	Revisión de modelo de Clark (1998)	72
5.4.3	Desempeño comparativo entre nuevas modelos de sobre excavación y modelo de Clark (1998)	74
5.5	Presentación de nuevo modelo para la estimación empírica de sobre excavación	77
5.5.1	Guías de estimación por procedencia de datos	79
CAPITULO 6 Modelamiento numérico de la sobre excavación		82
6.1	Metodología inicial	82
6.2	Información de entrada del modelo en FLAC3D	84
6.2.1	Geometría	84
6.2.2	Calificación de macizo rocoso	84
6.2.3	Caracterización elástica de macizo rocoso	85
6.3	Creación de modelo numérico	86
6.3.1	Modelo constitutivo	86
6.3.2	Tensor de esfuerzos	88
6.4	Análisis de criterios previos de estimación de sobre excavación.....	89
6.4.1	Criterio 1: $\sigma_3 \leq 0$	89
6.4.2	Criterio 2: $\sigma_3 \leq \sigma_t$	91
6.4.3	Criterio 3: $p \leq \sigma_t$	93
6.5	Discusión de resultados obtenidos	94
6.5.1	Influencia de razón de aspecto en la magnitud de sobre excavación (ELOS)96	
CAPITULO 7 Nuevo criterio de estimación de sobre excavación		104
7.1	Metodología de construcción de nuevo criterio	104
7.1.1	Construcción geométrica de casos	107

7.1.2	Caracterización elástica de macizo rocoso	108
7.2	Resultados de presión confinante σ_3 [MPa]	109
7.3	Criterios para estimación de sobre excavación en modelamiento numérico	112
7.3.1	Criterio confinamiento σ_3 (HR, Q')	113
7.3.2	Criterio confinamiento σ_3 (HR, Q', h/L)	113
7.3.3	Criterio presión media p (HR, Q')	113
7.4	Análisis de sensibilidad de criterios propuestos.....	113
7.4.1	Influencia del esfuerzo principal intermedio	114
7.4.2	Influencia del ancho y profundidad del caserón	116
7.4.3	Influencia del alto y manteo de la pared colgante	118
7.4.4	Estabilización de la respuesta numérica	121
7.4.5	Efecto de la densidad de la grilla en la respuesta numérica	124
7.5	Estudio de caso – Martin (1999).....	127
7.5.1	Análisis gráfico: Desempeño guías de estimación de sobre excavación actualizadas	128
7.5.2	Análisis numérico: Desempeño de criterios numéricos de estimación de sobre excavación	131
CAPITULO 8 Conclusiones y Recomendaciones		135
8.1	Conclusiones.....	135
8.1.1	Nueva base de datos de Sublevel Stopping	135
8.1.2	Nuevo modelo empírico de estimación de sobre excavación	136
8.1.3	Comparación entre desempeño de modelo de sobre excavación propuesto y modelo de sobre excavación de Clark (1998)	139
8.1.4	Efecto de la razón de aspecto de la pared colgante en el modelamiento numérico de la sobre excavación	140
8.1.5	Desempeño de criterio $\sigma_3 \leq 0$ en la estimación numérica de la sobre excavación	142
8.1.6	Desempeño de criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$ en la estimación numérica de la sobre excavación	142
8.1.7	Nuevo criterio para la estimación de sobre excavación en modelamiento numérico de caserones.....	143
8.2	Recomendaciones para trabajo futuro	145
8.2.1	Casos históricos adicionales – Base de datos Chilena	145
8.2.2	Criterio para el modelamiento numérico de casos Chilenos	146

CAPITULO 9	Bibliografía	147
ANEXO A.	Métodos de diseño empírico de caserones	A-1
A.1	Método de diseño empírico de Mathews (1981)	A-1
A.2	Método de diseño empírico de Potvin (1988).....	A-2
ANEXO B.	Estadística descriptiva de base de datos.....	B-1
B.1	Estadística descriptiva en base de datos de Sublevel Stopping	B-1
B.2	Estadística descriptiva en base de datos sublevel Stopping sin soporte	B-5
B.3	Estadística descriptiva en base de datos Sublevel Stopping sin soporte – Canadá	B-9
B.4	Estadística descriptiva en base de datos Sublevel Stopping sin soporte - Australia	B-14
ANEXO C.	Análisis de desempeño de modelos de dilución por métricas de clasificación	C-1
C.1	Nuevo modelo de dilución basado en regresión logarítmica	C-1
C.2	Nuevo modelo de dilución basado en regresión logística	C-2
C.3	Modelo de dilución de Clark (1998).....	C-4
ANEXO D.	Resultados de modelamiento numérico en FLAC3D	D-1
D.1	Resultados criterio $\sigma_3 \leq 0$, $\sigma_3 \leq \sigma_t$ y $p \leq \sigma_t$	D-1
D.2	Resultados análisis de influencia de h/L.....	D-3
D.3	Resultados cálculo de criterios nuevos	D-7

Índice de figuras

Figura 2-1. Gráfico de estabilidad de Mathews (Mawdesley, 2001).....	8
Figura 2-2. Gráfico de estabilidad de Potvin (Hutchinson & Diederichs, 1996).	10
Figura 2-3. Demostración gráfica sobre tipos de dilución, Mah (1997)	12
Figura 2-4. Instalación general de CMS, Mah (1997).....	14
Figura 2-5. (a) Explicación gráfica tridimensional ELOS, Mah (1992). (b) Sección transversal de ELOS, Capes (2009).....	16
Figura 2-6. Guía de estimación de dilución (%) de Pakalnis (1993).....	20
Figura 2-7. Guía de estimación de dilución de Mah (1997).....	21
Figura 2-8. Guía de estimación de dilución de Clark (1998).....	23
Figura 2-9. Guía de estimación de dilución de Capes (2009).	24
Figura 3-1. Variación de la ELOS con la dirección de σ_1 , Martin (1999).....	31
Figura 3-2. Variación de la ELOS en relación a la altura y a la corrida, Martin (1999).	32
Figura 3-3. Estimación de densidad de dilución (DD [m]) como función de la altura de la pared colgante [m] y la razón de aspecto (h/L). Modificado de Henning & Mitri (2007).....	33
Figura 3-4. Guías de estimación tridimensional (RMR>60, W=10 [m]), Vongpaisal (2009).	34
Figura 3-5. Guías de estimación tridimensional (RMR>60, W=20 [m]), Vongpaisal (2009).	35
Figura 3-6. DD [m] en relación de la profundidad por criterio, Henning & Mitri (2007).	36
Figura 4-1. Metodología de trabajo.	37
Figura 4-2. Descripción distribución de base de datos.	39
Figura 4-3. Matriz de contingencia.	41
Figura 4-4. Metodología de trabajo con casos históricos.	44
Figura 4-5. Metodología para el modelamiento numérico.	48
Figura 5-1. Histograma dip caserones - Sublevel stoping.	51
Figura 5-2. Histograma ancho caserones - Sublevel stoping.....	52
Figura 5-3. Histograma largo caserones - Sublevel stoping.....	52
Figura 5-4. Histograma alto caserones - Sublevel stoping.	53
Figura 5-5. Histograma razón de aspecto caserones - Sublevel stoping.	53
Figura 5-6. Histograma HR caserones - Sublevel stoping.	54
Figura 5-7. Histograma N caserones - Sublevel stoping.	54
Figura 5-8. Distribución de valores de paredes colgantes por procedencia..	56
Figura 5-9. Distribución de valores de dilución en HW.	56
Figura 5-10. Gráfico de estabilidad de Mathews - Paredes colgantes de base de datos.	61
Figura 5-11. Razón de aspecto (h/L) versus sobre excavación (ELOS [m]) en base de datos SLS sin soporte.....	62

Figura 5-12. Tamaño de la excavación (HR [m]) versus sobre excavación (ELOS [m]) en base de datos SLS sin soporte.	62
Figura 5-13. Número de estabilidad de Mathews (N) versus sobre excavación (ELOS [m]) en base de datos SLS sin soporte.	63
Figura 5-14. Guías de estimación de sobre excavación - Regresión logarítmica.	66
Figura 5-15. Guías de estimación de sobre excavación - Regresión logística	69
Figura 5-16. Dilución estimada vs. dilución real en metodología de Pakalnis (1993).	71
Figura 5-17. Superposición de curvas de Clark a nueva base de datos.....	73
Figura 5-18. Base de datos adicional - Análisis de desempeño de modelos.	76
Figura 5-19. Guías de estimación actualizadas.	78
Figura 5-20. Guía de estimación por porcendencia - ELOS = 0.5 [m]	79
Figura 5-21. Guía de estimación por porcendencia - ELOS = 1.0 [m]	80
Figura 5-22. Guía de estimación por porcendencia - ELOS = 2.0 [m]	81
Figura 6-1. Puntos a modelar numéricamente.	83
Figura 6-2. Vista isométrica - Modelo caserón paramétrico FLAC3D.....	87
Figura 6-3. Corte transversal - Modelo caserón paramétrico FLAC3D.....	87
Figura 6-4. Resultados modelamiento numérico - Estimación de sobre excavación con criterio $\sigma_3 \leq 0$	90
Figura 6-5. Resultados criterio $\sigma_3 \leq 0$ versus guías de estimación de sobre excavación.	91
Figura 6-6. Resultados modelamiento numérico - Estimación de sobre excavación con criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$	92
Figura 6-7. Resultados criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$ versus guías de estimación de sobre excavación.	93
Figura 6-8. Caserón HR = 6.5 [m] - h/L = 2.6 - Criterio $\sigma_3 \leq 0$ - Vista transversal	97
Figura 6-9. Caserón HR = 6.5 [m] - h/L = 0.6 - Criterio $\sigma_3 \leq 0$ - Vista transversal	97
Figura 6-10. Resultados de influencia de h/L: ELOS [m] versus HR [m] en función de h/L.....	99
Figura 6-11. Caserones con pared colgante de mismo tamaño (HR [m]) pero distinta forma (h/L)	100
Figura 6-12. Distribución de esfuerzos en la pared colgante.	101
Figura 6-13. Corte transversal sección media caserón HR = 7 [m]: a. h/L = 2.6, b. h/L = 0.4	102
Figura 6-14. Corte longitudinal sección media caserón HR = 7 [m]: a. h/L = 2.6, b. h/L = 0.4	103
Figura 6-15. . Vista tridimensional caserón HR = 7 [m]: a. h/L = 2.6, b. h/L = 0.4	103
Figura 7-1. Discretización de guías de estimación de dilución para el modelamiento numérico, 17 vectores por guía.	106
Figura 7-2. Distribución de valores de razón de aspecto en base de datos.	107

Figura 7-3. Resultados - Variación de esfuerzo principal menor estimado a HR fijo.	111
Figura 7-4. Resultados - Variación de esfuerzo principal menor estimado a Q' fijo.	111
Figura 7-5. Influencia de esfuerzo principal intermedio en criterio $\sigma_3 \leq 0$.	115
Figura 7-6. Influencia de esfuerzo principal intermedio en criterios propuestos σ_3 y p.....	115
Figura 7-7. Influencia de ancho [m] y profundidad [m] en criterios previos: $\sigma_3 \leq 0$ y $\sigma_3 \leq \sigma_t$	117
Figura 7-8. Influencia de ancho [m] y profundidad [m] en criterios propuestos σ_3 y p.....	117
Figura 7-9. Influencia de alto vertical [m] y dip [°] en criterio $\sigma_3 \leq 0$ y p (HR, Q').....	119
Figura 7-10. Influencia de alto vertical [m] y dip [°] en criterio σ_3 (HR, Q') y σ_3 (HR, Q', h/L)	119
Figura 7-11. Estabilización de la respuesta numérica - Criterio σ_3 (HR, Q')	122
Figura 7-12. Estabilización de la respuesta numérica - Criterio σ_3 (HR, Q', h/L). Altura h = 20 [m] fue modelada hasta relaciones de aspecto h/L ≥ 0.5 ...	122
Figura 7-13. Estabilización de la respuesta numérica - Criterio p (HR, Q') .	123
Figura 7-14. Estabilización de la respuesta numérica - Criterio $\sigma_3 \leq 0$	123
Figura 7-15. Evolución del número de zonas en modelo - Densidad de grilla de modelamiento.	125
Figura 7-16. Sensibilidad sobre excavación estimada con densidad de grilla.	126
Figura 7-17. Relación N - N'.....	129
Figura 7-18. Estudio de caso - Análisis gráfico de guías de estimación actualizadas.....	130
Figura 7-19. Estudio de caso - Análisis gráfico de guías de estimación de Clark (1998).	131
Figura 8-1. Guías de estimación actualizadas.	138

Índice de tablas

Tabla 2-1. Metodología de Pakalnis (1993).	18
Tabla 2-2. Guías de estimación de Mah (1997).....	19
Tabla 3-1. Resumen modelamiento numérico por diversos autores.	30
Tabla 4-1. Autores revisados.....	38
Tabla 5-1. Base de datos desagregada por autor.	50
Tabla 5-2. Resumen de estadística base de datos total - Sublevel Stopping (582 casos).....	55
Tabla 5-3. Distribución de base de datos SLS por tramo.	57

Tabla 5-4. Resumen de estadística base de datos total sin soporte - Sublevel Stoping (428 casos).....	57
Tabla 5-5. Resumen de estadística base de datos - Canadá - Sublevel stoping (307 casos).	58
Tabla 5-6. Resumen de estadística base de datos - Australia - Sublevel stoping (121 casos).	58
Tabla 5-7. Resumen regresiones logarítmicas, con intercepto a - Variables significativas.....	60
Tabla 5-8. Resultados regresión logística – Variables independientes HR, N, h/L.	64
Tabla 5-9. Resumen regresión logarítmica – Base de datos total.....	65
Tabla 5-10. Resultados regresión logística.	67
Tabla 5-11. Fórmulas de guías de estimación de dilución.	67
Tabla 5-12. Resultados optimización PSS - Regresión logística.	68
Tabla 5-13. Resultados regresión metodología Pakalnis para caserones aislados (1993).	71
Tabla 5-14. Resultados regresión logarítmica Clark.	72
Tabla 5-15. Definición de clases y estados para análisis de desempeño.	74
Tabla 5-16. Resultados desempeño guías de estimación.	74
Tabla 5-17. Resultados desempeño guías de estimación - Base de datos adicional.....	77
Tabla 5-18. Guías de estimación de sobre excavación actualizadas.	77
Tabla 5-19. Ecuaciones por procedencia - Guías de estimación ELOS = 0.5 [m]	79
Tabla 5-20. Ecuaciones por procedencia - Guías de estimación ELOS = 1.0 [m]	80
Tabla 5-21. Ecuaciones por procedencia - Guías de estimación ELOS = 2.0 [m]	80
Tabla 6-1. Geometrías para modelamiento numérico.	84
Tabla 6-2. Calificación de macizo rocoso.....	85
Tabla 6-3. Caracterización roca intacta.....	85
Tabla 6-4. Propiedades de macizo rocoso.	86
Tabla 6-5. Esfuerzos principales en Canadá (Maloney <i>et al.</i> , 2006)	88
Tabla 6-6. Resultados criterio: $\sigma_3 \leq 0$	90
Tabla 6-7. Resultados criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$	92
Tabla 6-8. Resultados criterio $p \leq \sigma_t$	94
Tabla 6-9. Características geométricas caserones estudiados.	96
Tabla 6-10. Ejemplo de geometrías para h/L promedio - Influencia de razón de aspecto.....	98
Tabla 7-1. Ejemplo de construcción geométrica de casos como función de HR y h/L.....	108
Tabla 7-2. Ejemplo de tabulación de resultados de esfuerzo principal menor y presión media para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 1.6.....	109
Tabla 7-3. Resumen de criterios para σ_3 por valor de h/L.	110
Tabla 7-4. Valores criterios analizados.	116

Tabla 7-5. Geometrías para análisis de sensibilidad dip y alto.	120
Tabla 7-6. Resumen resultados sensibilidad grilla.	126
Tabla 7-7. Valores geometría de caserones - Estudio de caso.....	127
Tabla 7-8. Caracterización geomecánica del macizo rocoso.	127
Tabla 7-9. Valores de esfuerzos principales.....	128
Tabla 7-10. Criterios en evaluación en estudio de caso.....	132
Tabla 7-11. Valores criterios estudiados.	132
Tabla 7-12. Resultados por criterio - Escenario σ_1 perpendicular a HW – Estudio de caso.	133
Tabla 7-13. Resultados por criterio - Escenario σ_1 paralelo a HW – Estudio de caso.....	133
Tabla 7-14. Errores en la estimación por criterio - Estudio de caso.....	133
Tabla 8-1. Estadística descriptiva de base de datos de Sublevel Stoping...	136
Tabla 8-2. Modelo actualizado de estimación de dilución.....	138
Tabla 8-3. Correlación nuevo modelo de estimación de dilución.....	138
Tabla 8-4. Desempeño de nuevo modelo de dilución.	138
Tabla 8-5. Análisis comparativo de desempeño entre modelos empíricos de sobre excavación.....	140

CAPITULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1 DESAFÍOS EN SUBLEVEL STOPING

El método de Sublevel Stopping corresponde a un método de explotación subterráneo autosoportado, que incorpora la disposición de pilares de roca y de caserones de explotación que pueden ser dejados vacíos o posteriormente rellenados. Este método altamente mecanizado, se caracteriza por presentar niveles de productividad altos y por llegar a tener alta selectividad en cuerpos minerales regulares de actitud subvertical, siendo actualmente en Chile el método de explotación más común a nivel de mediana minería (Zablocki, 2009). Como todo método de explotación minera, presenta diversas variantes relacionadas con el sentido de la explotación, el tipo de perforación utilizada y a la presencia o ausencia de labores de relleno. No obstante, todas estas incorporan caserones de diversas geometrías como unidades básicas de explotación, que son caracterizados por dos aspectos fundamentales: no incorporan la entrada de personal dentro de la excavación en su diseño, y son extraídos en su totalidad antes de incorporar relleno.

La precisión en el diseño de las unidades básicas mineras, para cualquier método de explotación, es parte fundamental para la reducción de la incertidumbre en la elaboración de la planificación minera y a su vez en la valorización económica de los planes de producción. Para el caso particular del método de explotación por Sublevel Stopping, precisar la información de diseño de las unidades básicas mineras incluye: determinar con certeza la estabilidad de los caserones a explotar, y cuantificar no sólo la cantidad de dilución planificada, si no también estimar la potencial cantidad de dilución asociada a la sobre excavación de las paredes. Para este objetivo, han cobrado gran relevancia desde su presentación a fines de 1980, los métodos de diseño empírico de caserones, utilizados principalmente a nivel de ingeniería conceptual (Mathews *et al.*, 1981, Potvin, 1988).

Al definir la dilución como material de carácter estéril o económicamente no rentable de extracción, cuantificar la cantidad de dilución asociada al diseño tiene un peso crítico en la cadena de valor de un proyecto minero. Más aún, dado que la dilución planificada es de fácil delimitación en relación al diseño de las unidades, el desafío se centra en la estimación de la dilución no planificada, caracterizada principalmente por la cantidad de sobre excavación de la pared colgante de los caserones. Poder cuantificar la cantidad de dilución no planificada, permite actualizar el volumen del tonelaje a extraer, su ley y

el valor de su procesamiento aguas abajo. Esto último permite entregar mayor nivel de certidumbre a la cubicación de reservas para la elaboración de la planificación minera, y tener un mejor control de los costos de producción, mejorando así la confiabilidad del sistema minero tanto en su estabilidad, como en la valorización económica de su explotación.

Si bien hoy en día los gráficos de diseño empírico poseen guías de estimación de la dilución por sobre excavación (Capes, 2009, Clark & Pakalnis, 1997, Mah, 1997), actualmente no existe un criterio para el modelamiento numérico de caserones abiertos que represente estas guías. Es así, que este trabajo permitirá desarrollar una metodología de cálculo y validación, capaz de identificar aquel criterio que mejor represente la evidencia empírica encontrada, en relación a la cantidad de sobre excavación observada en los casos históricos. De esta forma se hace frente al desafío de aumentar la precisión de la información disponible, generando una herramienta adicional para ser utilizada como apoyo al diseño de caserones en Sublevel Stopping.

La conciliación del diseño minero con el área de geomecánica y la calibración de nuevas metodologías para el diseño, son los objetivos principales del proyecto INNOVA CHILE-CORFO 11IDL2-10630, proyecto en el cual se encuentra enmarcado este trabajo de tesis. Este proyecto busca entregar herramientas de diseño para mediana minería selectiva en Chile, que ayuden a estimar los parámetros de diseño de las unidades básicas de explotación, de manera de proyectar diseños óptimos en términos de recuperación, dilución y seguridad. El hito final del proyecto es encapsular todas las herramientas definidas, en un software de diseño con orientación en mecánica de rocas que pueda ser utilizado en operaciones de Sublevel Stopping, o variantes afines. El proyecto cuenta con financiamiento de INNOVA CHILE-CORFO, con una duración a 3 años y fecha de inicio en Enero de 2012.

1.2 HIPÓTESIS DE TRABAJO

La hipótesis de este trabajo de tesis asume que la dilución no planificada puede ser estimada mediante modelamiento numérico, a través del cual se delimita el volumen potencial de diluyente en términos de la distribución de esfuerzos en torno a la excavación.

A diferencia de investigaciones anteriores, que no han sido del todo conducentes en la relación empírica y numérica, este trabajo busca plasmar la influencia de las variables geométricas de diseño y de calificación de macizo rocoso en la cantidad de sobre excavación. De esta forma se busca relacionar la cantidad de dilución no planificada con la conformación de zonas de relajación, emuladas mediante el modelamiento numérico de la información acumulada en bases de datos de casos históricos.

1.3 OBJETIVOS

1.3.1 OBJETIVO GENERAL

Establecer, calibrar y verificar un criterio que permita estimar la sobre excavación de paredes en el modelamiento numérico de caserones en minería por Sublevel Stopping.

1.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Los objetivos específicos que deben cumplirse son los siguientes:

- Unificar bases de datos disponibles en la literatura sobre estabilidad de caserones y dilución por sobre excavación.
- Actualizar guías de estimación gráfica de dilución por sobre excavación en métodos de diseño empírico.
- Establecer y estudiar numéricamente criterios previamente propuestos para la representación de la dilución por sobre excavación.
- Modelar numéricamente la sobre excavación para distintos escenarios definidos en la base de datos, y construir un nuevo criterio en función de las variables significativas encontradas.
- Validar los resultados obtenidos por modelamiento numérico en función de la base de datos adquirida previamente.
- Analizar la sensibilidad de los criterios propuestos a las distintas variables de diseño, entregando recomendaciones para la utilización confiable como herramienta de diseño.

1.4 ALCANCES

Este trabajo se centró en el estudio y modelamiento de la dilución no planificada causada por sobre excavación en el método de Sublevel Stopping. En particular, se modeló la existencia de dilución por sobre excavación para el caso de caserones aislados. No es parte de este estudio incorporar el efecto que tiene la secuencia de extracción ni tampoco la interacción que podría existir entre caserones contiguos u orientados en echelón. No obstante, estos puntos representan la continuidad futura del estudio aquí presentado.

Para el modelamiento numérico de la dilución, sólo fueron considerados aquellos factores condicionantes que guardan relación con la geometría y la distribución de esfuerzos entorno a las excavaciones, y no se ahondó con mayor detalle en el rol que juegan las prácticas operacionales de perforación y tronadura o la excavación de undercuts en la cantidad de dilución percibida.

Para modelar numéricamente la respuesta del macizo rocoso, se utilizaron modelos constitutivos de carácter lineal-elásticos en software de diferencias finitas. Debido a la incertidumbre en la estimación de parámetros residuales en la base de datos para la representación de la conducta frágil del macizo rocoso, no se utilizaron modelos constitutivos elasto-plásticos. Queda como aporte futuro, el elaborar modelos numéricos con modelos constitutivos de mayor complejidad y sumar la utilización de métodos numéricos discontinuos.

Con respecto a la base de datos utilizada, se trabajó con datos publicados previamente por autores involucrados en el estudio de la dilución no planificada y la estabilidad de caserones para Canadá y Australia. El conjunto de estos datos, previo trabajo de limpieza de datos duplicados, fueron tomados como ciertos y correctos. El presente estudio no considera base de datos nacional, siendo ésta una oportunidad de validación adicional para el caso Chileno.

1.5 ESTRUCTURA DE LA TESIS

Esta tesis se presenta en nueve capítulos, organizados para cumplir de manera lógica con los objetivos específicos planteados. Una descripción general de cada capítulo puede verse a continuación.

Capítulo 1: Este capítulo contextualiza y motiva la presentación de este estudio. Se plantea la oportunidad de investigación, la hipótesis de trabajo y los objetivos que deben cubrirse en mira a la conclusión satisfactoria del tema propuesto.

Capítulo 2: Muestra los antecedentes en materia de diseño empírico de caserones abiertos, y las actuales herramientas con las que se cuenta en ingeniería conceptual para dinamizar y complementar la información de diseño requerida por el área de planificación.

Capítulo 3: Plantea una discusión sobre estudios numéricos relacionados a la sobre excavación de caserones. Se analizan resultados de investigaciones previas, donde se identifican tendencias a evaluar y patrones a analizar que sirven para nutrir la hipótesis de investigación.

Capítulo 4: Describe exhaustivamente la metodología de investigación empleada, de modo de hacerla replicable a estudios futuros.

Capítulo 5: Detalla los resultados de la unificación de la base de datos de casos históricos en Sublevel Stopping, y presenta los resultados de la actualización de las guías gráficas de estimación de sobre excavación. En este último aspecto, se entrega una primera discusión entre la relación empírico—numérica de los resultados obtenidos y las tendencias observadas en el Capítulo 3.

Capítulo 6: Se describe la construcción del modelo numérico en FLAC3D, en conjunto con los estudios iniciales de los criterios $\sigma_3 \leq 0$, $\sigma_3 \leq \sigma_t$ y $p \leq \sigma_t$. Se presentan en detalle los resultados del análisis del rol de la razón de aspecto en la respuesta numérica del modelo, lo que conduce a la metodología final de calibración del nuevo criterio numérico.

Capítulo 7: Enuncia la calibración de nuevos criterios numéricos de representación de la sobre excavación. Estos criterios se someten a análisis de sensibilidad y estudio de caso, presentando finalmente el nuevo criterio de estimación de dilución por sobre excavación.

Capítulo 8: Discute y concluye respecto de los resultados y los argumentos propuestos a lo largo del desarrollo de este trabajo. Se precisan y resaltan las conclusiones por Capítulo y por hito logrado, originando una batería de recomendaciones para trabajo futuro.

Capítulo 9: Cita las referencias utilizadas para la realización de este trabajo.

CAPITULO 2

ANTECEDENTES DE DISEÑO EN SUBLEVEL STOPING

El diseño de caserones abiertos en Sublevel Stopping se ha basado históricamente en la utilización de metodologías de diseño empírico. Estas metodologías permiten incorporar la variabilidad de las condiciones de sitio a través del análisis de bases de datos de casos históricos, lo que permite simplificar el diseño para niveles de ingeniería conceptual. Su descripción, evolución y la incorporación de parámetros de dilución para caserones abiertos son presentadas en este capítulo.

2.1 MÉTODOS EMPÍRICOS DE DISEÑO DE CASERONES

2.1.1 MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD (MATHEWS, 1981)

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

- i. Falla controlada por esfuerzos en caserones
- ii. Falla estructural en caserones
- iii. Falla por combinación de mecanismos anteriores

El criterio de estabilidad gráfico genera tres zonas de estabilidad en un gráfico de dispersión semi-logarítmico que incluye las siguientes definiciones:

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

Las zonas anteriores son separadas entre sí por límites de isoprobabilidad. 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.

Ecuación 1. Radio hidráulico.

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

Adicionalmente se instaura el siguiente método como indicador de estabilidad, conocido como el número de estabilidad N:

Ecuación 2. Número de estabilidad de Mathews (1981)

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

En donde:

- Q' : Q de Barton modificado (Barton *et al.*, 1974)
- A : Factor de ajuste por esfuerzos
- B : Factor de ajuste por discontinuidades
- C : Factor de ajuste por gravedad

En este caso el índice Q' no incluye el factor de reducción de esfuerzos (SRF) porque éste se basa en casos históricos de túneles y no necesariamente representa el efecto de los esfuerzos sobre los caserones abiertos. El factor A es el que representa el ajuste por esfuerzos inducidos y reemplaza la corrección por SRF. Este factor se calcula gráficamente en base a la relación entre la resistencia a la compresión uniaxial (UCS [MPa]), y el esfuerzo inducido máximo (σ_1 [MPa]) actuando en compresión en la pared en evaluación. El factor B corresponde al ajuste por estructuras, y se determina gráficamente mediante el ángulo que surge entre el set estructural más desfavorable y la pared en evaluación. Finalmente, el Factor C representa el ajuste por inclinación de las paredes y es calculado gráficamente a través de la inclinación de la pared en evaluación¹.

Con ambos valores calculados, ubicando el par ordenado (HR, N) en el método gráfico de Mathews, se puede determinar la condición de estabilidad que tendrá la pared evaluada en relación a las guías de estabilidad propuestas por el método.

¹ Gráficos de determinación de factores de corrección y gráfico de estabilidad en Anexo A.

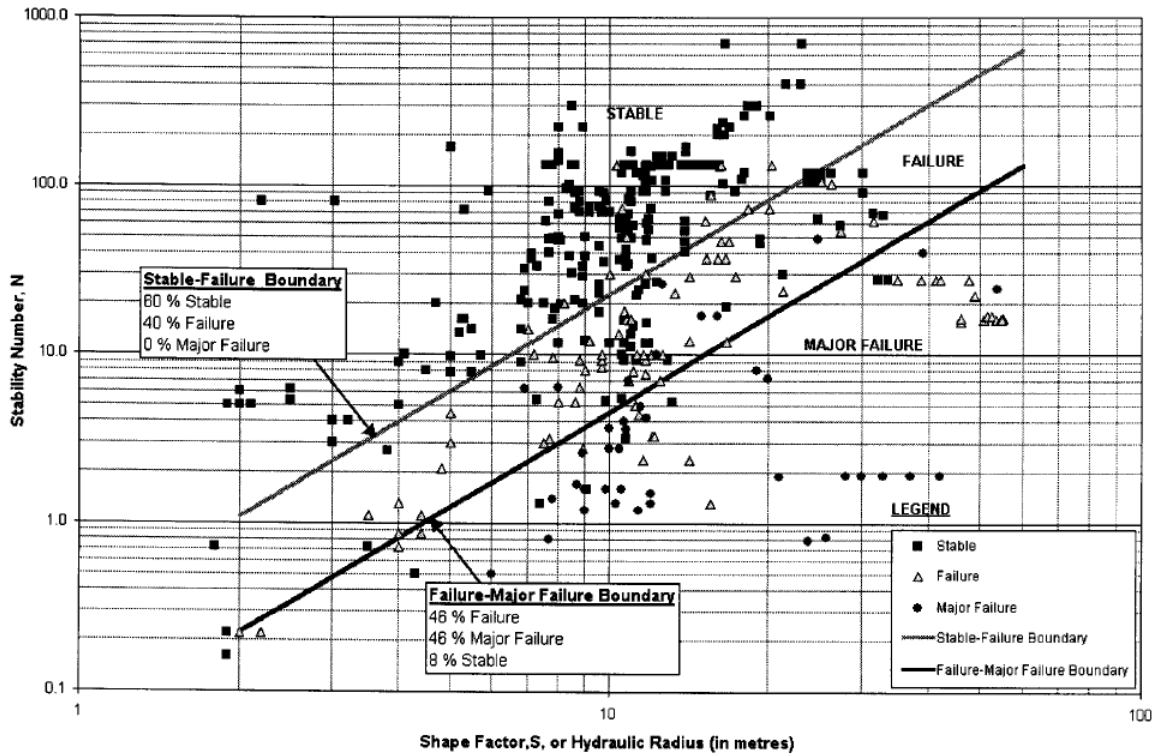


Figura 2-1. Gráfico de estabilidad de Mathews (Mawdesley, 2001)

2.1.2 MÉTODO GRÁFICO MODIFICADO DE ESTABILIDAD (POTVIN, 1988)

Este segundo método empírico corresponde a una modificación del método de Mathews (1981) en la asignación de valores a los factores de ajuste B y C. Potvin utiliza como modelo base para su metodología el modelo planteado por Mathews, debido a que fue especialmente diseñado para caserones abiertos y ha probado tener buena calibración para la minería Canadiense (Bawden *et al.*, 1988, Potvin, 1988). Potvin utiliza tres aspectos fundamentales para crear su método empírico:

- Características del macizo rocoso definidas y calibradas
- Esfuerzos inducidos
- Condiciones físicas del problema

Al igual que Mathews, Potvin utiliza un gráfico de dispersión semi-logarítmico que se divide en tres zonas:

- Zona estable: Estabilidad con pequeños desprendimientos locales, que no necesita de mayor soporte o refuerzo.

- Zona de falla menor: 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 caving: Inestabilidad potencial, donde puede ocurrir desprendimientos a lo largo de toda la pared de manera de inhabilitar la actividad minera en el sector.

La base de datos total considera 175 casos de caserones sin soporte y 67 casos de caserones con cableado, tomados con metodología probada y sugerida por Brown (Brown, 1985). Para ubicar los pares ordenados (HR, N') en el gráfico de dispersión, Potvin modifica el método de clasificación de estabilidad conocido como el número de estabilidad modificado N':

Ecuación 3. Número de estabilidad de Potvin (1988)

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

En donde:

- Q' : Q modificado Barton
- 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 de sus antecesores de Mathews², 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. Así el valor de estabilidad modificado N' toma valores entre 0.2 y 720.

² Para comparar factores del método de Mathews versus método de Potvin ver Anexo A.

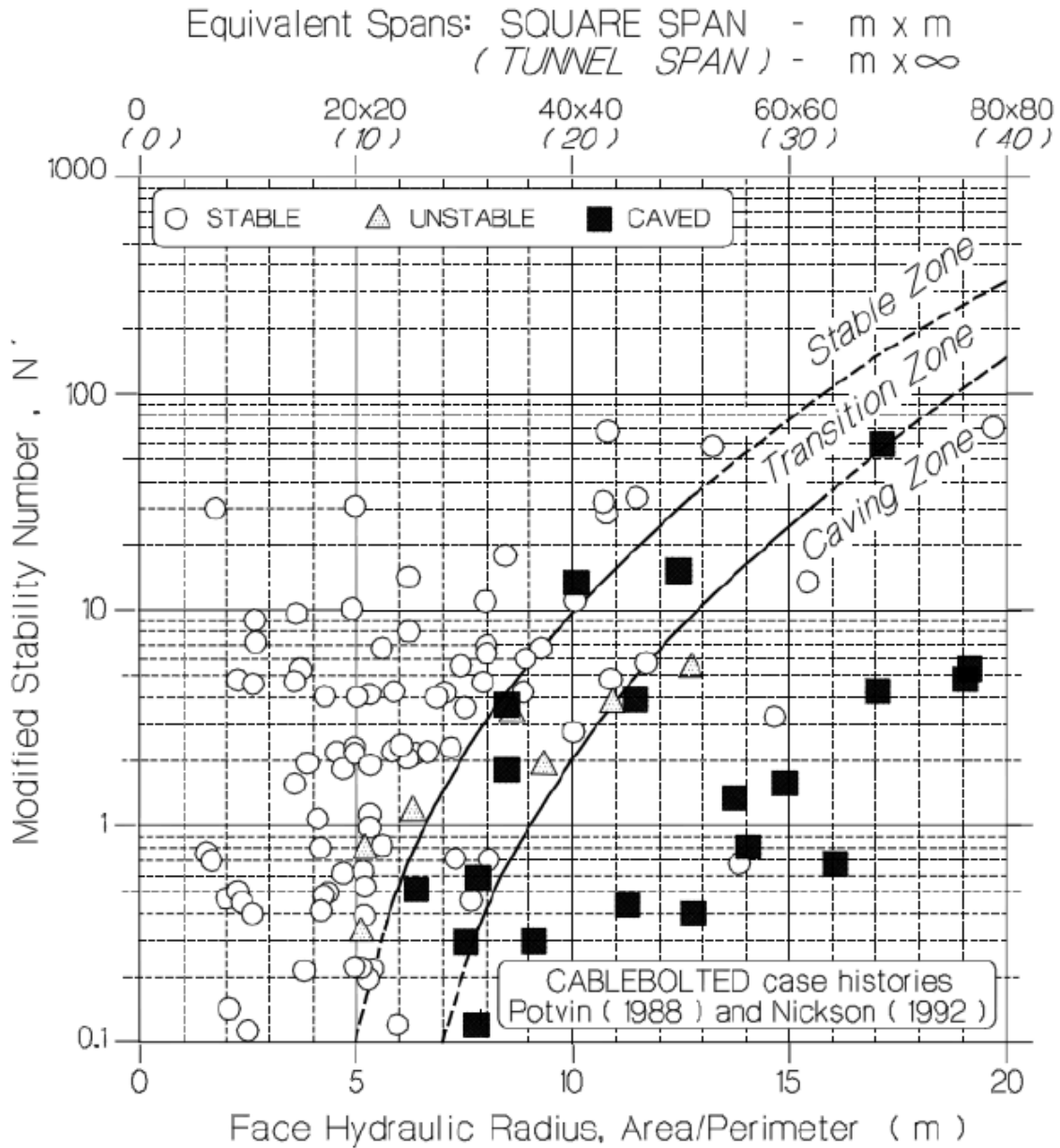


Figura 2-2. Gráfico de estabilidad de Potvin (Hutchinson & Diederichs, 1996).

2.1.3 CRÍTICA A LOS MÉTODOS DE DISEÑO EMPÍRICO

Los métodos empíricos suelen ser más confiables en su utilización porque hacen uso de experiencias pasadas, y no caen en las dificultades que presenta el modelamiento numérico en estimar parámetros representativos para el problema. Sin embargo, debe tenerse siempre presente que los métodos empíricos deben ser utilizados exclusivamente en condiciones similares a las que fueron calibrados, de lo contrario no aseguran representatividad.

Una limitación compartida por el método de Mathews (1981), el método de Potvin (1988) y sus mejoras posteriores, es el no entregar una información clara sobre otros aspectos de interés para el diseño minero como la estimación de la sobre excavación, debido a que ambos presentan:

- Descripciones cualitativas que entregan sólo estimación gruesa de la sobre excavación.
- Desentendimiento de factores operacionales como la excavación de zanjas, y la influencia de las operaciones de perforación y tronadura.

Si bien las bases de datos de casos históricos con las que se construyen las guías gráficas representan información valiosa para back análisis, es debido a los puntos anteriores y a la heterogeneidad propia de los macizos rocosos, que las guías gráficas de estimación de dilución carecen de precisión.

2.2 DILUCIÓN EN SUBLEVEL STOPING

2.2.1 DEFINICIÓN DE 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 Stopping corresponde a la sobre excavación de las paredes del caserón (Cepuritis & 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 sobre excavación de las paredes del caserón, esta 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 & 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.

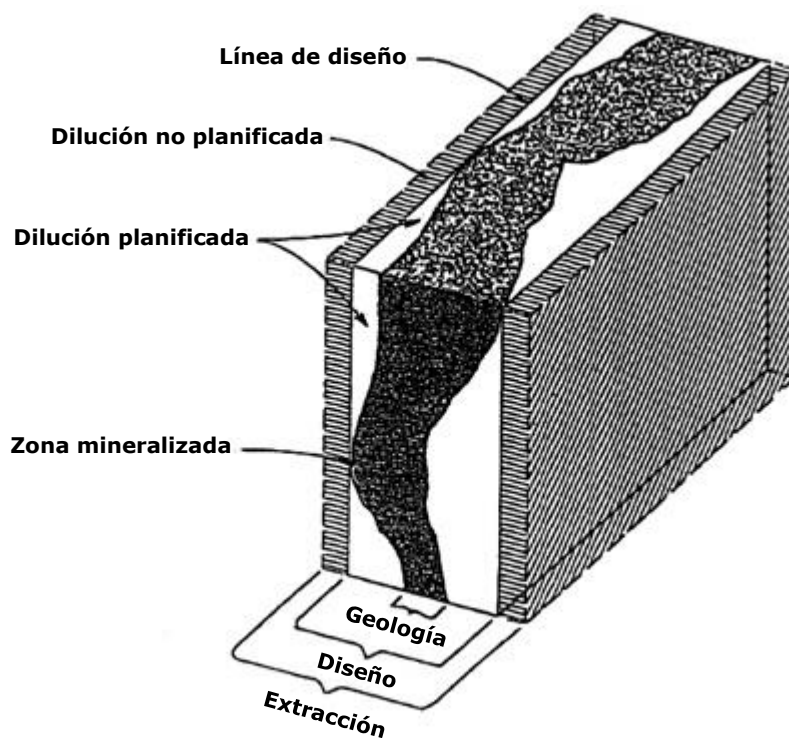


Figura 2-3. Demostración gráfica sobre tipos de dilución, Mah (1997)

2.2.2 FACTORES Y MECANISMOS CONDICIONANTES DE LA DILUCIÓN

Diversos autores, a través del estudio de casos históricos o mediante modelamiento numérico de distintos casos representativos (Capes, 2009, Henning & Mitri, 2008, Henning & Mitri, 2007, Mah, 1997, Martin *et al.*, 1999, Martin *et al.*, 2003, Potvin, 1988), han concluido y destacan que la cantidad de dilución por sobre excavación observada y medida está fuertemente condicionada a cinco aspectos fundamentales que guardan relación con: la

geometría de la excavación, la orientación de los esfuerzos principales y la competencia del macizo rocoso. Siendo estos:

- i. Altura del caserón: asociada a la desviación excesiva de los tiros de producción conforme se aumenta la distancia de perforación, o a la estabilidad del macizo rocoso a medida que se aumenta la altura y con esto la luz máxima de exposición.
- ii. Ángulo de inclinación de la pared colgante: mientras más inclinada se encuentra la pared colgante, mayor será la dilución por sobre excavación debido a la presencia de esfuerzos verticales actuando sobre el macizo circundante, y al aumento de la altura real de la pared.
- iii. Tensor de esfuerzos imperante: se genera una zona de relajación en la pared colgante, debido a una redistribución de los esfuerzos hacia los abutments. Se ha demostrado que la relajación puede causar condiciones de esfuerzos casi nulas lo que reduce la capacidad de la excavación de autosoportarse en un macizo fracturado y aumenta la probabilidad de formación de grietas nuevas (Diederichs & Kaiser, 1999, Hoek, 1968).
- iv. Forma y tipo de caserón: esto hace referencia a la relación de aspecto que presenta un caserón. Se ha concluido que caserones más altos que anchos presentan menor dilución que sus pares con forma más cúbica (Henning & Mitri, 2007).
- v. Secuencia de extracción: se alude a la secuencia de extracción ascendente de caserones con posterior relleno, en donde los caserones primarios, que se caracterizan por estar rodeados de roca presentan índices de dilución menores que los caserones terciarios que se rodean de pilares compuestos de relleno cementado.

2.3 MEDICIÓN Y REPRESENTACIÓN DE LA DILUCIÓN

2.3.1 CAVING MONITORING SYSTEM (CMS)

Tecnología capaz de delinear remotamente a través de perfiles tridimensionales, la forma de una cavidad subterránea. La utilización de esta información geométrica permite la determinación de los valores de dilución medida como función de la sobre excavación.

Es una aplicación de una tecnología láser no-reflectante utilizada para delinear el perfil de una excavación subterránea. La tecnología fue diseñada por

Noranda Technology Centre y Optech Systems para delinear el tamaño y forma de excavaciones subterráneas. Esta información luego es convertida en una malla tridimensional por análisis en programas de tipo Computer-aided Design como AutoCAD®. El instrumento de medición consta de tres componentes principales:

- Unidad de scanner laser
- Computador portátil
- Paquete de soporte

El CMS puede girar 360° en torno al eje del boom e inclinarse hasta 135° lo que permite tener una cobertura aproximada del 80% de la caverna. En la práctica el CMS puede presentar problemas con geometrías irregulares del caserón. Cuando las irregularidades tienden a formar puntos ciegos a los cuales el láser no logra acceder, se generan vacíos que luego deben ser editados por el usuario. El CMS es sumamente susceptible a las condiciones atmosféricas al interior del caserón, en particular a la suspensión de partículas, al goteo de agua o a la presencia gases de tronadura, los que pueden deflectar los rayos del láser afectando la continuidad de la malla tridimensional, por lo que los protocolos de implementación deben estar definidos.



Figura 2-4. Instalación general de CMS, Mah (1997)

2.3.2 EQUIVALENT LINEAR OVERBREAK/SLOUGH (ELOS)

El término ELOS fue introducido por Dunne y Pakalnis, y Clark y Pakalnis (Clark & Pakalnis, 1997, Dunne & Pakalnis, 1996) para representar a la dilución en

términos de una densidad lineal de sobre excavación. 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 2-5.

Físicamente el término ELOS representa una profundidad promedio de sobre excavación para una pared, 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.

Ecuación 4. Formulación dilución por medio de ELOS. Fuente: Henning (2007).

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

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 5.

Ecuación 5. Dilución en base porcentual. Fuente: Henning (2007)

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

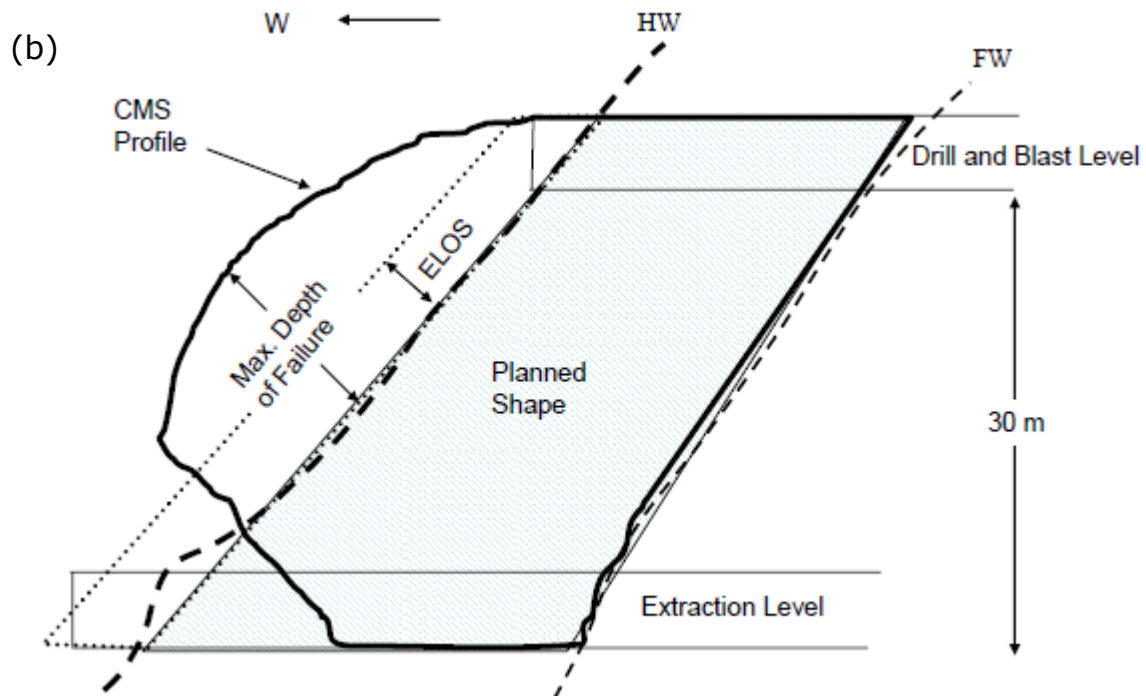
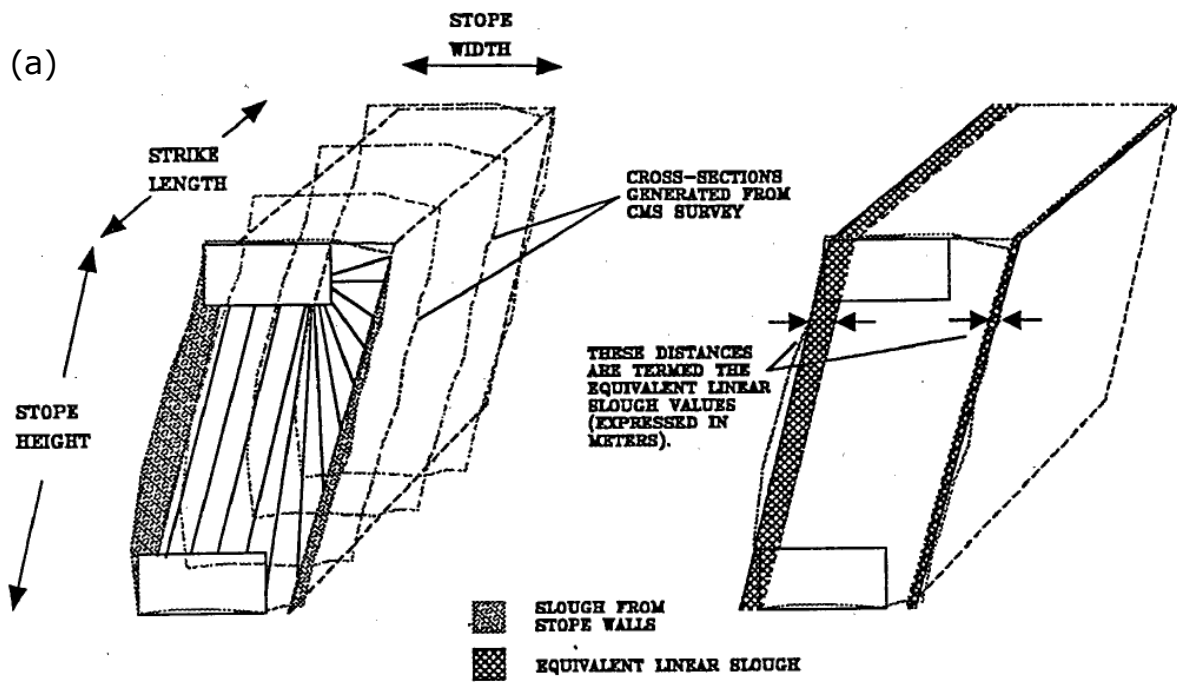


Figura 2-5. (a) Explicación gráfica tridimensional ELOS, Mah (1992). (b) Sección transversal de ELOS, Capes (2009).

2.4 GUÍAS DE ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN (ELOS)

Las metodologías actuales de estimación de dilución por sobre excavación poseen el mismo carácter gráfico y empírico que los métodos de diseño de caserones. Estas guías de estimación han evolucionado de la misma forma que los métodos de diseño: aumentando el rango de la base de datos disponible, eliminando el sesgo en la cuantificación de la dilución y en las técnicas estadísticas utilizadas para delimitar las guías de estimación.

Debido a la facilidad de uso, su carácter amigable con el usuario y a la incorporación inherente de las condiciones de sitio, las herramientas gráficas de estimación de dilución tienen la misma metodología de consulta que los gráficos de diseño. Todas las metodologías basan su estimación de la ELOS como función de dos variables independientes que caracterizan la pared analizada de la excavación: el número de estabilidad (N o N') y el radio hidráulico de la pared (HR [m]). La diferencia gráfica y la precisión entre una y otra metodología corresponde netamente al volumen de la base de datos disponible, en donde un mayor volumen permite delimitar estadísticamente mejor las zonas de igual sobre excavación.

2.4.1 METODOLOGÍA DE PAKALNIS (1993)

Es una metodología de dimensionamiento y diseño de caserones con enfoque en la cantidad de dilución (%) estimada. Propone que la dilución observada en un caserón es atribuida a la pared colgante y es función de: RMR_{76} de la pared, radio hidráulico de la pared, la tasa de extracción y del tipo de configuración de los caserones en el espacio (Pakalnis & Vongpaisal, 1993).

Esta metodología fue diseñada en base a 133 mediciones a partir de 43 caserones provenientes de Ruttan Mine en Canadá, generando gráficos de diseño en base a técnicas estadísticas y de observación para tres tipos de arreglos de caserones: caserones aislados, en echelon y adyacentes (ver Figura 2-6).

Limitaciones del método de Pakalnis (1993):

- Valores de dilución recolectados poseen bastante margen de error (Clark, 1998).
- La base de datos está sesgada a las mediciones de una sola mina, obedeciendo estrictamente a sus prácticas operacionales.
- Los valores de dilución se encuentran en valor porcentual (%), por lo que sólo son aplicables al margen de valores de anchos de Pakalnis (Clark, 1998).

- Asume que toda la dilución proviene de la pared colgante, no incluye en el análisis otras paredes o interacción con el techo.

Tabla 2-1. Metodología de Pakalnis (1993).

Caserones aislados	$Dil [\%] = 5.9 - 0.08 \cdot RMR - 0.01 \cdot ER + 0.98 \cdot HR$
Caserones en echelón	$Dil [\%] = 8.8 - 0.12 \cdot RMR - 0.018 \cdot ER + 0.8 \cdot HR$
Caserones adyacentes	$Dil [\%] = 16.1 - 0.22 \cdot RMR - 0.011 \cdot ER + 0.9 \cdot HR$

2.4.2 METODOLOGÍA DE MAH (1997)

Toma como función los valores del número de estabilidad modificado (N') y el radius factor de la excavación sin relleno (RF)³. A través de la ubicación del punto (RF, N') en el gráfico de Mah (1997) puede estimarse la cantidad de dilución potencial de la pared colgante.

Dentro de los supuestos que toma Mah (1997) para la elaboración de su metodología se encuentran:

- Ignorar los datos asociados a la pared yacente (FW) debido:
 - Presentan mala distribución en su base de datos
 - Sólo comprenden valores de dilución menores a 1 [m]
 - Existe una crítica hacia el factor C asociado al número de estabilidad modificado de Potvin (1988) que no logra representar de buena forma la estabilidad de la pared yacente.
- Toma el tamaño máximo de la excavación para el cálculo del RF , asumiendo, en el caso de que el caserón se encuentre con material tronado, que éste sólo actúa como confinamiento.
- Se pueden superponer líneas de tendencia estadística para la misma población.

Para la presentación de las líneas de delimitación de zonas de igual dilución ocupa el método estadístico de discriminación multivariable. Sin embargo, tras estudiar la totalidad de la base de datos sólo incorpora los casos de paredes colgantes (HW) con y sin relleno, obteniendo las fronteras presentadas en la Figura 2-7.

Finalmente, dada la falta de aplicación de las guías encontradas en ciertas zonas, y en particular al requerimiento de estimar diluciones mayores, fue

³ Símil al radio hidráulico y definido por: $RF = \frac{0.5}{\left(\frac{1}{n}\right) \cdot \sum_{i=1}^n r_i}$

necesario mezclar el juicio ingenieril con las líneas de delimitación estadística generando la guía de estimación gráfica presente en la Figura 2-7, donde la línea punteada corresponde a juicio ingenieril.

Tabla 2-2. Guías de estimación de Mah (1997).

Función ELOS	Ecuación	Error
0.3 [m]	$\sqrt{RF} = -0.64 + 0.86 \cdot \sqrt{N'}$	22.0%
0.5 [m]	$\sqrt{RF} = -4.16 + 1.95 \cdot \sqrt{N'}$	12.4%
1 [m]	$\sqrt{RF} = -3.33 + 1.74 \cdot \sqrt{N'}$	13.8%

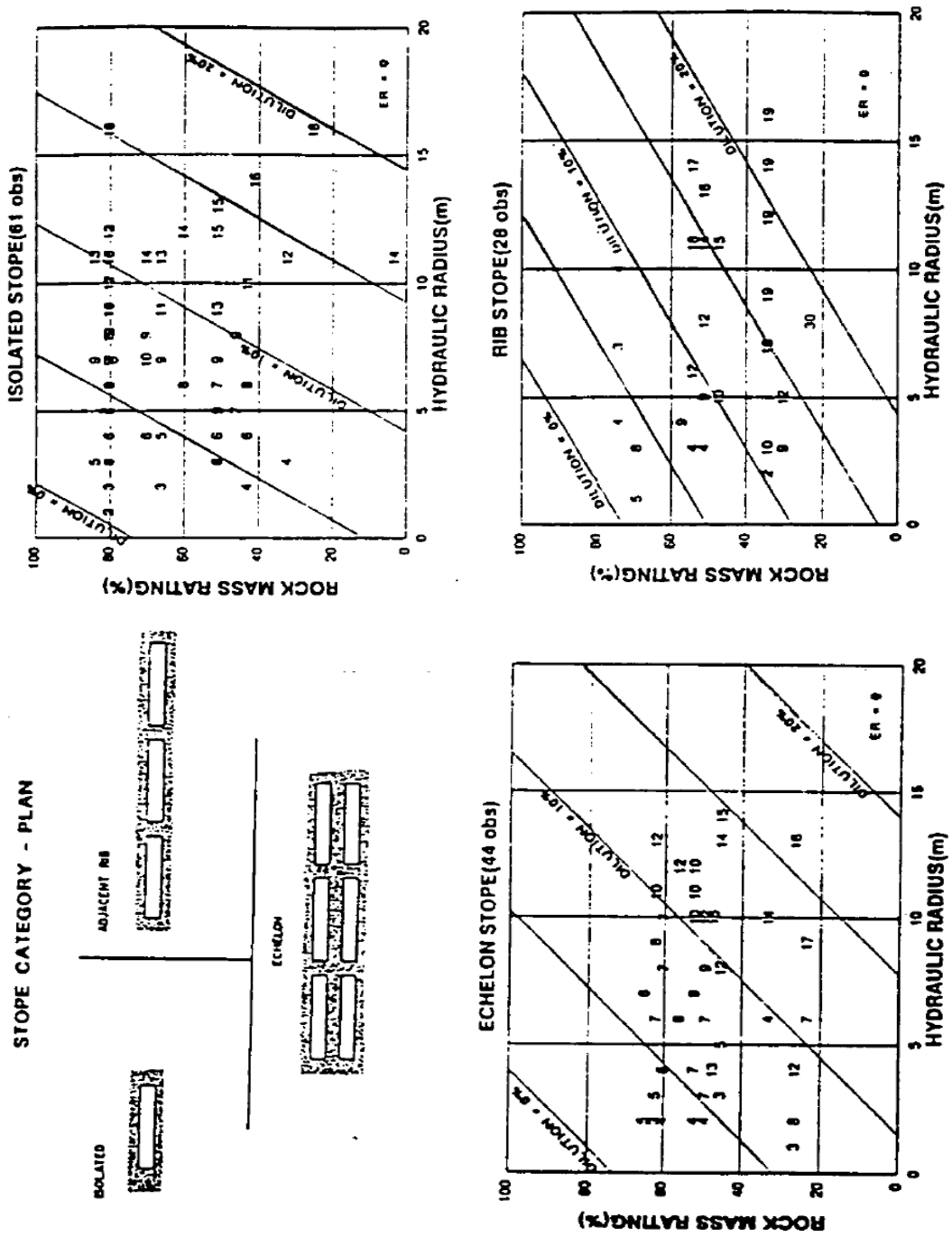
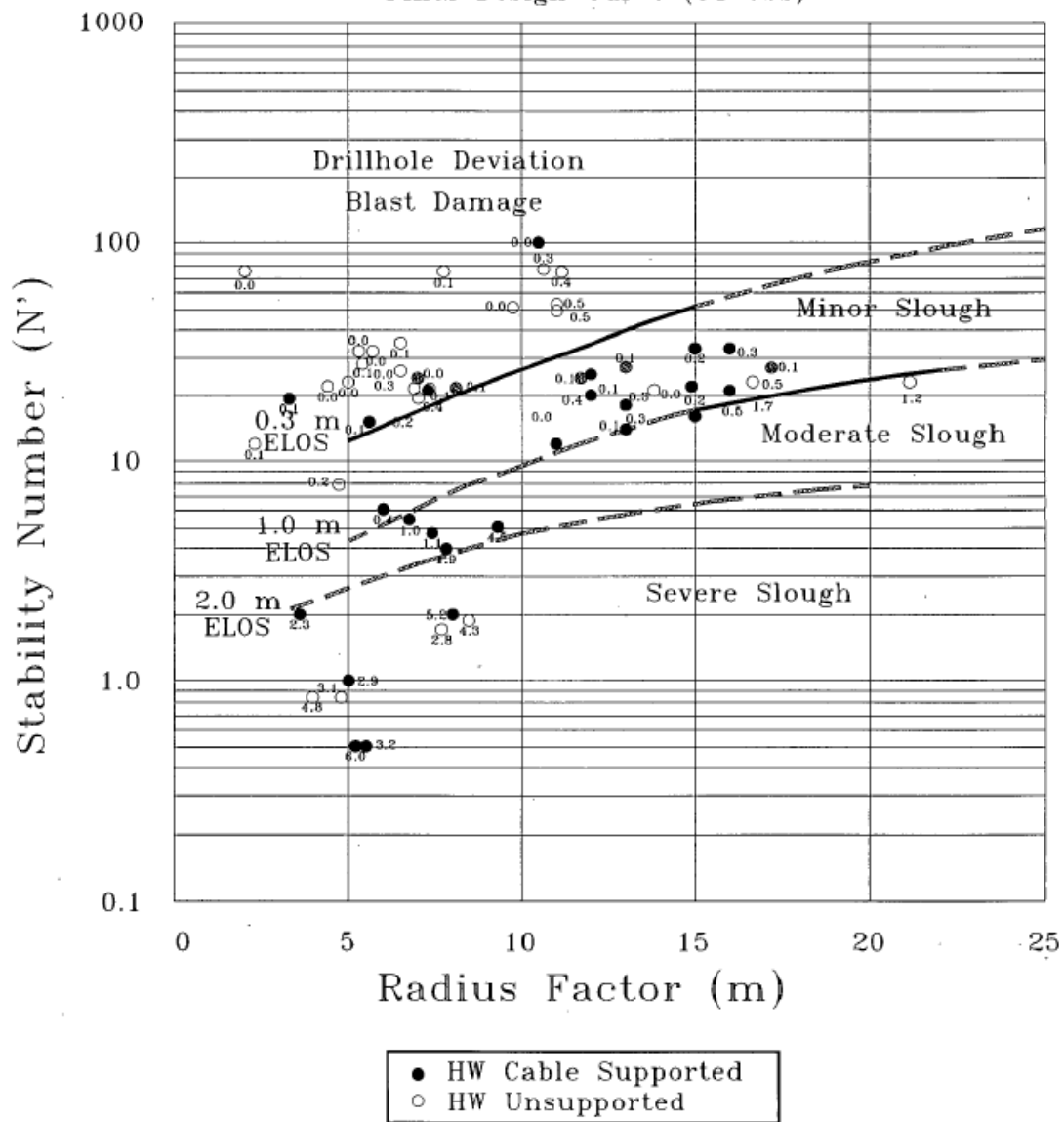


Figura 2-6. Guía de estimación de dilución (%) de Pakalnis (1993).

MODIFIED STABILITY GRAPH

Final Design Curve (54 obs)



S. Mah (M.A.Sc. Thesis, 1997)

Figura 2-7. Guía de estimación de dilución de Mah (1997).

2.4.3 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 (Clark, 1998).

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 2-8 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.

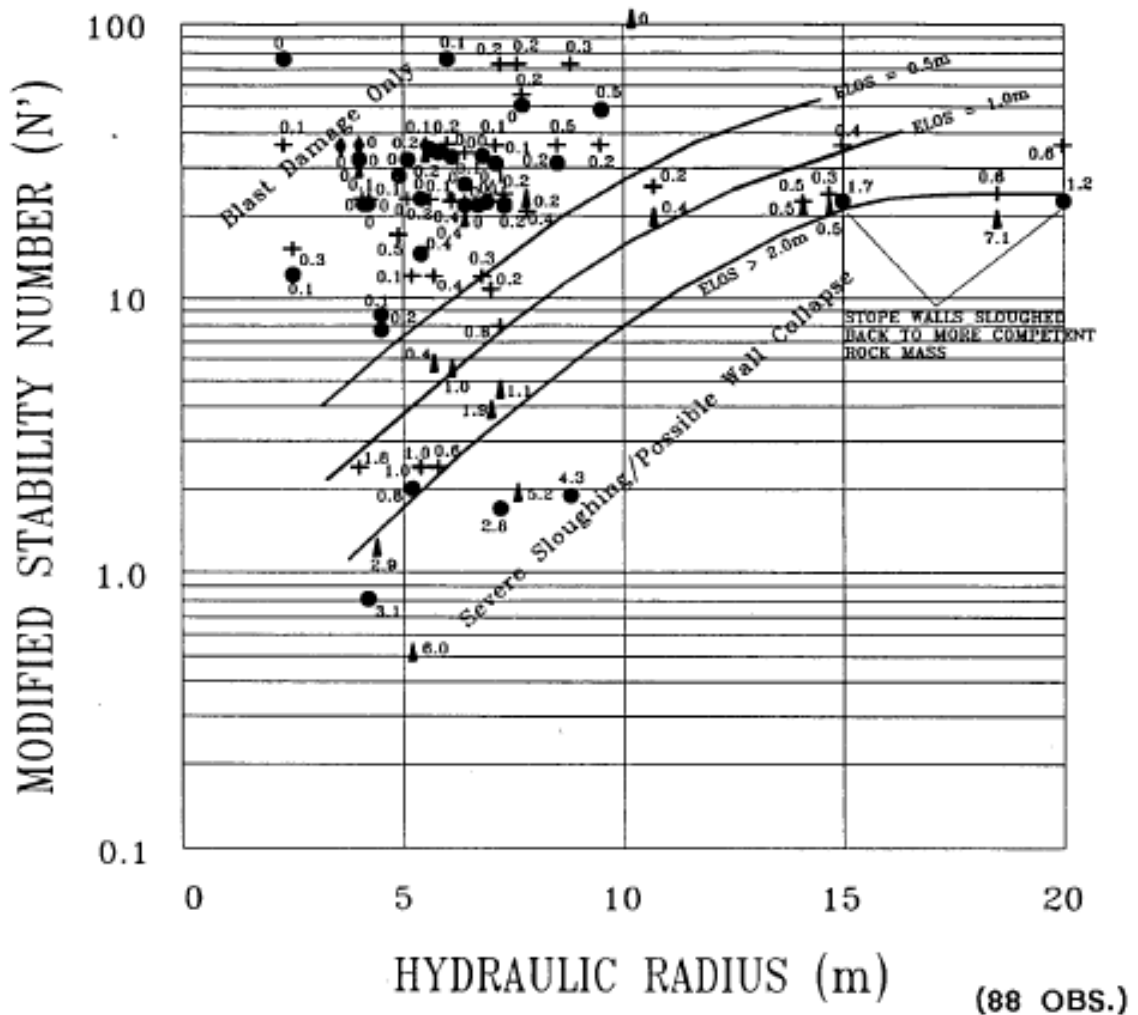
2.4.4 METODOLOGÍA DE CAPES (2009)

Capes (2009) propone un nuevo gráfico de estimación de sobre excavación, que complementa los trabajos hechos anteriormente por Mah (1997) y Clark (1998). En esta misma dirección, Capes toma la sobre excavación potencial nuevamente como función del número de estabilidad modificado de Potvin (N') y el radio hidráulico (HR).

Las líneas de estimación anteriores, son actualizadas por Capes a través de la incorporación de mayor cantidad de datos de minas en Canadá y Australia, y de la utilización de los métodos de regresión logística para el tratamiento de datos.

La herramienta de diseño predictivo de Capes puede verse en la Figura 2-9, donde se aprecian las curvas graficadas para un porcentaje de acierto de 80% ($P = 0.8$). Este porcentaje fue variado de manera de observar la mayor correlación entre las guías y los datos empíricos de caserones (Capes 2009).

MODIFIED STABILITY GRAPH SHOWING MEASURED ELOS VALUES



● UNSUPPORTED HANGINGWALL	▲ CABLE BOLTED HANGINGWALL (POINT ANCHOR)
+ UNSUPPORTED FOOTWALL (C=8)	◆ CABLE BOLTED FOOTWALL (C=8) (POINT ANCHOR)

Figura 2-8. Guía de estimación de dilución de Clark (1998).

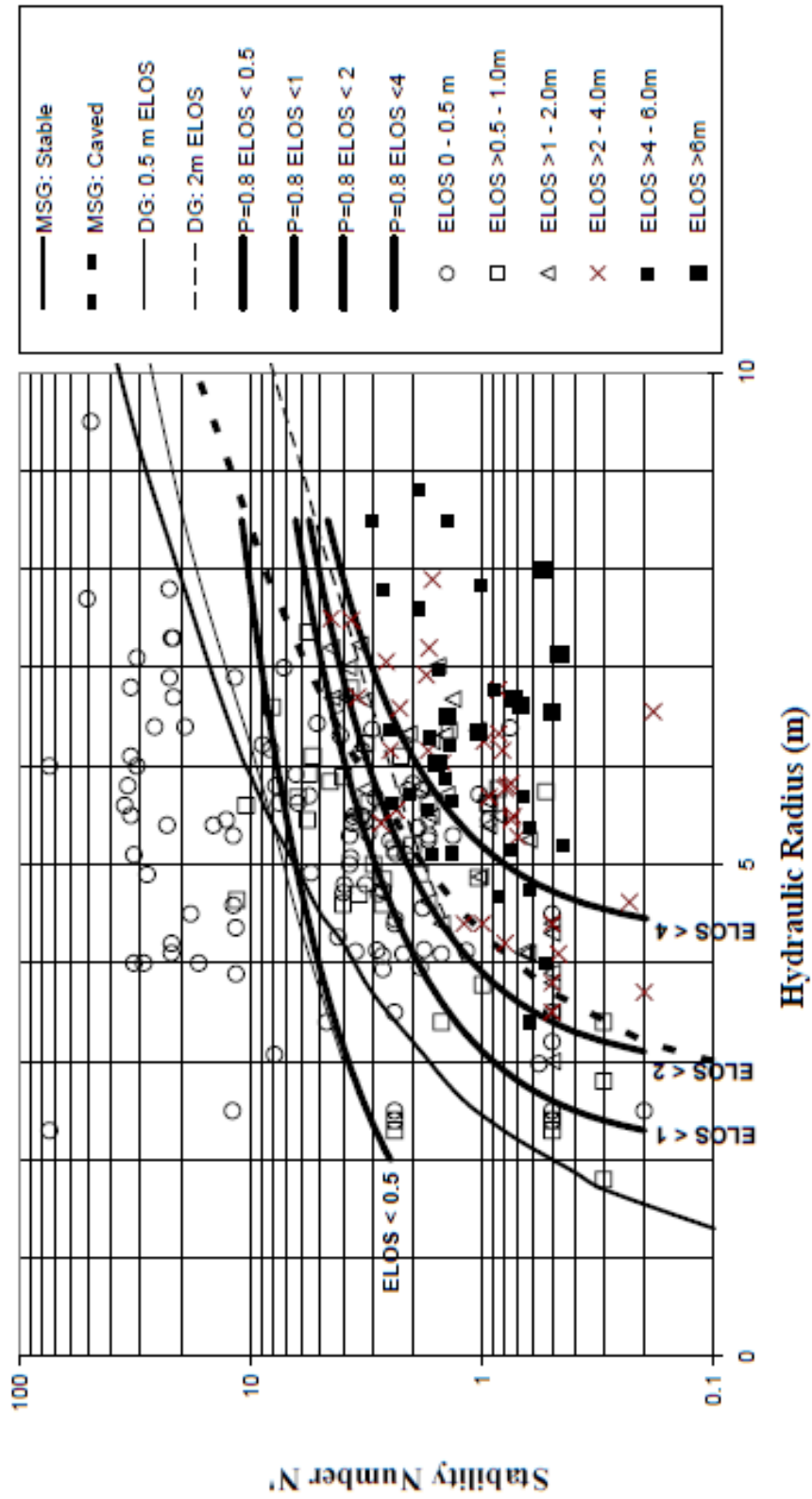


Figura 2-9. Guía de estimación de dilución de Capes (2009).

2.4.5 ZONIFICACIÓN GENERALIZADA EN GRÁFICOS EMPÍRICOS

Debido a que los métodos de predicción de sobre excavación presentan gran variabilidad en los valores de la base de datos, éstos son zonificados en intervalos de igual potencial de sobre excavación. Estas zonas se asumen en asociación a ciertas prácticas operacionales, siendo estas:

- i. Zona: $ELOS \leq 0.5$ [m]
Se asocia principalmente a daño por tronadura. Esta sobre excavación es provocada por el efecto de la propagación de onda de choque, vibraciones y desviaciones de los tiros de producción que generan un aumento del poder rompedor de la configuración de la tronadura, más allá de los límites de diseño.
- ii. Zona: 0.5 [m] $\leq ELOS \leq 1.0$ [m]
Considerado como dilución menor. Es provocada por fenómenos de deslizamiento de bloques o lajamiento de las paredes del caserón producto de la distribución de esfuerzos en torno al caserón.
- iii. Zona: 1.0 [m] $\leq ELOS \leq 2.0$ [m]
Considerado como dilución moderada. Está asociada al desprendimiento y caída de bloques de roca desde la pared colgante y techo. Esto está principalmente controlado por la generación de una zona de relajación de esfuerzos adyacente a la pared colgante que provoca un efecto de desconfinamiento de los bloques presentes, los que deslizan entre sí o caen por gravedad.
- iv. Zona: $ELOS > 2.0$ [m]
Considerado como dilución severa. Esta zona corresponde a una sobre excavación mayor producto del desconfinamiento de la pared asociado a la zona de relajación de esfuerzos que ha concluido en un arco mecánico estable mucho más atrás de la delimitación de la pared colgante.

CAPITULO 3

ESTUDIOS DE MODELAMIENTO NUMÉRICO DE SOBRE EXCAVACIÓN

Dependiendo de la naturaleza del problema existen distintos métodos disponibles para el modelamiento numérico de caserones, los que difieren en los datos de entrada necesarios para la determinación de los estados de esfuerzos finales del problema y la metodología de cálculo. La utilización de éstos y los resultados de las experiencias publicadas de distintos modelos de sobre excavación en modelamiento numérico son presentadas a continuación.

3.1 MÉTODOS DE MODELAMIENTO NUMÉRICO

En la actualidad existen tres métodos tridimensionales de carácter continuo utilizados en el modelamiento numérico en mecánica de rocas: método de elementos de borde (BEM), método de elementos finitos (FEM) y método de diferencias finitas (FDM). Estos tres métodos permiten la implementación de rutinas que incorporan 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, lo que corresponde al objetivo de este estudio.

3.1.1 MÉTODO DE ELEMENTOS DE BORDE (BEM)

Método de modelamiento numérico en donde el medio a modelar es continuo, y se discretizan solamente los bordes de la excavaciones y los bordes externos del modelo para realizar los análisis de estabilidad y de distribución de esfuerzos. Esta simplificación del problema entrega tasas de convergencia de la solución bastante rápidas y alta eficiencia computacional, dado que la distribución de los esfuerzos se calcula a través de las influencias de las secciones discretizadas en los bordes.

El método de elementos de borde (BEM) es aconsejable para modelos constitutivos simples. Para el modelamiento numérico en mecánica de rocas

éste asume inherentemente roca del tipo continua, homogénea, isotrópica, lineal y elástica, y el cálculo de esfuerzos es independiente de los parámetros elásticos de la roca.

Este método es comúnmente utilizado como primera aproximación en el estudio de distribución de esfuerzos en torno a excavaciones, entregando nociones generales sobre zonas donde posiblemente los esfuerzos inducidos superen la resistencia de la roca o aquellas zonas donde habrá relajación de esfuerzos. No obstante, este método presenta problemas al resolver fenómenos físicos en materiales no homogéneos o con modelos constitutivos no lineales por lo que su utilización se encuentra limitada.

Los softwares Map3D y Examine3D⁴ son ejemplos de plataformas de modelamiento numérico que utilizan el método de elementos de borde en los cálculos y análisis de estabilidad de excavaciones.

3.1.2 MÉTODO DE ELEMENTOS FINITOS (FEM)

El método de elementos finitos (FEM) es un método numérico que considera el medio a modelar como continuo. A diferencia del método BEM, el método de elementos finitos necesita de la discretización de todo el dominio, incluyendo tanto los bordes como el medio mismo. Esta discretización considera la división del medio generando una malla o grilla, en la que coexisten zonas unidas entre sí en sus vértices por nodos generando así la interacción conjunta de todo el dominio.

El método numérico considera el cálculo implícito de fuerzas y desplazamientos nodo a nodo entre zonas presentes en la grilla, generando un sistema de ecuaciones matricial resuelto a través de la inversión de una matriz simétrica con determinante distinto de cero. Para determinar esta matriz, el método realiza nodo a nodo un balance de desplazamientos, que son relacionados a su vez con las deformaciones a través de la incorporación de los parámetros elásticos del material, y estas a su vez son relacionadas con la propagación de esfuerzos. Al relacionar todo lo anterior, con el balance global de fuerzas se tiene un sistema de ecuaciones multivariable que se necesita resolver para llegar a la solución. La eficiencia computacional del método está restringida directamente por el tamaño de la matriz a invertir, pudiendo llegar a tiempos de cálculo relativamente altos para problemas complejos.

Este método es comúnmente utilizado para problemas de carácter no-lineal y logra representar de buena forma modelos constitutivos más complejos, incluyendo plasticidad del material. Poder tratar problemas de mayor complejidad permite delimitar con mayor precisión zonas de falla, de fluencia

⁴ Propiedad de RocScience®

y predecir la distribución de esfuerzos dependiendo de la calidad de la información de entrada.

Phase2⁵ es un ejemplo de software ampliamente utilizado y que ocupa el método FEM. No obstante, este software asume la condición de deformaciones planas debido a su bidimensionalidad, lo que no permite estudiar a plenitud el patrón de distribución de esfuerzos inducidos.

3.1.3 MÉTODO DE DIFERENCIAS FINITAS (FDM)

Al igual que el método FEM, el método de diferencias finitas (FDM) asume que el medio es continuo. Sin embargo, 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.

A diferencia del método FEM, el método de diferencias finitas 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

⁵ Propiedad de RocScience®

cantidades de pasos para resolver un problema (Theory and Background, Itasca).

Un ejemplo de software que utiliza este método es FLAC3D⁶. Este software es robusto dado que puede manejar cualquier modelo constitutivo sin necesidad de ajustar el algoritmo de resolución. A diferencia de FLAC3D, muchos códigos FEM necesitan diferentes técnicas para diferentes modelos constitutivos (Frydman & Burd, 1997), por lo que este software provee mayor flexibilidad además de incorporar la tridimensionalidad en su cálculo.

3.2 MODELOS DE SOBRE EXCAVACIÓN

Las experiencias publicadas respecto al modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación se centran en el estudio de la zona de relajación producida en la pared colgante producto de la redistribución de los esfuerzos hacia los abutments del caserón. Debido a que un macizo rocoso fracturado permanece estable en la medida que el confinamiento mantenga a los bloques que lo conforman trabados entre sí, estudiar la zona de relajación implica analizar la potencial caída y desprendimiento de bloques producto de la gravedad desde la pared colgante. El estudio de la influencia de la zona de relajación en la cantidad de sobre excavación ha basado su hipótesis en dos criterios generales referentes al esfuerzo principal menor (σ_3):

- i. $\sigma_3 \leq 0$:
Este método considera que la dilución potencial por sobre excavación corresponderá a toda la zona de relajación que disminuya el tensor de esfuerzos inducidos hasta el nivel de relajación plena, o desconfinamiento. Este criterio asume que toda coalescencia de fracturas inducidas por cizalle y tracción en la envolvente definida por el contorno de isovalor $\sigma_3 = 0$, provocará desprendimiento de roca aumentando así la magnitud de la sobre excavación.
- ii. $\sigma_3 \leq -\sigma_t$:
A diferencia del método anterior, este criterio considera que la cuantificación de la sobre excavación corresponderá a la porción de la zona de relajación que disminuya el tensor de esfuerzos inducidos hasta alcanzar la resistencia a la tracción del macizo rocoso (σ_t). Este criterio asume que la dilución observada estará provocada por la coalescencia de fracturas por cizalle y tracción en zonas que generen una tensión menor a la resistencia a la tracción.

⁶ Propiedad de Itasca®

Los resultados obtenidos en las diferentes publicaciones (Tabla 3-1) se han caracterizado por estudiar la conducta de la dilución frente a diferentes condiciones de operación, variando la orientación de los esfuerzos principales y las geometrías de los caserones para entender el rol de la disposición de las labores en la cantidad de sobre excavación observada.

Tabla 3-1. Resumen modelamiento numérico por diversos autores.

Autor	Criterio estudiado	Plataforma de estudio	Comparación cualitativa
Clark (1998)	$\sigma_3 = 0$	Map3D	6 minas (Canadá)
Martin (1999)	$\sigma_3 = 0$	Examine 3D	Vetas angostas
Henning & Mitri (2007)	$\sigma_3 = 0, \sigma_3 = -\sigma_t$	Map3D	-
Henning & Mitri (2008)	$\sigma_3 = 0, \sigma_3 = -\sigma_t$	Map3D	Bousquet (Canadá)
Vongpaisal (2010)	Elasto-plástico	FEM3D	-

3.2.1 INFLUENCIA DE LA TRAYECTORIA DE ESFUERZOS

Entre los distintos modelos estudiados dirigidos al entendimiento de la sobre excavación, Martin (1999) en su estudio para minería de vetas angostas, propone que la trayectoria de esfuerzos asociada a la pared colgante es de descarga o relajación, lo que valida a través de modelos de elementos de borde, encontrando además diferencias significativas entre dos casos de estudio relacionados con la orientación del esfuerzo principal mayor con respecto a la pared colgante. Es así que se tienen dos casos límite:

- Esfuerzo principal mayor (σ_1 [MPa]) perpendicular a la pared colgante
- Esfuerzo principal mayor (σ_1 [MPa]) coplanar a la pared colgante

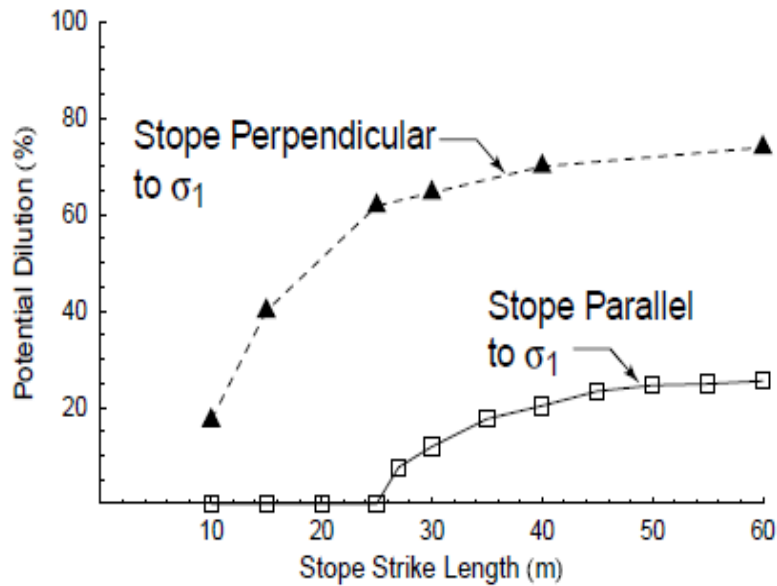


Figura 3-1. Variación de la ELOS con la dirección de σ_1 , Martin (1999)

Teniendo estas dos tendencias en evidencia, la conducta real esperada de la dilución debería acercarse más a la predicha por la curva con el esfuerzo principal mayor (σ_1) perpendicular a la pared colgante. Lo anterior guarda relación con la evidencia geológica observada y a mediciones de esfuerzos en minería explotada por sublevel stoping. Con cuerpos mineralizados subverticales se ha notado que el esfuerzo horizontal máximo se produce perpendicular al rumbo de la veta (Arjang, 1991), es decir en sentido perpendicular o sub perpendicular a la pared colgante.

3.2.2 INFLUENCIA DE LA GEOMETRÍA DE LA PARED

El estudio de la influencia geométrica ha intentado correlacionar el aumento proporcional de la sobre excavación con las dimensiones de alto y corrida de la pared colgante, como también ha buscado analizar la estabilización de la sobre excavación producto de la formación de arcos mecánicos estables.

Una primera aproximación a la estabilización de la dilución es presentada por Martin (1999), que comprueba tanto el aumento de la cantidad de dilución [%] como su estabilización a medida que aumenta la magnitud de una dimensión de la pared colgante y con esto su radio hidráulico (HR [m]) (Figura 3-2). Este mismo estudio es luego replicado por Henning & Mitri (2007), ahondando en la variación de la sobre excavación con respecto al tamaño del caserón (Figura 3-3)

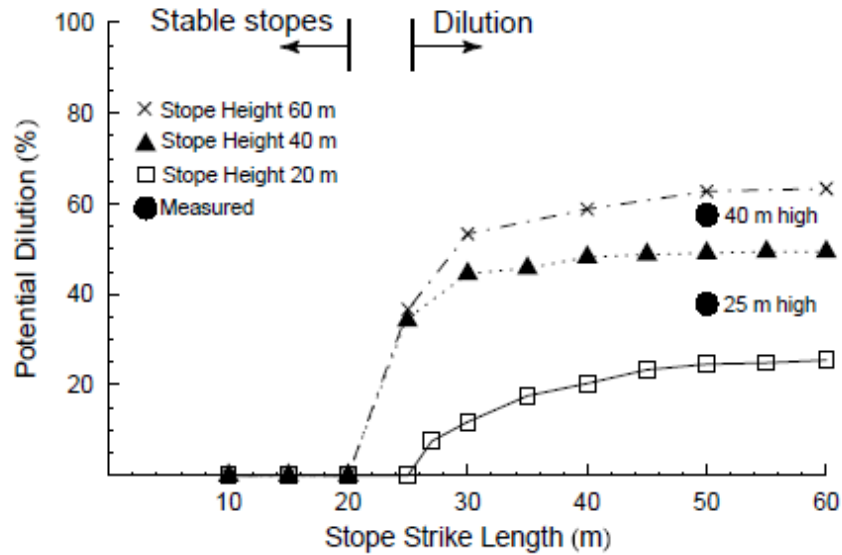


Figura 3-2. Variación de la ELOS en relación a la altura y a la corrida, Martin (1999).

Estos resultados son importantes para analizar la respuesta numérica de los modelos estudiados, en particular centrando la atención en los resultados entregados por Henning & Mitri (2007). A diferencia de los resultados de Martin (1999), en los resultados de Henning & Mitri (2007) se observa que el aumento de una sola dimensión (el alto de la pared colgante) no garantiza un aumento proporcional de la sobre excavación. Se evidencia que además del radio hidráulico (HR [m]), el otro parámetro geométrico que gobierna la conducta numérica de la sobre excavación de la pared colgante es la razón de aspecto, definida como la razón entre el alto [m] y el largo [m] de la pared (h/L). Con esto en consideración, la cantidad de sobre excavación en los modelos numéricos no parece depender exclusivamente de su tamaño, sino también de su forma.

Gráfico modificado de Henning (2006)

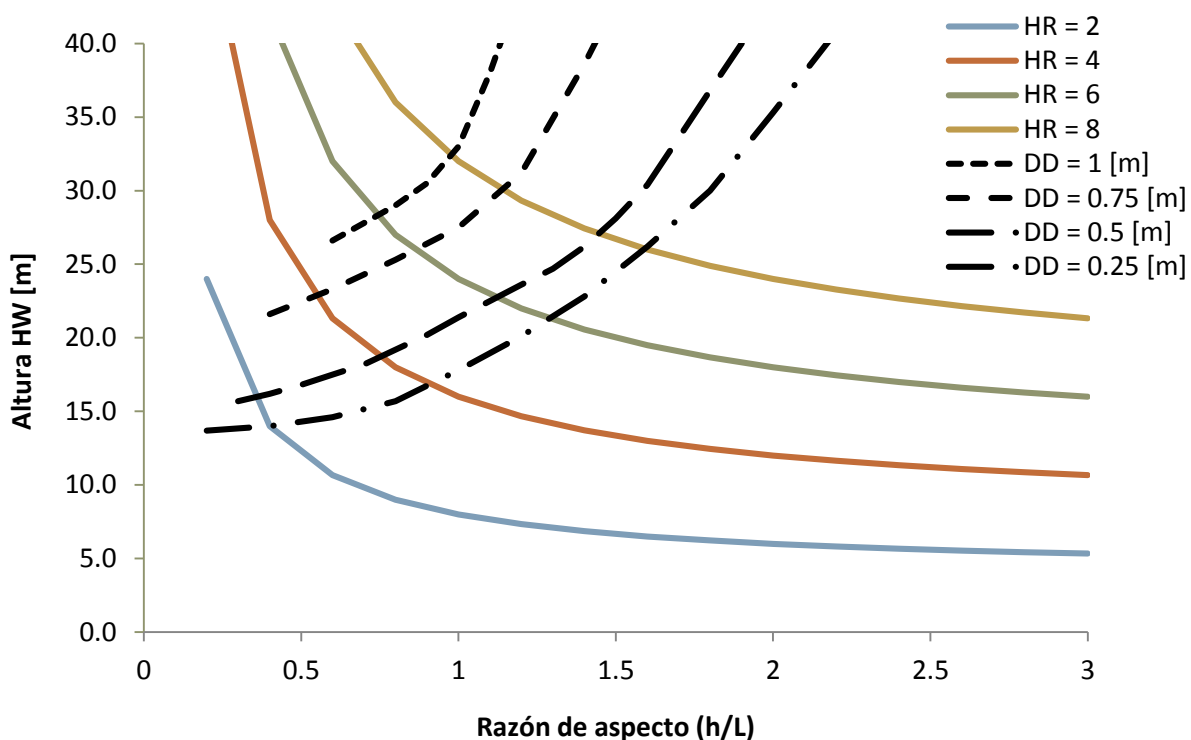


Figura 3-3. Estimación de densidad de dilución (DD [m]) como función de la altura de la pared colgante [m] y la razón de aspecto (h/L). Modificado de Henning & Mitri (2007).

Observando la Figura 3-3 se aprecia la tendencia conocida de que a mayor radio hidráulico mayor sobre excavación (DD [m])⁷. Sin embargo para un mismo radio hidráulico, es decir para paredes colgantes del mismo tamaño, al disminuir el valor de la razón de aspecto (h/L) aumenta la densidad de dilución (DD [m]). Esta relación es desapercibida por Martin (1999) y no es del todo descrita por Henning & Mitri (2007). Ambos trabajos fijan el valor del ancho del caserón para la construcción de sus modelos numéricos, buscando analizar el patrón de distribución de esfuerzos solamente en términos de la variación de las dimensiones de la pared colgante.

Analizando en profundidad los resultados anteriores y el rol de la razón de aspecto en la cantidad de roca sobre excavada, se deduce que el radio hidráulico representa una condición bidimensional y no necesariamente incorpora todas las posibles formas de caserones que puede existir para un mismo radio hidráulico. Al no incluir el aspecto de la pared, el cálculo de la sobre excavación por criterios numéricos podría conducir a errores en el

⁷ Parámetro análogo a la ELOS que define la densidad lineal de sobre excavación estimando el volumen de relajación como la mitad de un elipsoide centrado en la pared colgante. 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.

diseño, ya que la redistribución de los esfuerzos en torno a excavaciones de un mismo radio hidráulico formarán patrones distintos dependiendo de la forma de la pared (Vongpaisal *et al.*, 2009). Esto es también descrito en otro estudio sobre el rol del largo del caserón en la cantidad de dilución no planificada (Hughes *et al.*, 2010), en donde se concluye que al disminuir la corrida de la pared colgante, y por ende aumentar al valor de la razón de aspecto, disminuye la cantidad de sobre excavación tanto en la pared colgante como en la pared yacente.

Es así como Vongpaisal (2009) genera guías de estimación de dilución tridimensionales, fijando esta vez la calidad de macizo rocoso. Estas guías buscan tener mayor precisión que las guías empíricas presentadas en el capítulo anterior. De acuerdo a los resultados numéricos, reemplaza el rol del radio hidráulico para la representación del tamaño de la excavación por dos razones de aspecto (h/W , L/W) que posibilitan caracterizar tanto el tamaño como la forma del caserón de manera conjunta.

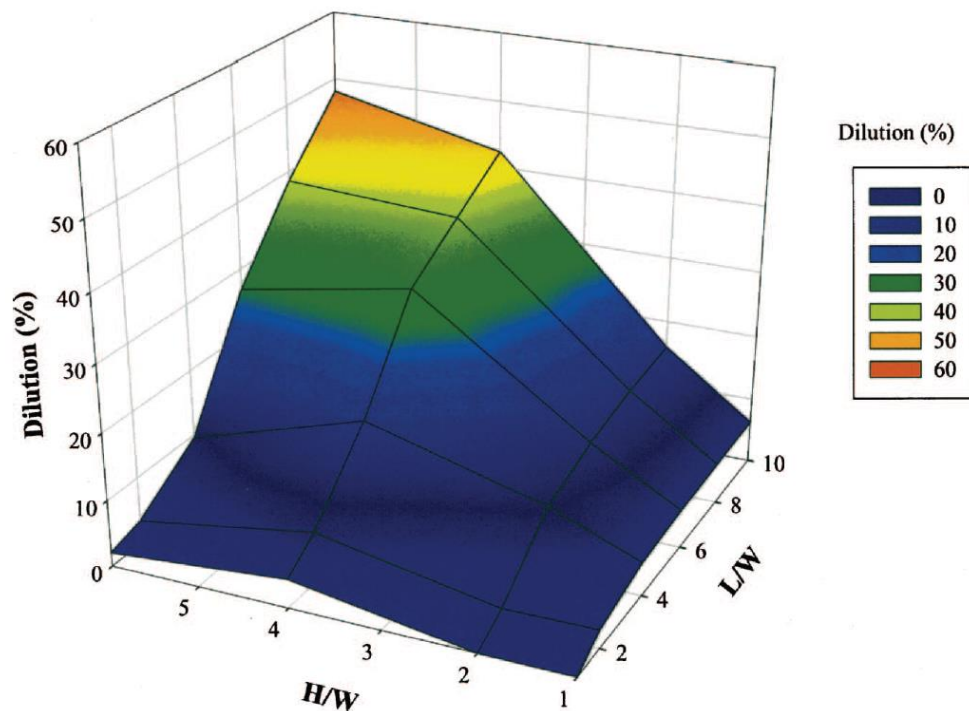


Figura 3-4. Guías de estimación tridimensional ($RMR > 60$, $W = 10$ [m]), Vongpaisal (2009).

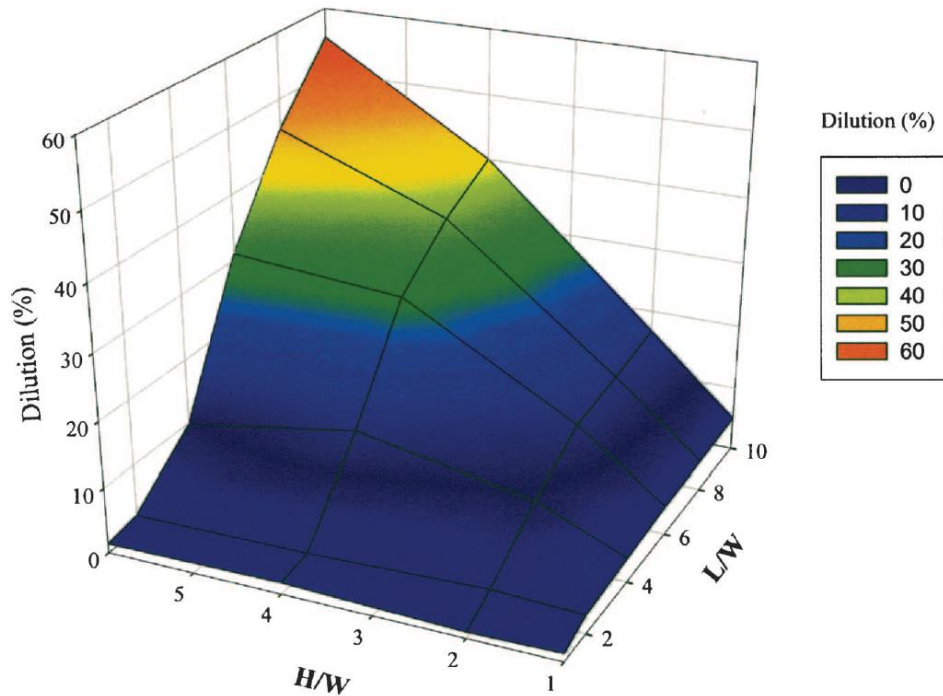


Figura 3-5. Guías de estimación tridimensional (RMR>60, W=20 [m]), Vongpaisal (2009).

Observando los gráficos de Vongpaisal (2009), nuevamente se aprecia la tendencia del aumento de dilución por sobre excavación conforme tanto disminuye la razón h/L y aumenta el radio hidráulico. Esta respuesta numérica ha sido consistente en todos los trabajos publicados, sin encontrar hasta el momento correlación empírica en casos históricos.

Al ser la razón de aspecto una variable importante en la conducta de la sobre excavación, deberá ser tratada con cuidado en la metodología de trabajo para tener noción de su rol en los resultados a encontrar y aumentar el conocimiento respecto de su influencia sobre la respuesta numérica.

3.2.3 INFLUENCIA DE LA PROFUNDIDAD DEL CASERÓN

Los resultados son concluyentes según Henning & Mitri (2007), al menos al momento de ver la variación de la profundidad de sobre excavación (DD [m]) con la profundidad. Así, se tiene que la DD [m] para el criterio correspondiente a $\sigma_3 \leq 0$ permanece casi uniforme mientras que para el criterio de $\sigma_3 \leq -\sigma_t$ presenta un gradiente considerable con la profundidad tal como puede apreciarse en la Figura 3-6.

Estos cambios se relacionan con el aumento del tensor de esfuerzos en profundidad, y al gradiente de esfuerzos al interior de la zona de relajación. El patrón de la zona de relajación, producto de la distribución de esfuerzos en torno a la excavación, suele no variar en su geometría representada por la

línea de contorno de isovalor $\sigma_3 = 0$. Sin embargo, sí se aprecia variación en la magnitud los esfuerzos en su interior. De esta forma se explica por qué para el primer criterio la sobre excavación no se ve del todo afectada, mientras que para el segundo criterio se aprecia un aumento.

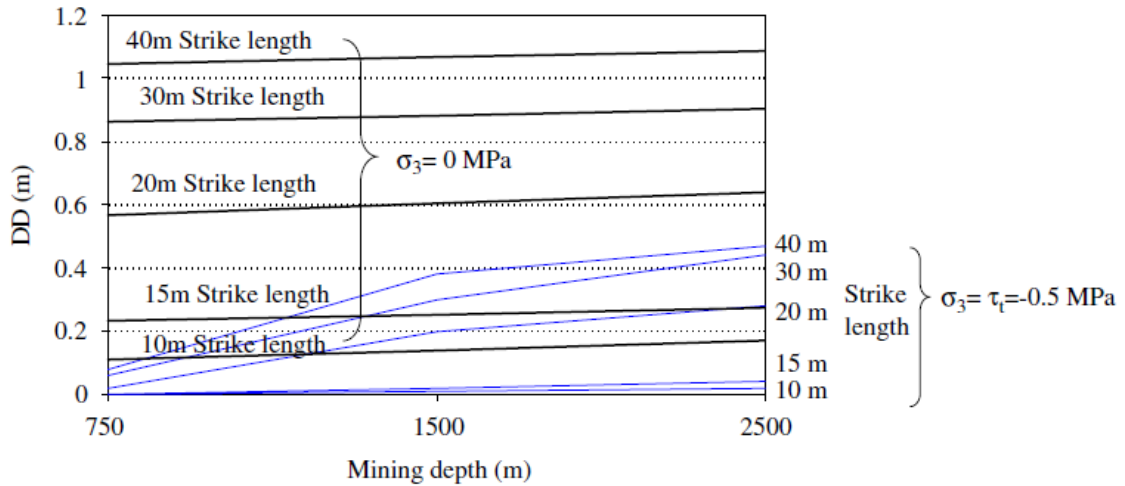


Figura 3-6. DD [m] en relación de la profundidad por criterio, Henning & Mitri (2007).

CAPITULO 4

METODOLOGÍA DE ESTUDIO

La metodología planteada para el logro del objetivo general y de los objetivos específicos es resumida en el diagrama de flujo representado por la Figura 4-1.

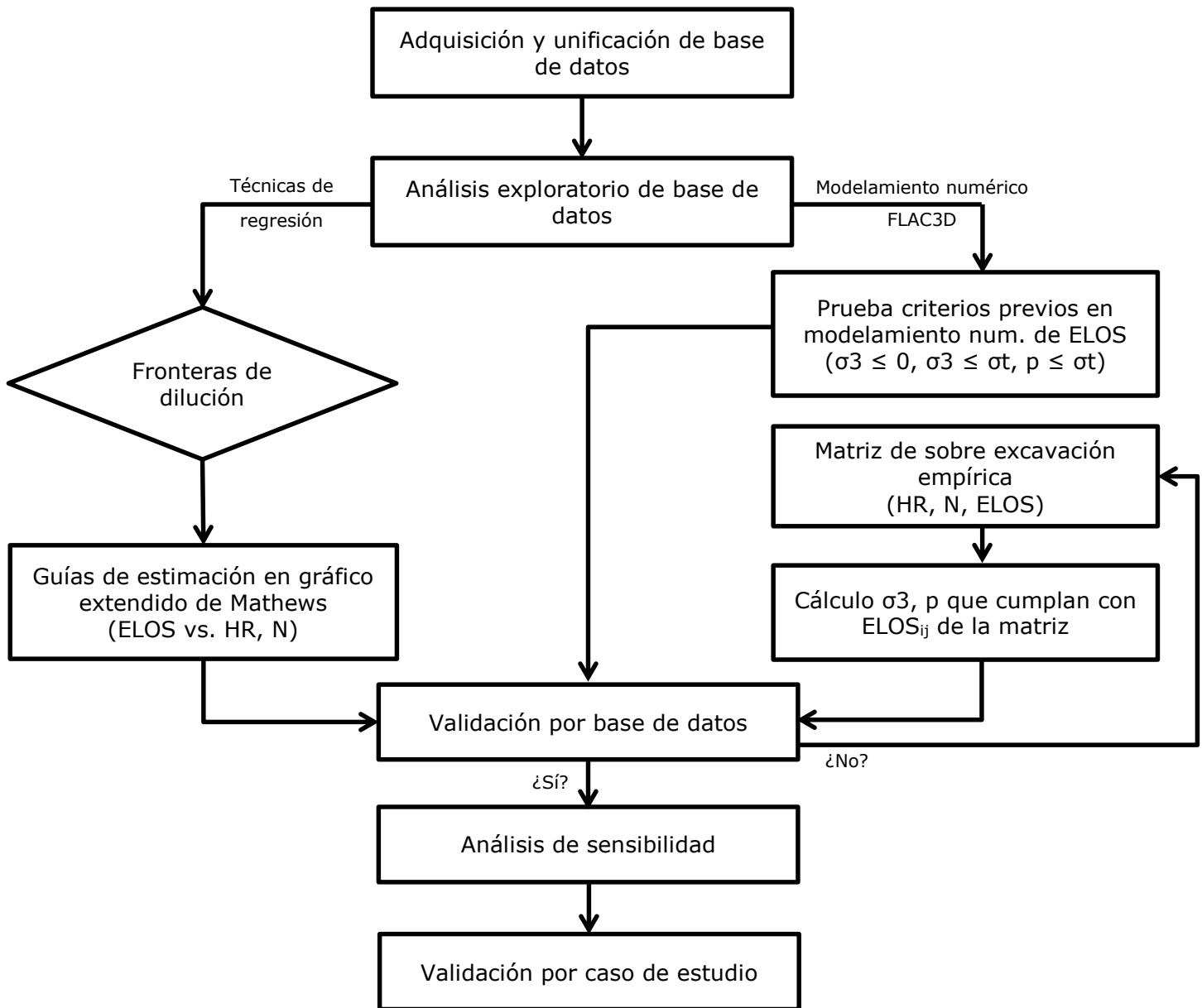


Figura 4-1. Metodología de trabajo.

4.1 UNIFICACIÓN Y ANÁLISIS EXPLORATORIO DE DATOS

En base a una revisión de estudios previos relativos a la dilución y estabilidad de caserones en Sublevel Stopping y Bench and Fill, se unificó una base de datos incorporando los casos históricos presentados por diversos autores.

Tabla 4-1. Autores revisados.

Autor	Procedencia de casos
Mah (1997)	Canadá
Clark (1999)	Canadá
Wang (2004)	Canadá
Stewart (2005)	Australia
Capes (2009)	Canadá, Australia

El proceso de unificación de la base de datos consideró la unión de las distintas bases publicadas, su respectiva tabulación y la transformación de la totalidad de los datos desde el método de estabilidad modificado de Potvin (N') al método de estabilidad de Mathews (N).

El motivo de la transformación de un sistema a otro guarda relación con la definición de los factores de estabilidad B y C modificados por Potvin (1988). Estos factores no han podido demostrar una buena representación de la pared yacente (FW), aspecto ya comentado por Mah (1997).

Como ejemplo para esto puede tomarse un caserón vertical o subvertical, en donde no habría diferencias entre pared colgante y yacente. Considerando el factor de ajuste por gravedad (C) de Potvin (1988) para este caso, una de las dos paredes sería seleccionada como la pared colgante teniendo un valor del factor C igual a 8. En cambio, la otra pared seleccionada como yacente tendría un valor de C igual a 2, lo que es inconsistente dado que no existe diferencia física entre éstas. Para evitar esto, se prefirió trabajar con el método de Mathews (N) que no presenta dichos problemas de identificación dado que el factor de ajuste por gravedad es único y ajeno al juicio del usuario.

Luego de la unificación de la base de datos y con motivo de eliminar posibles redundancias, se realizó un estudio exploratorio de datos a fin de eliminar datos duplicados y representar estadísticamente la variabilidad y rango de la muestra de casos históricos adquiridos. La muestra fue filtrada por procedencia y método de explotación, entregando finalmente tres conjuntos de datos:

- Base de datos Canadiense de SLS (Método de Potvin y Mathews)
- Base de datos Australiana de SLS (Método de Potvin y Mathews)
- Base de datos Australiana de B&F (Método de Mathews)

Para las bases de datos de Sublevel Stopping (SLS) se aplicó un filtro adicional, sacando los datos de paredes con utilización refuerzo o soporte, y también los datos asociados a paredes yacentes con inclinación menor a 85°. De esta forma las bases de datos para la actualización de guías de estimación y de modelamiento numérico en SLS, estuvieron conformadas exclusivamente por paredes sin utilización de soporte o refuerzo, incluyendo la totalidad de paredes colgantes y aquellas paredes yacentes con inclinación mayor o igual a 85°.

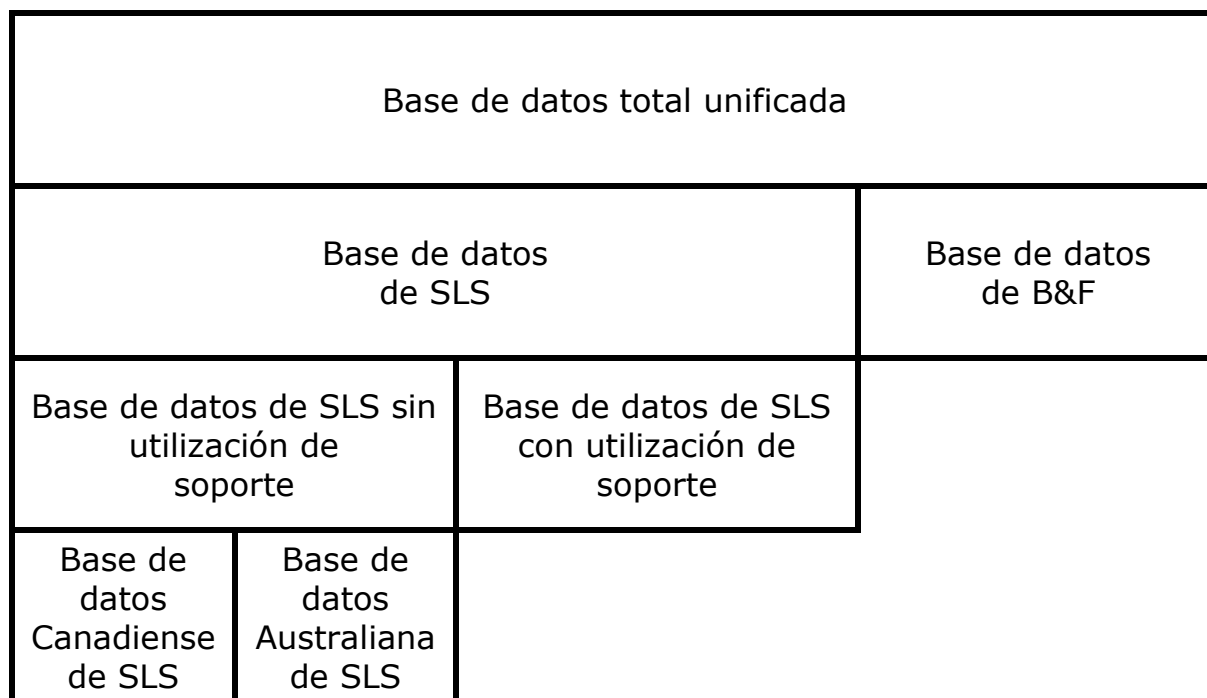


Figura 4-2. Descripción distribución de base de datos.

4.2 TRABAJO CON CASOS HISTÓRICOS

4.2.1 MÉTODOS ESTADÍSTICOS UTILIZADOS

Con objeto de determinar los principales parámetros que controlan la cantidad de dilución por sobre excavación (ELOS [m]), se utilizaron tres tipos de métodos estadísticos para discriminar entre las variables significativas para la estimación según la teoría en mecánica de rocas. Estos métodos son: regresiones logarítmicas, regresiones logísticas y análisis de clasificación por métricas de matrices de contingencia.

Regresión logarítmica

Las regresiones logarítmicas corresponden a regresiones lineales, en donde las variables independientes son evaluadas mediante la función logaritmo. Esto permite suavizar las correlaciones cuando existen distribuciones exponenciales de alguna de sus variables, como en el caso del valor el número de estabilidad de Mathews (N), dado que este tipo de regresión es menos sensible a los valores extremos. La forma genérica de estas regresiones corresponde a la presentada en la Ecuación 6.

Ecuación 6. Regresión logística: Forma genérica.

$$y = \alpha_0 + \alpha_1 \cdot \text{LOG}(x_1) + \alpha_2 \cdot \text{LOG}(x_2) + \dots$$

Como herramientas para el análisis de correlación con una muestra dada, las regresiones logarítmicas son evaluadas mediante el coeficiente de correlación lineal de Pearson (R^2), siendo un $R^2 = 1$ un valor esperado para una correlación perfecta, y $R^2 = 0$ un valor para descartar correlación y peso en la capacidad de las variables independientes de poder representar la variabilidad de la variable dependiente.

Regresión logística

Es un método de regresión multivariable, cuya virtud se centra en el buen desempeño que presenta en la delimitación de variables dicotómicas. Una variable dicotómica es una variable que sólo puede tomar dos valores: 0 ó 1. En el caso particular de este trabajo, la cantidad de dilución (ELOS [m]) puede suponerse una variable dicotómica condicionada a que supere o no un cierto valor, por ejemplo un cierto umbral de sobre excavación. De esta forma se puede considerar la pertenencia o no de una medición a una clase definida. Por ejemplo, definiendo un umbral de sobre excavación en $\text{ELOS} = 1$ [m], todos aquellos casos históricos con sobre excavación menor a 1 [m] tomarán valor 1 y aquellos casos con sobre excavación mayor a 1 [m] tomarán valor 0, dividiendo así la muestra en dos poblaciones para ser delimitadas.

Para el caso de este estudio, estas técnicas se utilizan para trazar líneas de delimitación gráfica de dilución que demarquen las poblaciones de la base de datos según zonas de isoprobabilidad de dilución, determinando así el peso de cada variable en la estimación de la dilución Ecuación 7.

Ecuación 7. Regresión logística: Forma genérica.

$$z = \ln\left(\frac{p}{1-p}\right) = \beta_0 + \beta_1 \cdot x_1 + \beta_2 \cdot x_2 + \dots$$

Con:

- z : Valor logit de la regresión
- p : Probabilidad de acierto [0,1]
- β_i : Coeficientes de regresión

A diferencia de las regresiones logarítmicas, las regresiones logísticas utilizan como herramientas para el análisis de correlación los coeficientes de correlación lineal (R^2) generalizados de Nagelkerke y de Cox y Snell, y además hace uso del estadístico de Wald.

El valor de R^2 generalizado de Nagelkerke es similar al valor de Pearson, a diferencia que en su cálculo utiliza la función de máxima verosimilitud. Dado que la regresión logística ajusta la probabilidad de pertenencia o no a una clase, no es posible utilizar la definición de Pearson. El valor de R^2 de Nagelkerke es un indicador que toma valores entre 0 y 1, indicando qué porcentaje de variación de la variable dependiente es explicada por las variables independientes de la regresión. El estadístico de Wald indica un contraste entre los valores observados y esperados, dando una noción del peso de la variable independiente en la estimación de la variable dependiente a través de un contraste de hipótesis.

Métricas de clasificación por matrices de contingencia (ROC analysis)

La metodología de matrices de contingencia permite obtener indicadores sobre el desempeño de un estimador (Fawcett, 2006), lo que será utilizado para evaluar la calidad de la estimación del criterio planteado en relación a la base de datos. Su cálculo se basa en el porcentaje de casos correctamente clasificados por el estimador, de acuerdo al contraste entre los estados de eventos predichos y observados. Para este fin se definen variables de verdaderos positivos (TP), falsos positivos (FP), falsos negativos (FN) y verdaderos negativos (TN) de acuerdo al acierto entre la estimación y la observación de un evento. La matriz de contingencia se construye de acuerdo a la cantidad de aciertos y desaciertos tal como se muestra a continuación.

		Casos reales	
		Positivo	Negativo
Casos hipotéticos	Positivo	TP	FP
	Negativo	FN	TN

Figura 4-3. Matriz de contingencia.

En función de los valores TP, FP, FN y TN se pueden calcular las métricas propuestas por Peirce (1884) y Heidke (1926) para caracterizar el desempeño del estimador, las que pueden verse desde la Ecuación 8 a la Ecuación 12.

Ecuación 8. True positive rate (TPr).

$$TPr = \frac{TP}{TP + FN}$$

Ecuación 9. False positive rate (FPr).

$$FPr = \frac{FP}{FP + TN}$$

Ecuación 10. Accuracy.

$$ACC = \frac{TP + TN}{TP + FP + TN + FN}$$

Ecuación 11. Skill score PSS.

$$PSS = TPr - FPr$$

Ecuación 12. Skill score HSS.

$$HSS = \frac{2 \cdot (TP \cdot TN - FP \cdot FN)}{(TP + FN) \cdot (FN + TN) + (TP + FP) \cdot (FP + TN)}$$

Las métricas TPr y FPr corresponden a las razones de eventos positivos correctamente clasificados por el estimador y eventos positivos erróneamente clasificados por el estimador respectivamente. Es de esperarse que un estimador perfecto logre obtener un TPr = 1, y un FPr = 0, y por ende maximizando su relación PSS. La métrica PSS es un indicador del desempeño del estimador estudiado que toma valores entre -1 y 1, y permite cuantificar el beneficio de la utilización del estimador en comparación a un estimador aleatorio. En estos casos un valor de PSS = 1 es un indicador de estimador perfecto, PSS = -1 un indicador de estimador inverso y PSS = 0 un indicador de un estimador aleatorio. Por su parte, el indicador ACC permite tener una noción del porcentaje de aciertos del estimador en relación a la totalidad de los eventos predichos.

4.2.2 DETERMINACIÓN DE VARIABLES SIGNIFICATIVAS

Mediante la utilización de los métodos estadísticos anteriores, se realizó un análisis exploratorio exhaustivo para determinar qué factores controlan la cantidad de sobre excavación observada. En particular, se analizó la

correlación existente entre variables presentes en la base de datos de manera de establecer las variables independientes a incorporar en la actualización de las guías de dilución como nuevo modelo.

4.2.3 NUEVO MODELO DE ESTIMACIÓN DE DILUCIÓN

Para la construcción de las nuevas guías de estimación de sobre excavación, se utilizaron técnicas de regresión lineal (regresión logarítmica) y técnicas de regresión logística binomial (Burns & Burns, 2009).

Siendo la cantidad de sobre excavación lineal (ELOS [m]) la variable dependiente a relacionar, se utilizó para cada técnica una combinación lineal del tamaño de la excavación (HR [m]), y del número de estabilidad como indicador de la calidad del macizo rocoso (N), de acuerdo a la identificación de éstas como variables significativas.

Para realizar un análisis comparativo que aporte más información que el coeficiente de correlación lineal de Pearson (R^2) de cada curva, se aplicaron adicionalmente técnicas de análisis de clasificación por matrices de contingencia (Fawcett, 2006). De esta forma se presentan curvas de estimación que no sólo tienen buena correlación con los casos históricos, sino también buenos índices de clasificación de las distintas clases por cantidad de sobre excavación.

Las guías de estimación de sobre excavación fueron elaboradas para la base de datos de SLS que comprende exclusivamente paredes colgantes sin utilización de soporte o refuerzo, incluyendo también paredes yacentes con inclinación mayor o igual a 85° dado el alcance de este trabajo. Estas curvas fueron también desagregadas para los datos Canadienses y Australianos, haciendo un análisis comparativo sobre el peso de las distintas procedencias de las bases de datos para las guías globales.

4.2.4 DESEMPEÑO DE GUÍAS DE ESTIMACIÓN DE DILUCIÓN ACTUALES

Debido al aumento en la cantidad de casos históricos, se procedió a una revisión de las líneas de estimación de dilución existentes en los métodos gráficos de Pakalnis (1993) y Clark (1998).

Mediante la parametrización de las curvas de estimación de sobre excavación de Pakalnis (1993) y de Clark (1998), se calculó el ajuste que tiene cada metodología en relación a la nueva base de datos correspondiente a SLS. Como análisis adicional, a través del cálculo de los índices de clasificación (skill scores) (Fawcett, 2006, Heidke, 1926, Peirce, 1884), se analizó el desempeño de estas guías como estimadores de dilución.

La información obtenida es graficada y utilizada para fundamentar la necesidad de actualización de las guías de estimación de sobre excavación, abriendo paso a un análisis comparativo entre ambos conjuntos de guías.

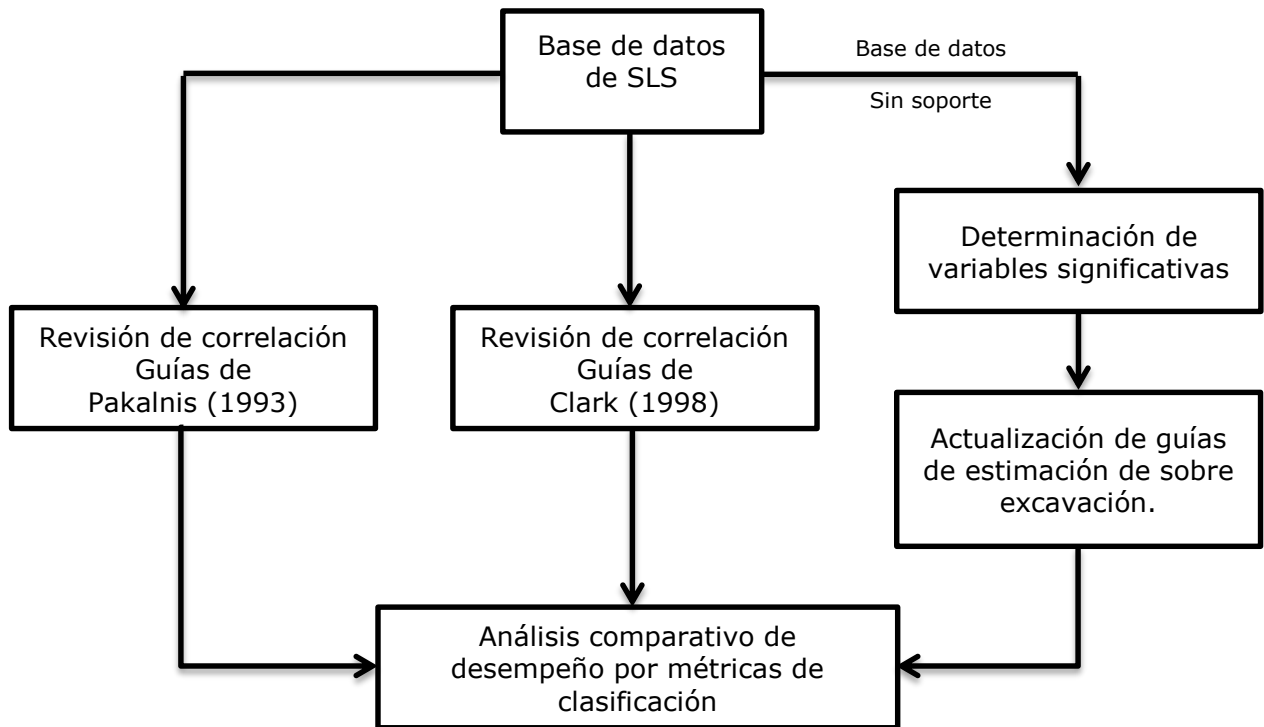


Figura 4-4. Metodología de trabajo con casos históricos.

4.3 MODELAMIENTO NUMÉRICO

4.3.1 MODELAMIENTO NUMÉRICO EN FLAC3D

El modelamiento numérico se llevó a cabo en el software FLAC3D v4.0 (Fast Lagrangean Analysis of Continua in 3D), propiedad de Itasca®. Este software utiliza el método de diferencias finitas asumiendo un medio continuo.

Para el modelamiento numérico de la dilución se escogió la utilización de un modelo constitutivo del tipo lineal-elástico, dejando de lado a priori considerar modelos elasto-plásticos o de naturaleza más compleja. Un modelo lineal-elástico permite abaratar costos computacionales cuando se busca delimitar zonas relativas a la distribución de esfuerzos en torno a excavaciones, aspecto que aquí se busca correlacionar con la cantidad de sobre excavación esperada. Adicionalmente, se ve restringido el uso de modelos más complejos del tipo elasto-plástico debido a falta de información en la base de datos referente al macizo rocoso. Esto es impedimento para poder determinar los parámetros de criterios de falla, por ejemplo del tipo Hoek & Brown.

El fenómeno físico a modelar en FLAC3D corresponde a la distribución de esfuerzos en torno a un caserón aislado, bajo la suposición de distintos aspectos geométricos y de respuesta mecánica. El diseño del caserón modelado en FLAC3D no incorporó niveles de perforación, ni de producción o accesos a la unidad de explotación. La construcción del modelo y la toma de decisión con respecto a supuestos fuertes del problema, puede verse en el CAPITULO 6.

4.3.2 ESTUDIOS DE CRITERIOS NUMÉRICOS PRELIMINARES

A priori se estudiaron tres criterios numéricos que buscan representar la dilución por sobre excavación, los que corresponden a $\sigma_3 \leq 0$, $\sigma_3 \leq \sigma_t$ y $p \leq \sigma_t$ en donde σ_3 corresponde al esfuerzo principal menor, σ_t a la resistencia a la tracción del macizo rocoso y p a la presión media. Estos criterios fueron previamente estudiados y sus resultados fueron presentados en la revisión de modelos numéricos de sobre excavación. Sin embargo como parte de la hipótesis inicial de este trabajo, se buscó desmitificar el uso de éstos por no representar la información proveniente de las guías de sobre excavación de casos históricos.

Para llevar a cabo las simulaciones sólo se trabajó con la base de datos Canadiense previamente filtrada, debido a que ésta contenía los datos asociados a la caracterización de roca intacta y macizo rocoso necesarios para definir un modelo lineal-elástico. Debido a la ausencia de esta información en la base de datos Australiana, ésta debió dejarse de lado.

Para establecer los casos a modelar numéricamente, se creó una grilla de 56 pares ordenados (HR, N) equidistantes en el gráfico de estabilidad de Mathews. Para cada uno de estos puntos se determinó la geometría, la calidad de macizo rocoso y las constantes elásticas a partir de la información del par ordenado (HR, N).

La geometría de los casos estuvo caracterizada por ancho fijo ($w = 7.2$ [m]), inclinación del caserón fija ($\text{dip} = 60.9^\circ$) y largo del caserón fijo ($L = 23.4$ [m]), mientras que se variaron las dimensiones de alto de la pared colgante de manera de cumplir con el radio hidráulico (HR [m]) del punto a simular. Debido al valor constante de la inclinación de la pared colgante (Factor C fijo), y a que ésta está sometida a relajación (Factor A = 1) en un macizo rocoso asumido con discontinuidades oblicuas a la pared colgante (Factor B = 0.5), para cada par odernado pudo estimarse el valor de Q' en base al valor de N. Con este valor, y su extrapolación al sistema GSI, pudo escalarse el valor promedio Módulo de Young de roca intacta (E_i) al Módulo de Young de macizo rocoso (E_{rm}). Finalmente para caracterizar por completo el modelo lineal-elástico se asumió una Razón de Poisson (ν) de 0.3 de acuerdo al promedio de la base de datos.

Luego del modelamiento numérico de los 56 casos, se estimó la cantidad de sobre excavación (ELOS [m]) en relación a cada criterio estudiado, midiendo en FLAC3D el volumen real de la zona de relajación correspondiente al volumen delimitado por la línea de isovalor dado por el criterio en estudio.

Los resultados de estos criterios fueron contrastados con las guías de estimación de sobre excavación, siendo éstas las indicadoras de una mala o buena correlación empírica.

4.3.3 RESPUESTA NUMÉRICA DEL MODELO

Dado los resultados del modelamiento numérico de los criterios preliminares, se hizo necesario elaborar un estudio previo de sensibilidad a las variables de diseño en el modelo numérico. En particular se trabajó con el rol de razón de aspecto (h/L) de manera de hacer explícita su influencia la respuesta del modelo numérico, aspecto observado en el CAPITULO 3.

Analizando la distribución de los valores para la razón de aspecto en la base de datos Canadiense, se definieron 5 valores de h/L que representan el 85% de la muestra. Adicionalmente, se establecieron 8 valores para el radio hidráulico. De esta forma, a través de la información conjunta que proporciona el radio hidráulico (HR [m]) y la razón de aspecto (h/L), se tuvieron 40 geometrías distintas de la pared colgante para modelar numéricamente en FLAC3D. Por otro lado, dado que el interés es observar la influencia geométrica de la pared colgante en la respuesta del modelo, los valores de las constantes elásticas del macizo rocoso (E_m [GPa], ν) fueron mantenidos en el promedio de la muestra.

Finalmente, utilizando el criterio $\sigma_3 \leq 0$ por su simpleza, se realizaron un total de 40 simulaciones en FLAC3D que buscan clarificar el rol de la razón de aspecto en la respuesta del modelo numérico, al analizar la conducta de la cantidad de sobre excavación a lo largo de los casos planteados.

4.3.4 CONSTRUCCIÓN DE NUEVO CRITERIO

Luego de corroborar el desempeño insuficiente de los criterios preliminares y de conocer la sensibilidad numérica del modelo a las variables geométricas, se modificó la metodología de trabajo invirtiendo el procedimiento.

En base a las guías actualizadas de estimación gráfica de sobre excavación, se establecieron 17 vectores de modelamiento para cada una de las tres guías de estimación siendo en total 51 vectores. Estos vectores incluyeron información de: geometría de la excavación (HR [m]), calidad de macizo rocoso (Q') y cantidad de sobre excavación (ELOS [m]).

La geometría de los casos estuvo caracterizada por ancho fijo ($w = 7.2$ [m]) e inclinación del caserón fija ($\text{dip} = 60.9^\circ$), mientras que se variaron las dimensiones de alto y largo de la pared colgante de manera de cumplir con el radio hidráulico (HR [m]) del punto a simular. Debido a la influencia de la razón de aspecto en la respuesta del modelo numérico, se incorporó como variable de diseño para la construcción del criterio. De esta forma se definieron 8 valores de h/L que representan el 90% del espacio muestral para ser analizadas.

Dado que la inclinación de la pared colgante fue mantenida constante (Factor C fijo), y a que ésta está sometida a relajación (Factor A = 1) en un macizo rocoso asumido con discontinuidades oblicuas a la pared colgante (Factor B = 0.5), para cada punto de los 51 vectores pudo estimarse el valor de Q' . Con este valor, y su extrapolación al sistema GSI, pudo escalarse el valor promedio de la base de datos del Módulo de Young de roca intacta (E_i), al Módulo de Young de macizo rocoso (E_{rm}). Finalmente para caracterizar por completo el modelo lineal-elástico se asumió una Razón de Poisson (ν) de 0.3 de acuerdo al promedio de la base de datos.

Con esta información se llevaron a cabo 408 simulaciones, 51 simulaciones de (HR, N) conocidos para cada valor de h/L . En cada simulación se buscó mediante iteración aquel confinamiento (σ_3 [MPa]) y presión media (p [MPa]), que cumpliera con la cantidad de sobre excavación buscada (ELOS [m]) con una tolerancia de 0.005 [m]. Con estos resultados y tras trabajo de regresiones lineales, se pudieron establecer nuevos criterios basados directamente en los datos empíricos que posteriormente fueron presentados y estudiados.

La virtud de invertir la metodología radica en su directa relación con la base de datos. Al determinar los vectores de modelamiento a partir de las guías de estimación empírica de sobre excavación, implícitamente se está imponiendo a la solución a representar la información de los casos históricos. Es así que esta metodología incorpora la validación por base de datos de manera implícita, haciendo de sus resultados inherentemente extensivos a la base de datos unificada.

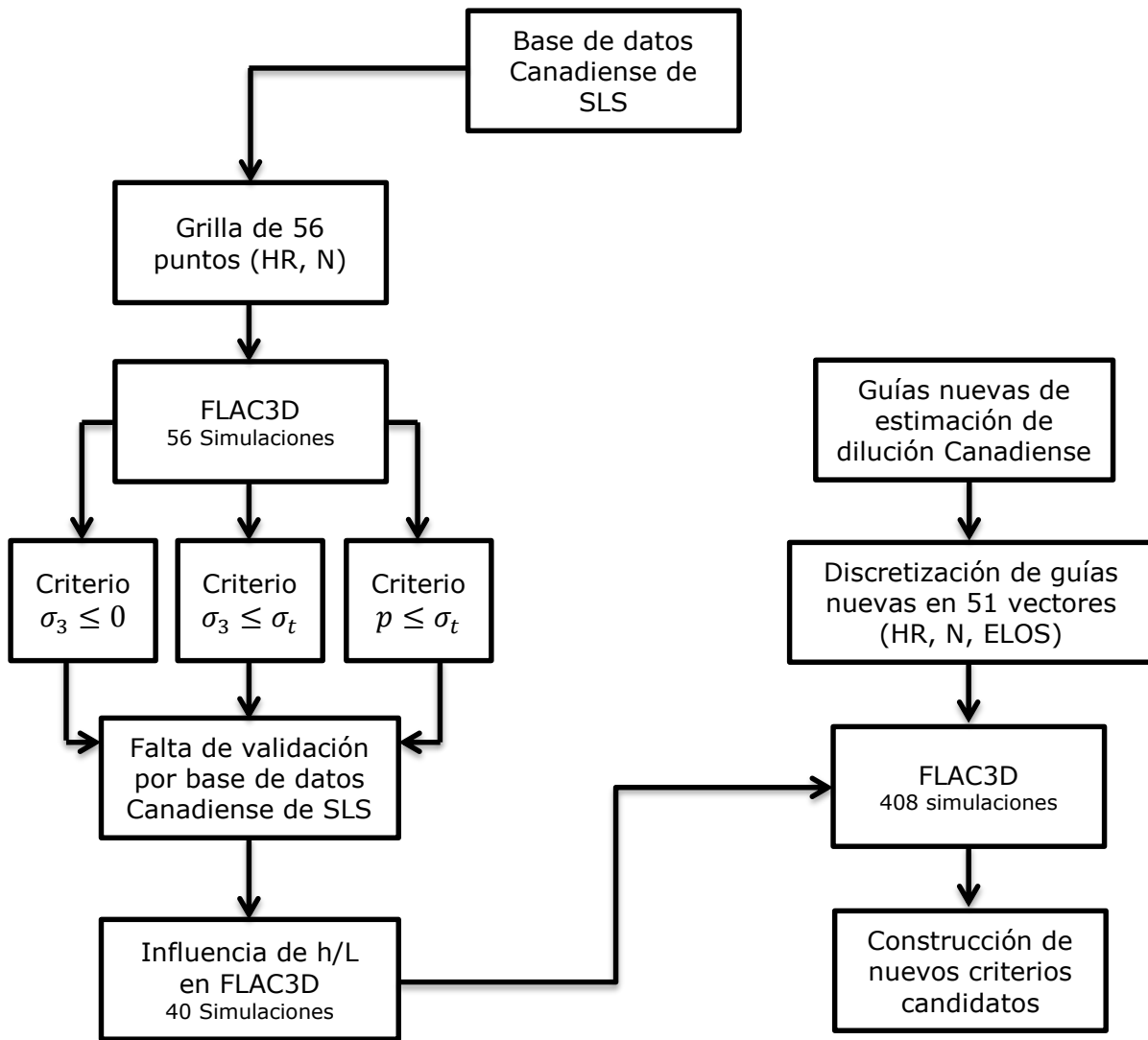


Figura 4-5. Metodología para el modelamiento numérico.

4.4 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Dado los supuestos tomados en el proceso de construcción del modelo numérico en FLAC3D y a la metodología de construcción de los nuevos criterios, se observó la necesidad de analizar la sensibilidad de la respuesta a la variación de los parámetros que se mantuvieron fijos.

La elección de los parámetros a estudiar se basó en los valores de desviación estándar relativa de cada uno en la base de datos, y a los supuestos tomados durante la metodología estudio. De esta forma, los criterios candidatos se sensibilizaron ante los siguientes fenómenos:

- Variación del valor del esfuerzo principal intermedio (σ_2 [MPa])
- Variación del valor del dip del caserón
- Variación del ancho del caserón
- Variación del nivel de esfuerzos (profundidad).

Adicionalmente, y para relacionar este estudio con los estudios de dilución predecesores en términos bidimensionales, también se estudió la estabilización de la magnitud de la dilución en la respuesta numérica de cada criterio, hacia condiciones de deformaciones planas.

Para cada uno de estos análisis, se mantuvo la calidad de macizo rocoso constante, así como también aquellas dimensiones del diseño que no intervienen en la variación buscada, correspondiendo en cada caso a un análisis *ceteris paribus*.

Con los resultados anteriores se pudo determinar qué tan sensible son los criterios con respecto a cada una de las variables mencionadas, de manera de identificar los rangos entre los cuales los criterios son confiables en su utilización.

4.5 CASO DE ESTUDIO

La elección del criterio propuesto de entre los criterios candidatos, corresponde al que mejor se ajuste en la representación de un estudio de caso real. Este caso real no fue incluido en la base de datos de manera de mantener independencia entre los datos utilizados para la calibración de los criterios y aquellos utilizados para su verificación, aun cuando el peso estadístico de estos últimos sea despreciable.

Debido a la basta información entregada, en relación a la calidad de macizo rocoso, dimensiones y geometría del caserón, esfuerzos e información medida sobre cantidad de sobre excavación, se utilizaron los datos de dos caserones presentados por Martin (1999).

Para ambos casos de estudio, se emularon los caserones descritos y se calcularon las diferentes cantidades de sobre excavación potencial mediante los criterios candidatos. A través del contraste entre la medición real y lo predicho por el modelamiento numérico se concluye sobre la validez de los criterios candidatos.

CAPITULO 5

NUEVO MODELO DE ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN

5.1 BASES DE DATOS

5.1.1 BASES DE DATOS POR AUTOR

La base de datos desagregada por autor se resume en la Tabla 5-1.

Tabla 5-1. Base de datos desagregada por autor.

Autor	Nº casos	Método de explotación	Procedencia
Mah (1997)	103	Sublevel Stoping	Canadá
Clark (1999)	102	Sublevel Stoping	Canadá
Wang (2003)	149	Sublevel Stoping	Canadá
Stewart (2005)	525	Bench & Fill	Australia
Capes (2009)	228	Sublevel Stoping	Canadá, Australia
TOTAL	1107		

5.1.2 ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA DE BASE DE DATOS UNIFICADA

La totalidad de la base de datos corresponde a 1107 casos históricos, los que comprenden 582 casos de sublevel stoping y 525 casos de bench and fill. La totalidad de esta base de datos alterna información entre paredes colgantes (HW) y yacentes (FW), no incluyendo en ningún caso información adicional sobre paredes de término o techo. La base de datos unificada incorpora aspectos importantes previamente destacados por Clark (1998) tal como:

- Mayor cantidad de caserones de gran tamaño ($HR > 10$ [m]).
- Mayor cantidad de casos con calidad de roca menores.
- Total de observaciones corresponden a mediciones de CMS por lo que se elimina el sesgo de estimación visual de la sobre excavación.

La base de datos total fue filtrada por procedencia y método de explotación, entregando tres conjuntos de datos:

- Base de datos canadiense de SLS (Método de Potvin y Mathews)
- Base de datos australiana de SLS (Método de Potvin y Mathews)

- Base de datos australiana de B&F (Método de Mathews)

Respecto de la totalidad de los datos y dado el alcance de este trabajo, sólo se trabajó con los datos correspondientes a Sublevel Stoping. En adición, la base de datos completa fue transformada desde el método de Potvin (1988) al método de Mathews (1981) a través de la transformación de los factores de corrección B y C respectivamente. La estadística de la base de datos de Sublevel Stoping (canadiense y australiana) puede verse en los gráficos a continuación, y en resumen en la Tabla 5-2.

<i>Dip</i>	<i>Frec.</i>
0	0
20	0
25	5
30	9
35	11
40	27
45	31
50	47
55	56
60	67
65	43
70	61
75	49
80	45
85	56
90	23
mayor	0

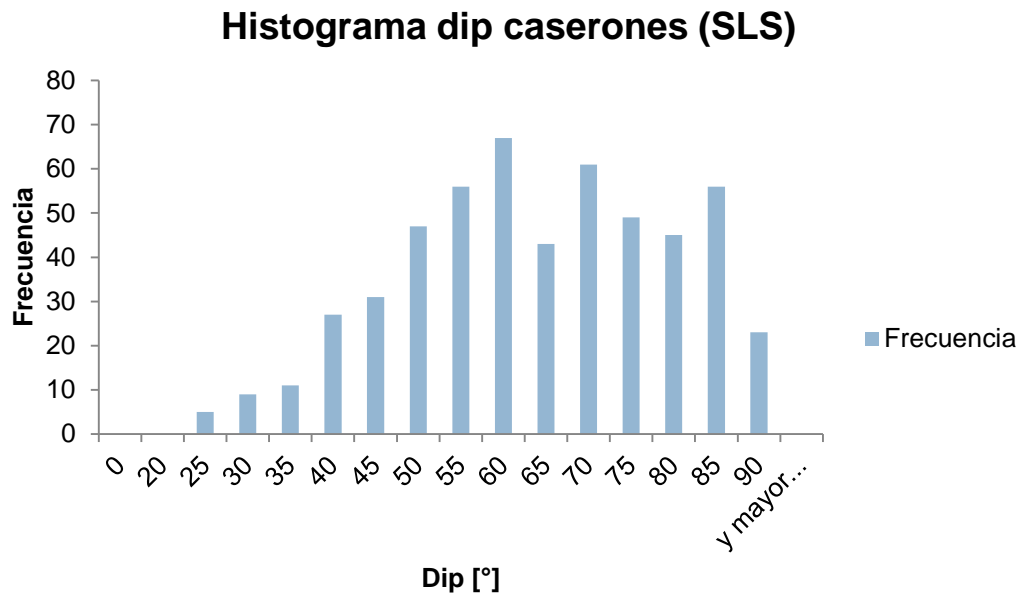


Figura 5-1. Histograma dip caserones - Sublevel stoping.

Ancho	Frec.
0	0
2	19
4	65
6	63
8	46
10	37
12	19
14	10
16	7
18	7
20	144
22	5
24	2
26	1
28	1
30	0
mayor	3

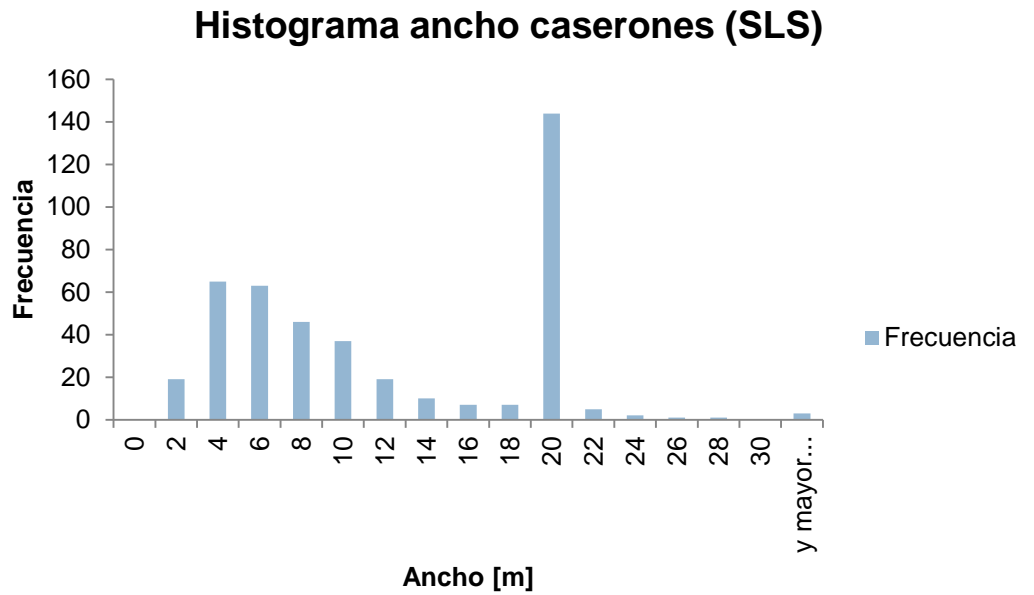


Figura 5-2. Histograma ancho caserones - Sublevel stoping.

Largo	Frec.
0	0
4	0
8	6
12	30
16	130
20	87
24	61
28	44
32	19
36	10
40	6
44	1
48	13
52	0
56	3
60	5
mayor	2

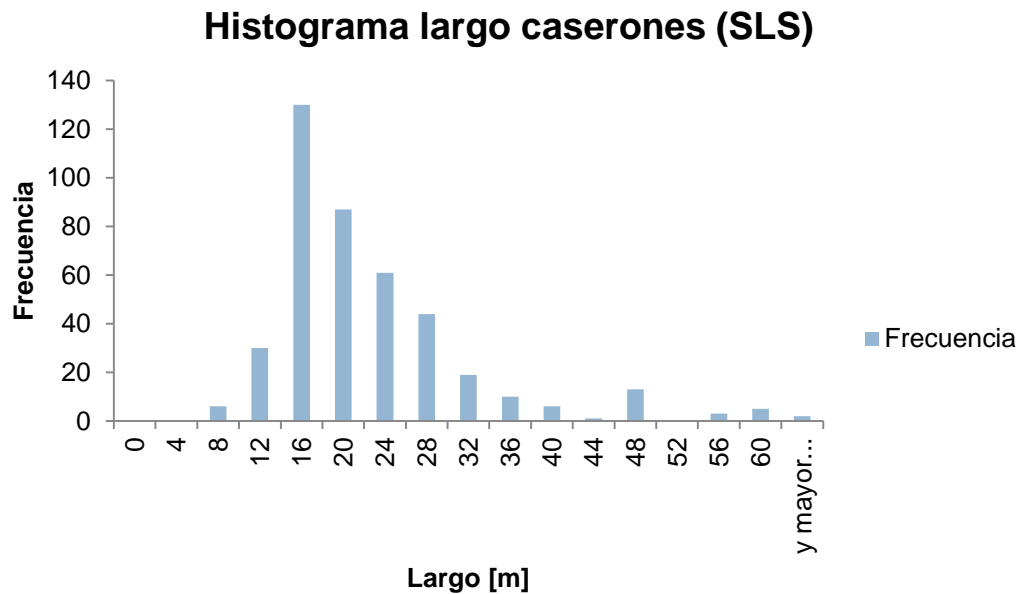


Figura 5-3. Histograma largo caserones - Sublevel stoping.

Alto	Frec.
0	0
10	1
15	9
20	24
25	37
30	39
35	52
40	83
45	69
50	36
55	8
60	11
65	1
70	7
75	6
80	8
mayor	15

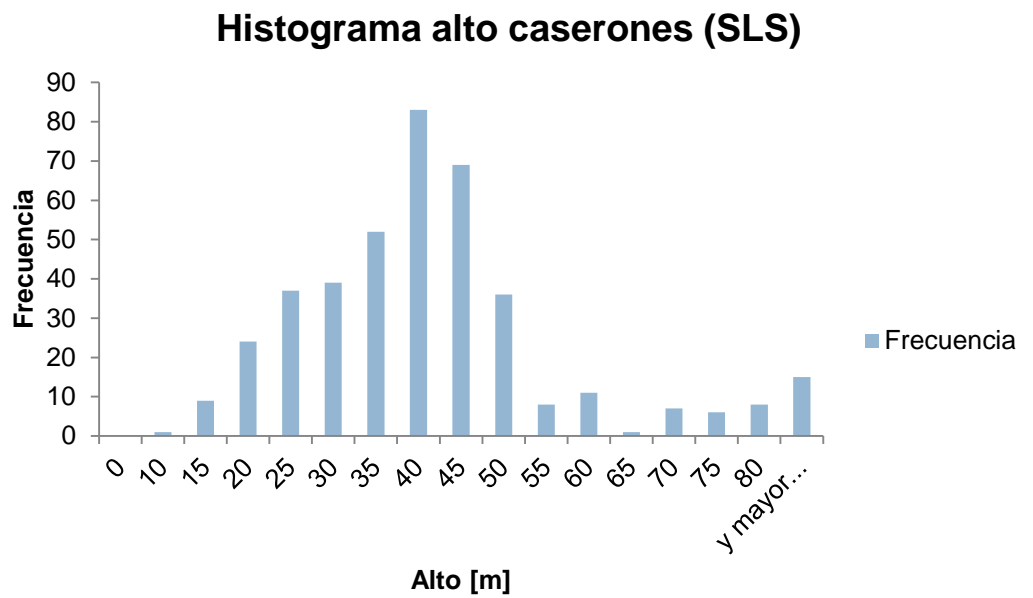


Figura 5-4. Histograma alto caserones - Sublevel stoping.

h/L	Frec.
0	0
0.4	7
0.8	27
1.2	63
1.6	55
2	55
2.4	46
2.8	42
3.2	37
3.6	19
4	17
4.4	4
4.8	8
5.2	8
5.6	6
6	6
mayor	6

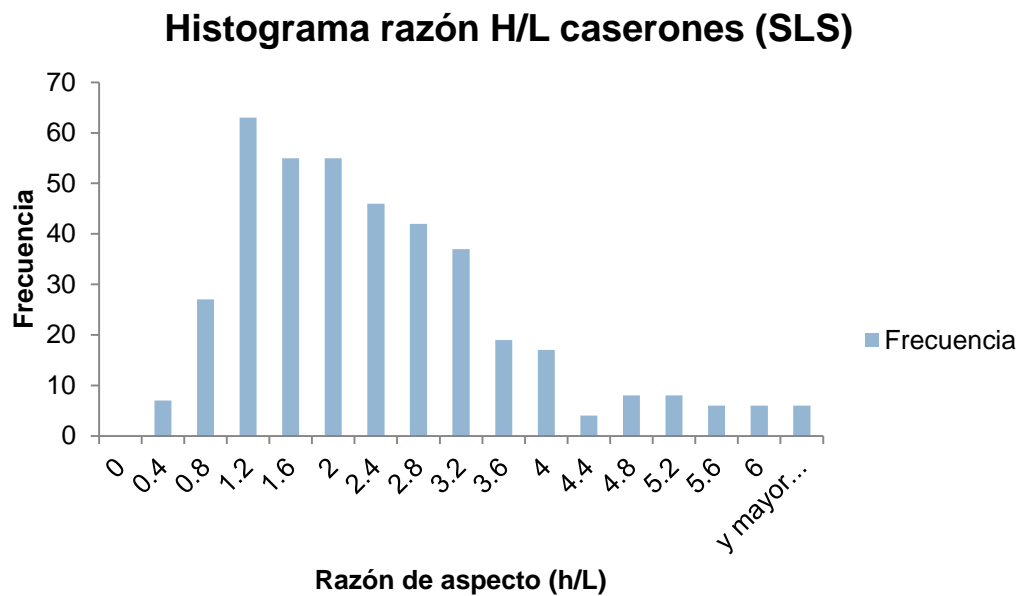


Figura 5-5. Histograma razón de aspecto caserones - Sublevel stoping.

HR	Frec.
0	0
1	0
2	1
3	23
4	36
5	89
6	151
7	121
8	65
9	25
10	7
11	8
12	8
13	7
14	2
15	11
mayor	13

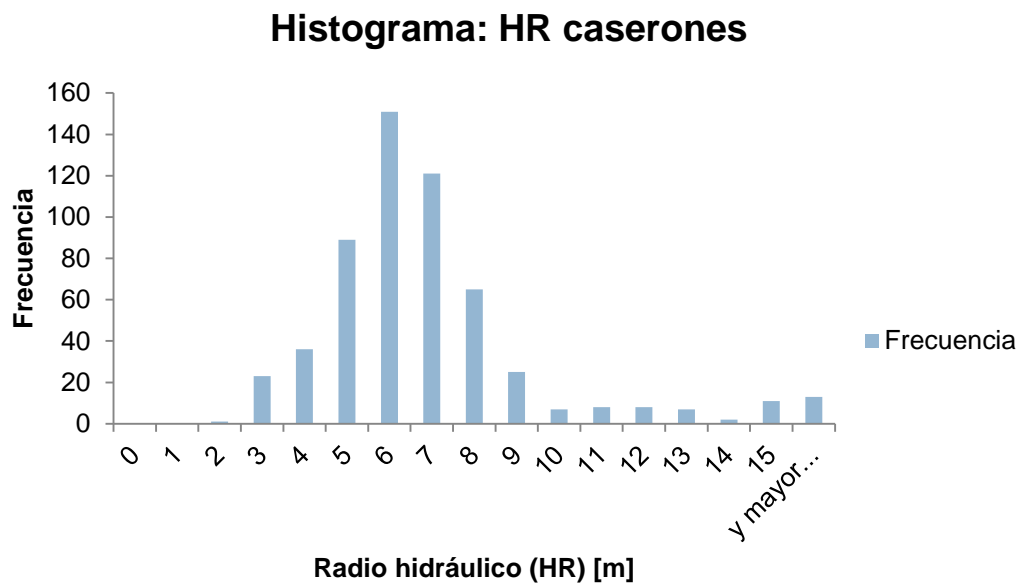


Figura 5-6. Histograma HR caserones - Sublevel stoping.

N	Frec.
0	0
5	215
10	42
15	66
20	62
25	37
30	19
35	43
40	24
45	11
50	19
55	16
60	8
65	2
70	1
mayor	17

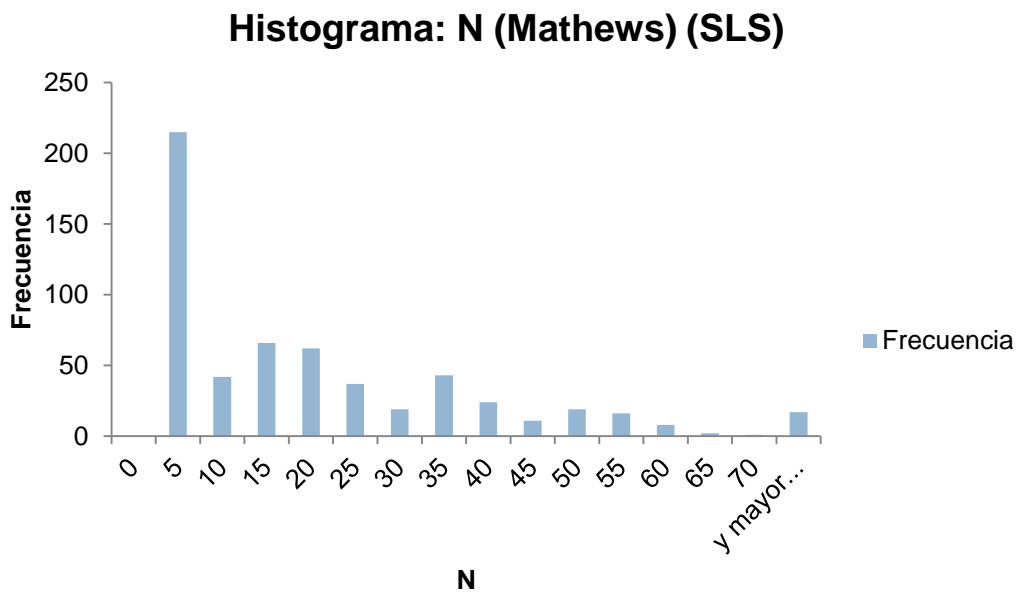


Figura 5-7. Histograma N caserones - Sublevel stoping.

Tabla 5-2. Resumen de estadística base de datos total - Sublevel Stoping (582 casos).

Parámetro	Total base de datos SLS				
	Min.	Prom.	Max.	Dsv. Est.	Dsv. Est. Rel.
Profundidad [m]	75.0	728.2	1080.0	201.6	0.3
Inclinación [°]	23.0	62.8	90.0	15.8	0.3
Ancho [m]	1.4	11.7	52.0	7.6	0.7
Largo [m]	5.5	21.1	98.0	10.7	0.5
Altura [m]	10.0	39.6	124.0	16.5	0.4
Razón de aspecto	0.4	2.3	8.0	1.4	0.6
HR [m]	1.8	6.5	25.5	2.9	0.5
Q'	0.1	5.0	33.8	7.7	1.5
N	0.3	9.5	137.5	20.3	1.1

Sumado al hecho de trabajar en exclusivo con datos asociados a Sublevel Stoping, y dado que este trabajo busca caracterizar la sobre excavación sufrida en la pared colgante producto de la conformación de zonas de relajación, para el desarrollo de las actividades posteriores sólo se trabajaron con datos de paredes colgantes. Dado la similitud geométrica, también se sumaron a la base de datos de trabajo aquellas paredes yacentes con inclinación mayor o igual a 85°.

La decisión de trabajar exclusivamente con paredes colgantes, y paredes yacentes con inclinación mayor o igual a 85°, se debe a que estas paredes son las que sufren principalmente los mecanismos físicos de desprendimiento y caída de material desde sus límites. A diferencia de las anteriores, las paredes yacentes con inclinaciones menores a 85° presentan mayor estabilidad que las paredes colgantes, debido a que la gravedad mantiene a los posibles bloques de roca trabados y sustentándose entre sí. Los mecanismos de sobre excavación de paredes yacentes son distintos a los de las paredes colgantes, y están muchas veces asociados en su totalidad a las prácticas operacionales de perforación y tronadura.

Con los filtros anteriores, la base de datos disponible se acota a 476 datos de paredes colgantes, los cuales se distribuyen en 428 casos de paredes sin soporte y 48 casos de paredes con soporte (utilizando en la mayoría de los casos cableado). En particular, y para la población antes descrita, la distribución de los valores para sobre excavación puede ser observada gráficamente en la Figura 5-8 y Figura 5-9.

Distribución de valores de HW por procedencia

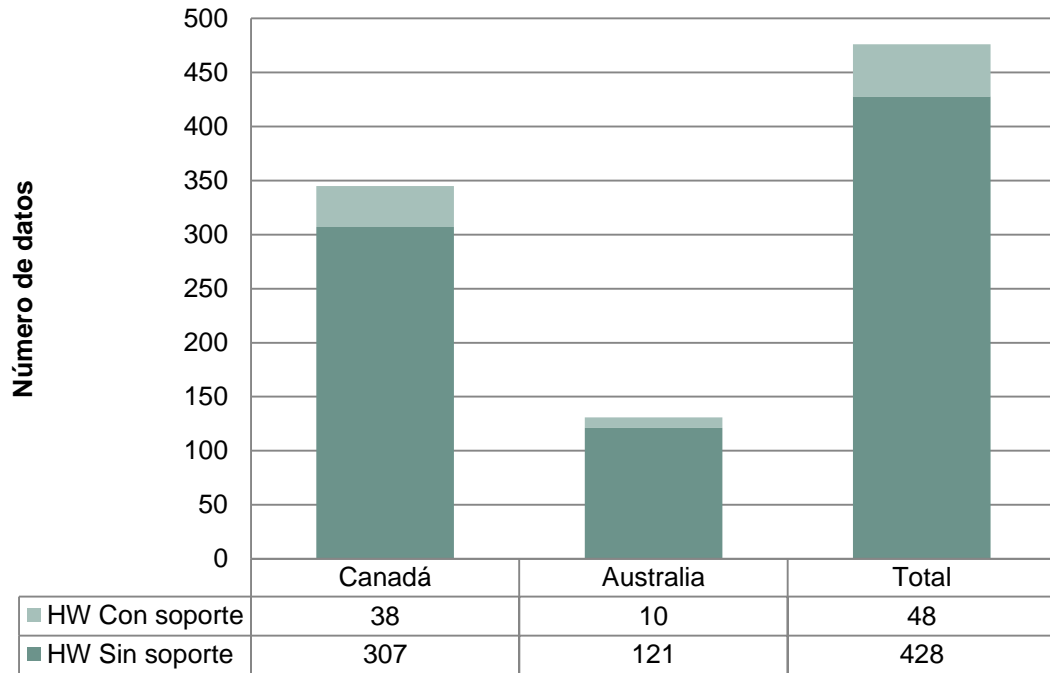


Figura 5-8. Distribución de valores de paredes colgantes por procedencia.

Distribución de valores de dilución en HW

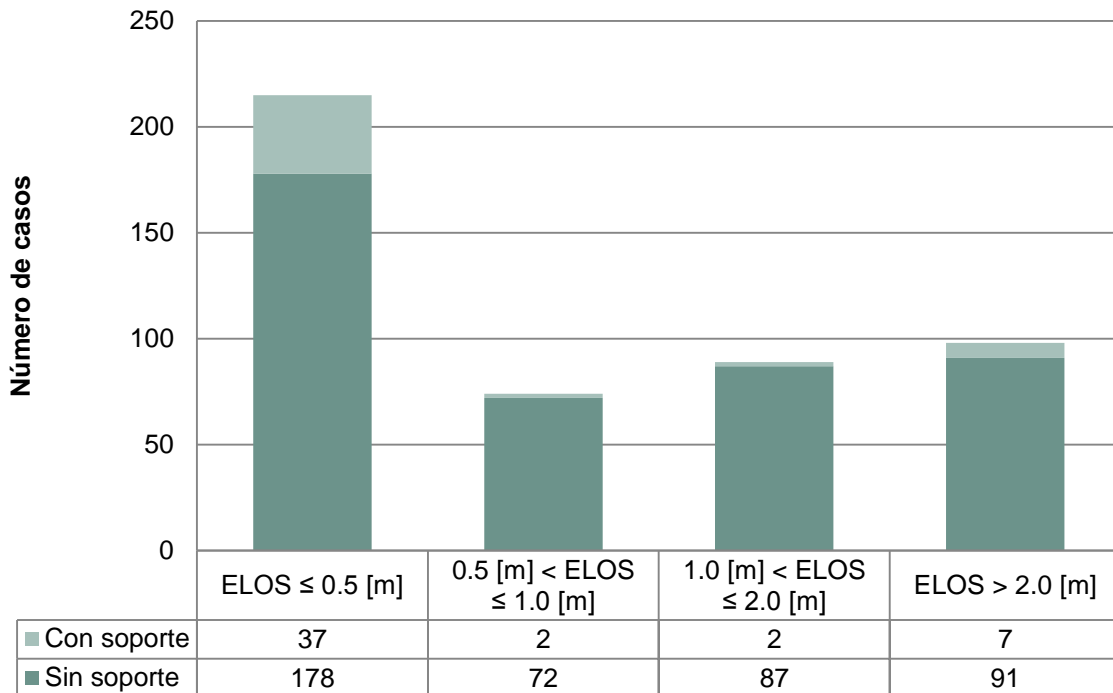


Figura 5-9. Distribución de valores de dilución en HW.

Tabla 5-3. Distribución de base de datos SLS por tramo.

Intervalo	% en base de datos SLS	% en base de datos SLS sin soporte
ELOS \leq 0.5 [m]	45.2%	41.6%
0.5 < ELOS \leq 1 [m]	15.5%	16.8%
1 < ELOS \leq 2 [m]	18.7%	20.3%
ELOS > 2 [m]	20.6%	21.3%

Como filtro adicional al tipo de pared, también se sumó la condición necesaria de ausencia de soporte o refuerzo de acuerdo al alcance de este trabajo. De esta forma se tiene que la base de datos a trabajar en la elaboración de este estudio se describe estadística como se muestra en la Tabla 5-4. Resumen de estadística base de datos total sin soporte - Sublevel Stopping (428 casos).

Tabla 5-4. Resumen de estadística base de datos total sin soporte - Sublevel Stopping (428 casos).

Parámetro	Base de datos SLS – Sin soporte o refuerzo				
	Min.	Prom.	Max.	Dsv. Est.	Dsv. Est. Rel.
Profundidad [m]	75.0	729.2	1070.0	212.0	0.3
Inclinación [°]	23.0	59.2	90.0	16.1	0.3
Ancho [m]	1.4	12.2	52.0	7.7	0.6
Largo [m]	5.5	20.4	60.0	8.4	0.4
Altura [m]	10.0	39.0	124.0	16.0	0.4
Razón de aspecto	0.4	2.3	8.0	1.4	0.6
HR [m]	1.8	6.0	21.2	2.1	0.3
Q'	0.1	4.1	33.8	7.1	1.7
N	0.3	7.5	137.5	19.2	2.6

La estadística descriptiva filtrada por procedencia de los datos, para paredes colgantes (HW) sin utilización de soporte, puede verse en las tablas siguientes. Para observar un resumen generalizado de la estadística descriptiva de toda la base de datos, ver Anexo B.

Tabla 5-5. Resumen de estadística base de datos - Canadá - Sublevel stoping (307 casos).

Parámetro	Canadá				
	Min.	Prom.	Max.	Dsv. Est.	Dsv. Est. Rel.
Profundidad [m]	75.0	778.4	1070.0	332.9	0.4
Inclinación [°]	23.0	60.9	90.0	17.2	0.3
Ancho [m]	1.4	7.2	52.0	5.8	0.8
Largo [m]	5.5	23.4	60.0	8.8	0.4
Altura [m]	10.0	33.3	124.0	13.4	0.4
Razón de aspecto	0.4	1.6	7.4	0.9	0.6
HR [m]	1.8	6.2	21.2	2.3	0.4
Q'	0.4	7.4	33.8	7.2	1.0
N	0.8	11.7	137.5	20.9	1.8

Tabla 5-6. Resumen de estadística base de datos - Australia - Sublevel stoping (121 casos).

Parámetro	Australia				
	Min.	Prom.	Max.	Dsv. Est.	Dsv. Est. Rel.
Profundidad [m]	700.0	700.0	700.0	0.0	0.0
Inclinación [°]	36.0	55.6	90.0	11.6	0.2
Ancho [m]	20.0	20.0	20.0	0.0	0.0
Largo [m]	7.0	15.0	25.0	3.1	0.2
Altura [m]	32.0	48.9	90.0	15.0	0.3
Razón de aspecto	1.6	3.4	8.0	1.3	0.4
HR [m]	3.0	5.6	7.9	0.9	0.2
Q'	0.1	1.2	6.8	1.7	1.4
N	0.3	2.4	20.7	4.3	1.8

5.2 DETERMINACIÓN DE VARIABLES SIGNIFICATIVAS PARA UN NUEVO MODELO DE SOBRE EXCAVACIÓN

Tal como se discutió en la revisión bibliográfica de modelos empíricos de dilución en caserones (CAPITULO 2), la sobre excavación ocurre debido a la conformación de zonas de relajación de esfuerzos, ubicadas preferentemente en la pared colgante. Estas zonas se caracterizan por disminuir el nivel de esfuerzos debido a la distribución local de esfuerzos en torno a la excavación, por debajo del umbral necesario para mantener cohesionados y trabados a los bloques que conforman el macizo rocoso. Ante esta disminución local de los esfuerzos confinantes, el macizo rocoso responde sobre excavándose

parcialmente o hasta hallar condiciones de arcos mecánicos estables. De esta forma, es de esperar a priori que las variables independientes que gobiernen estadísticamente la cantidad de sobre excavación sean: el tamaño de la pared colgante (HR [m]), y la calidad de macizo rocoso (Q').

A medida que aumenta el tamaño de la pared colgante, es decir aumenta el valor del radio hidráulico de la pared (HR [m]), aumenta a su vez la distancia hacia los abutments por lo que la redistribución de esfuerzos presentará una zona de relajación mayor aumentando el potencial de sobre excavación. Ahora bien, el patrón de la distribución de esfuerzos, que en definitiva delimita el volumen de la zona de relajación, no sólo depende del tamaño de la pared sino también de su forma. Esta forma puede ser expresada a través de una razón conocida como la razón de aspecto, y se define como un valor adimensional calculado como la razón entre el alto y el largo de la pared (h/L). Es así como conociendo el valor del tamaño de la pared (HR [m]) y de su forma (h/L), puede describirse por completo el patrón de la distribución de esfuerzos en torno al caserón.

En relación a la calidad de macizo rocoso, cuando se desarrollan caserones alojados en macizos rocosos muy fracturados, es de esperarse que una disminución sutil de los esfuerzos provoque desprendimientos de bloques que transgredan los límites de diseño. Este fenómeno ocurre por la relajación de las fuerzas de sujeción de los bloques, y suele localizarse en aquellas paredes que se encuentran expuestas desfavorablemente a las fuerzas de cuerpo (acción de la gravedad). De esta forma, es de esperarse que mientras menor sea la calidad de macizo rocoso, mayor sea el potencial de sobre excavación.

Considerando lo anterior, las variables independientes candidatas constituyen: el tamaño de la pared (HR [m]), la calidad de macizo rocoso expresada indirectamente a través del número de estabilidad de Mathews (N), y la forma de la pared (h/L). Debido a que este proceso se orienta hacia la actualización del modelo empírico de sobre excavación de paredes colgantes sin utilización de soporte, no se incluyen como variables el uso o no de cableado, shotcrete u otro tipo de refuerzo o soporte. Con esto en mente, se buscó identificar estadísticamente las variables significativas en la estimación de la sobre excavación.

A través de la aplicación de distintas regresiones logarítmicas del tipo mostrado en la Ecuación 13, se buscó determinar la correlación entre la sobre excavación medida (ELOS [m]) en la base de datos de SLS sin soporte y los parámetros de interés anteriormente discutidos. Se identificaron los coeficientes de correlación y los skill scores para cada realización, como información asociada al peso de la configuración de variables independientes en la estimación de la sobre excavación.

Ecuación 13. Regresión logarítmica genérica para ELOS [m].

$$ELOS [m] = a + b \cdot f(HR) + c \cdot f(N) + d \cdot f(h/L)$$

Tabla 5-7. Resumen regresiones logarítmicas, con intercepto a - Variables significativas.

Variables independientes en la función de estimación	R ²	PSS			
		ELOS ≤ 0.5 [m]	0.5 < ELOS ≤ 1 [m]	1 < ELOS ≤ 2 [m]	ELOS > 2 [m]
Log(HR), Log(N) (a = 0)	0.54	0.28	0.13	0.12	0.50
Log(HR), Log(N) (a ≠ 0)	0.27	0.29	0.10	0.19	0.53
Log(HR), Log(N), h/L (a = 0)	0.49	0.19	0.10	0.22	0.03
Log(HR), Log(N), h/L (a ≠ 0)	0.14	0.17	-0.02	0.17	0.03
Log(HR/L), Log(N) (a = 0)	0.39	0.09	0.01	-0.26	0.00
Log(HR/L), Log(N) (a ≠ 0)	0.05	0.10	-0.04	-0.02	0.00
Log(HR/h), Log(N) (a = 0)	0.42	0.14	0.07	0.07	-0.01
Log(HR/h), Log(N) (a ≠ 0)	0.05	0.07	0.01	-0.05	0.00

De la tabla anterior se aprecia que efectivamente existe correlación entre los datos de los casos históricos, el tamaño de las paredes (HR [m]) y el valor del número de estabilidad de Mathews (N). En particular, el modelo que mayor significancia adquiere es aquel en función exclusiva del tamaño de la pared (HR [m]) y del valor de N, alcanzando un R² de 0.54 y un PSS aceptable para las clases ELOS ≤ 0.5 [m] y ELOS > 2 [m] dada la dispersión de los datos. Comparativamente se aprecia que en general existe mala clasificación, dada por valores bajos de PSS. Esto ocurre debido a la dispersión propia de los datos levantados desde terreno, los que pueden verse en la Figura 5-10.

A diferencia de la correlación alta que presentan las variables de tamaño y número de estabilidad, no se observa un aumento en la correlación al añadir la razón de aspecto como variable. Si bien ésta define la forma de la zona de relajación, no se aprecie que aporte información adicional sobre la cantidad de sobre excavación.

Ahondando en el rol que cumple la razón de aspecto en la cantidad de dilución por sobre excavación medida, e ignorando la calidad del macizo rocoso, se observa que empíricamente no existe ninguna tendencia que relacione el valor de la razón de aspecto con la cantidad de sobre excavación como variable independiente (Ver Figura 5-11). A diferencia de lo anterior, observando la Figura 5-12 y la Figura 5-13 se aprecia que sí existe correlación empírica entre el aumento de la cantidad de sobre excavación con el aumento del tamaño de la excavación, como también entre la disminución de la cantidad de sobre

excavación y con el aumento del valor del número de estabilidad de Mathews (N). Debido a esto, la razón de aspecto carece de peso estadístico para la estimación de la sobre excavación y no debe incorporarse como variable independiente en el modelo.

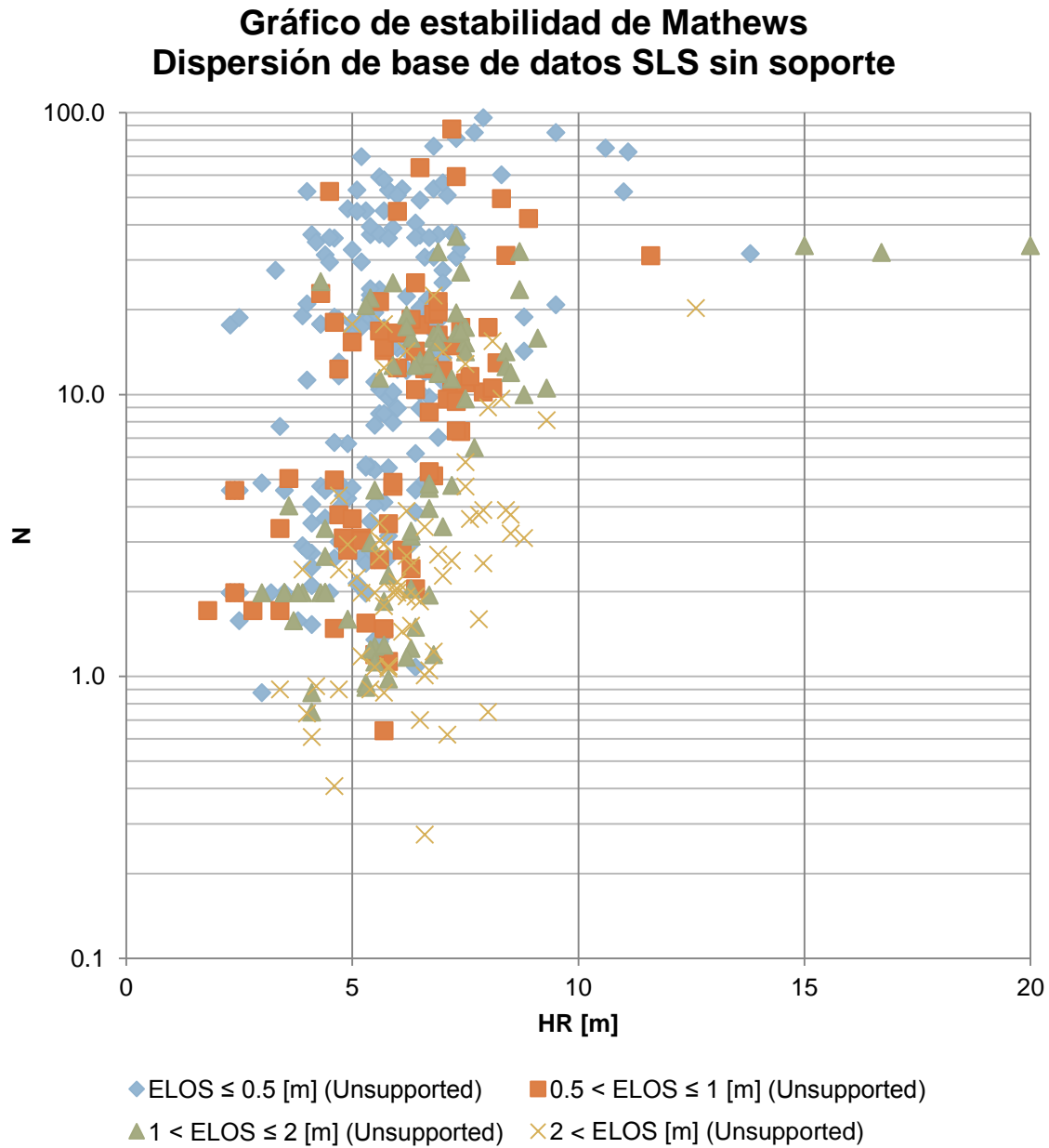


Figura 5-10. Gráfico de estabilidad de Mathews - Paredes colgantes de base de datos.

Razón de aspecto vs. sobre excavación

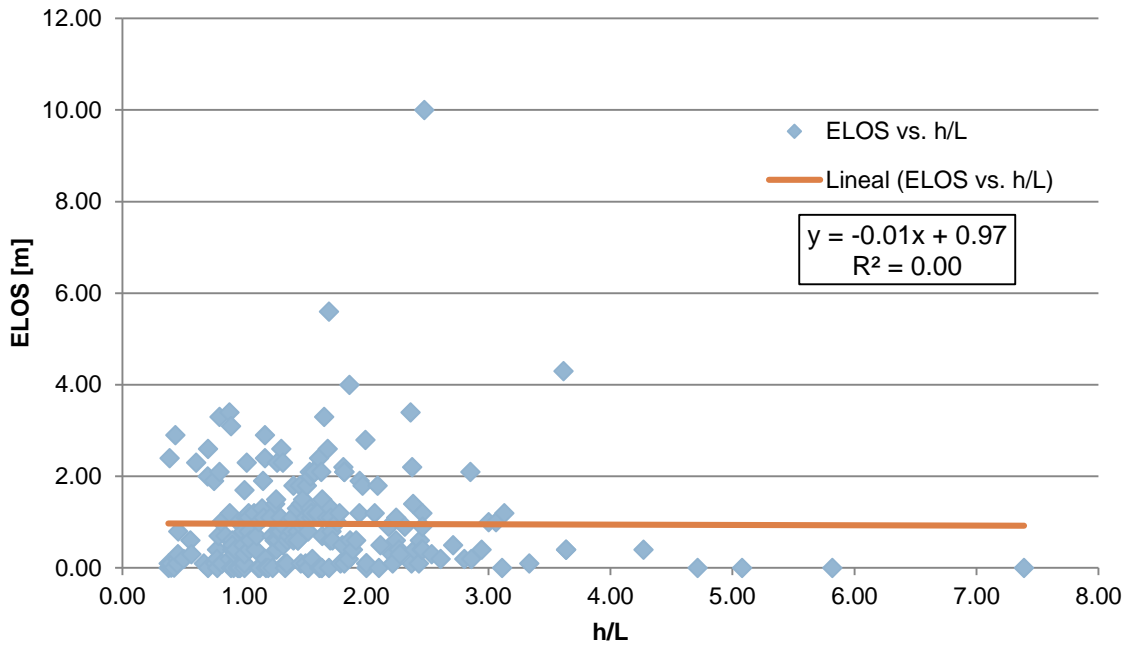


Figura 5-11. Razón de aspecto (h/L) versus sobre excavación (ELOS [m]) en base de datos SLS sin soporte.

Tamaño de la excavación vs. sobre excavación

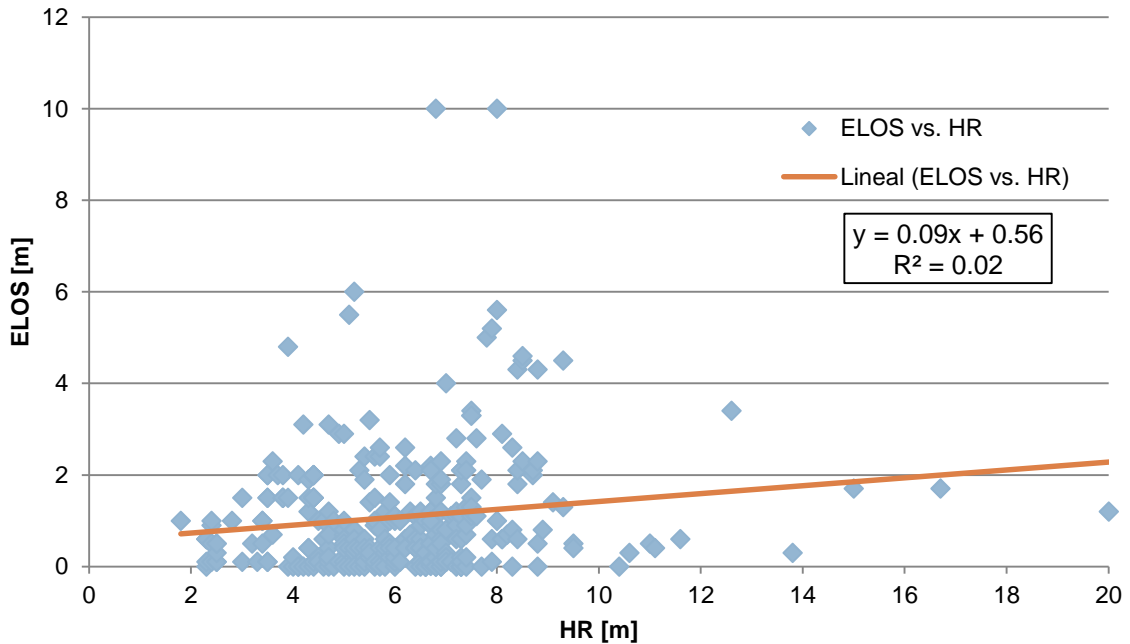


Figura 5-12. Tamaño de la excavación (HR [m]) versus sobre excavación (ELOS [m]) en base de datos SLS sin soporte.

Número de estabilidad vs. sobre excavación

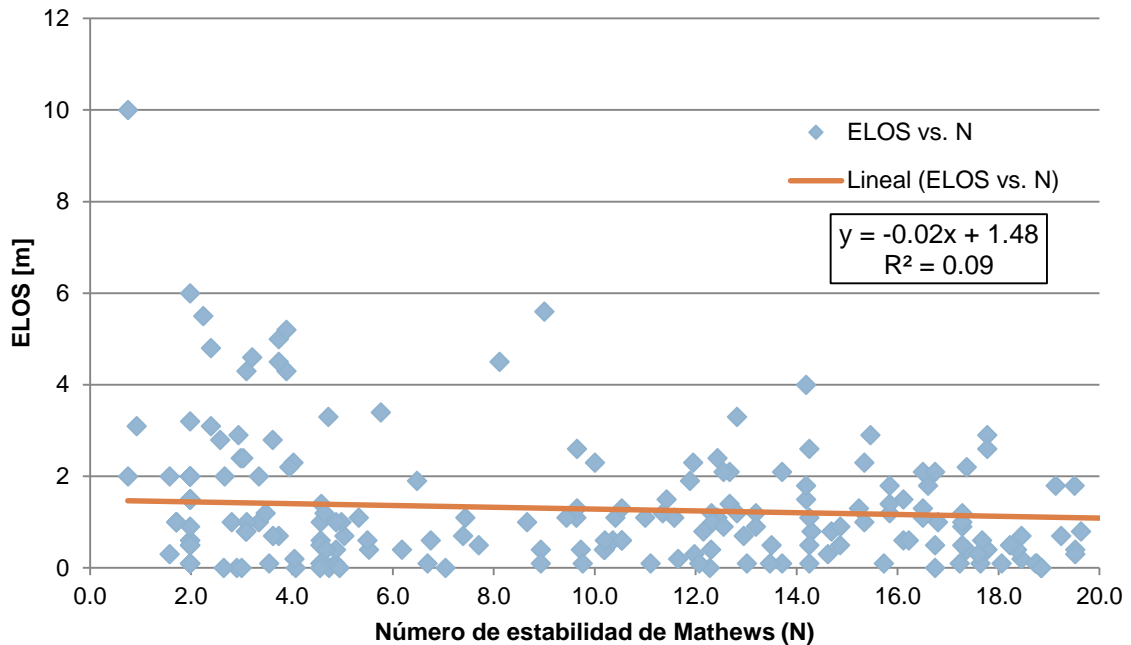


Figura 5-13. Número de estabilidad de Mathews (N) versus sobre excavación (ELOS [m]) en base de datos SLS sin soporte.

De manera de analizar más exhaustivamente el peso del tamaño de la pared (HR [m]), la forma de la pared (h/L) y el número de estabilidad (N) en la cantidad de sobre excavación, se llevaron a cabo técnicas de regresión logística para determinar los pesos de cada variable en la estimación. Así, los resultados de la regresión logística para el espacio correspondiente a la base de datos de SLS sin soporte se muestran en la Tabla 5-8, en donde se utilizaron tres valores de ELOS para analizar el peso estadístico de las variables de tamaño y número de estabilidad.

Tabla 5-8. Resultados regresión logística – Variables independientes HR, N, h/L.

Regresión logística	ELOS = 0.5 [m]	ELOS = 1 [m]	ELOS = 2 [m]
Coefficientes de ajuste			
a (Constante)	4.35	5.36	4.75
b (LOG(HR))	-9.01	-8.73	-7.29
c (LOG(N))	2.19	1.99	2.55
d (LOG(h/L))	-0.44	-0.40	0.51
Estadístico de Wald			
Constante	8.84	12.83	8.73
HR	22.29	20.32	11.43
N	21.39	16.58	15.13
h/L	0.39	0.26	0.22
Significancia			
Constante	0.00	0.00	0.00
HR	0.00	0.00	0.00
N	0.00	0.00	0.00
h/L	0.53	0.61	0.64
Estadística regresión			
% total de clasificación	68.6%	71.9%	85.2%
R ² Cox y Snell	0.20	0.17	0.11
R ² Nagelkerke	0.27	0.23	0.19

Mediante la aplicación de las técnicas de regresión logística se puede apreciar nuevamente que, si bien la correlación es baja, se presentan como variables significativas el tamaño de la pared (HR [m]) y el número de estabilidad (N). Al tener significancia menor a 0.05 se rechaza la hipótesis nula que asume que el coeficiente que acompaña a dichas variables sea cero, y por ende, estadísticamente presenta peso en la estimación, ocurriendo lo mismo con el estadístico de Wald.

Distinto es el escenario de la variable de razón de aspecto (h/L), que presenta una significancia mayor a 0.05 en todas las guías desarrolladas. Esto reafirma la carencia de peso estadístico de esta variable en la estimación de la dilución por sobre excavación, de primera instancia observada en las regresiones logarítmicas.

De esta forma, los principales parámetros para la construcción de un modelo de dilución por sobre excavación, de carácter empírico, corresponden al tamaño de la pared colgante representado por el radio hidráulico (HR [m]), y la calidad de macizo rocoso, representada indirectamente a través del número de estabilidad de Mathews (N). Adicionalmente, y ante la falta de evidencia empírica en la base de datos actual, no pueden determinarse guías de

estimación que incluyan la forma de la excavación (h/L) en su formulación, sino sólo su tamaño (HR [m]).

5.3 NUEVO MODELO DE SOBRE EXCAVACIÓN

En la actualización de las guías de estimación a la nueva base de datos, se aplicaron técnicas de regresión logarítmica y de regresión logística binomial a los datos correspondientes a la base de datos SLS sin utilización de soporte. Dado el análisis de variables significativas, para todos los modelos se asumieron como variables independientes el radio hidráulico (HR [m]) y el número de estabilidad de Mathews (N). Ambos resultados son presentados en sus metodologías y resultados, para luego ser comparados en relación a su desempeño en la clasificación de los casos.

5.3.1 REGRESIÓN LOGARÍTMICA

Se realizaron distintas regresiones probando distintas configuraciones de las variables independientes. El mejor factor de correlación lineal R^2 se logró con la regresión en base logarítmica (LOG_{10}) que presenta una combinación lineal del radio hidráulico (HR [m]) y número de estabilidad de Mathews (N) a intersección cero, tal como se muestra en la Tabla 5-9 y se aprecia gráficamente en la Figura 5-14.

Tabla 5-9. Resumen regresión logarítmica – Base de datos total.

Regresión logarítmica – Base de datos total		
Coefficiente de correlación múltiple	73.4%	
Coefficiente de determinación R^2	53.9%	
R^2 ajustado	53.6%	
Error típico	1.58	
Observaciones	428	
	Coefficientes	Error típico
Intersección	0.00	-
Log(HR)	4.01	0.20
Log(N)	-1.87	0.15

Guías de estimación de sobre excavación (ELOS) Regresión Logarítmica

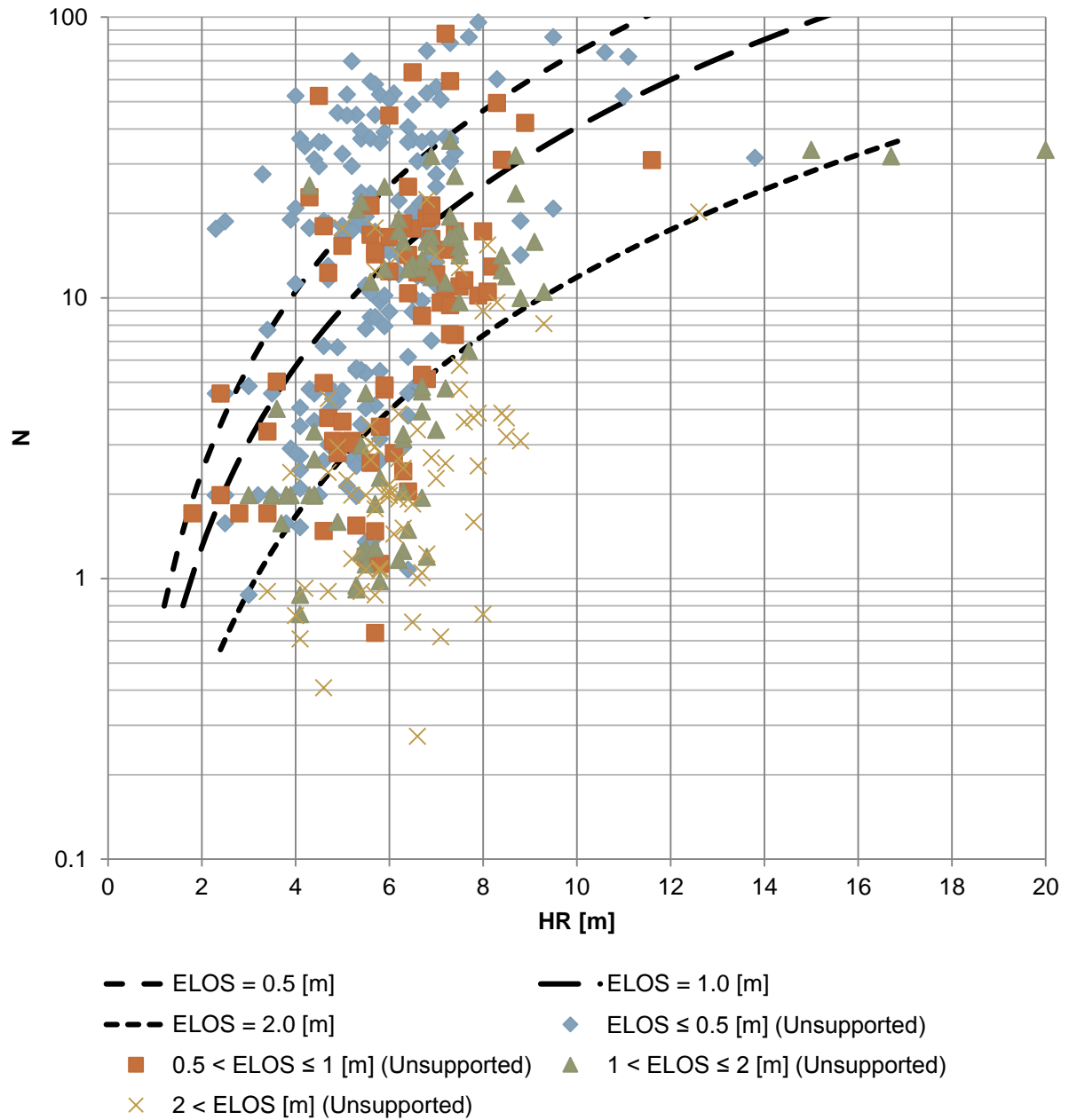


Figura 5-14. Guías de estimación de sobre excavación - Regresión logarítmica.

5.3.2 REGRESIÓN LOGÍSTICA

Los resultados de la regresión logística para el espacio correspondiente a la base de datos SLS sin utilización de soporte, se muestran en la Tabla 5-10.

Tabla 5-10. Resultados regresión logística.

Regresión logística	ELOS = 0.5 [m]	ELOS = 1 [m]	ELOS = 2 [m]
Coefficientes de ajuste			
a (Constante)	2.294	4.304	5.695
b (LN(HR))	-2.712	-3.473	-3.77
c (LN(N))	0.994	1.111	1.234
Estadístico de Wald			
Constante	12.32	31.71	38.35
HR	40.23	50.68	41.31
N	72.74	80.09	66.21
Estadística regresión			
% total de clasificación	69.4%	73.6%	82.2%
R ² Cox y Snell	0.224	0.264	0.224
R ² Nagelkerke	0.302	0.355	0.348

Con esto, el formulismo para establecer las guías de estimación gráfica que separen las poblaciones de isoprobabilidad de sobre excavación, queda definido según las formas presentadas en la Tabla 5-11.

Tabla 5-11. Fórmulas de guías de estimación de dilución.

Función ELOS	Ecuación
ELOS = 0.5 [m]	$\ln\left(\frac{p_1}{1-p_1}\right) = 2.294 - 2.712 \cdot \ln(HR) + 0.994 \cdot \ln(N)$
ELOS = 1 [m]	$\ln\left(\frac{p_2}{1-p_2}\right) = 4.304 - 3.473 \cdot \ln(HR) + 1.111 \cdot \ln(N)$
ELOS = 2 [m]	$\ln\left(\frac{p_3}{1-p_3}\right) = 5.695 - 3.770 \cdot \ln(HR) + 1.234 \cdot \ln(N)$

El modelo propuesto queda en función de la probabilidad de acierto (p_i). Para determinar la probabilidad óptima, se utilizó un análisis de matriz de contingencia (ROC) (Fawcett, 2006) para determinar qué probabilidad maximiza la clasificación del conjunto de la muestra. La optimización buscó encontrar los valores máximos para la métrica PSS (Heidke, 1926, Peirce, 1884) de la matriz de contingencia para cada clase. Se hicieron pruebas incluyendo: la misma probabilidad para las tres guías $p_1 = p_2 = p_3 = p$; y probabilidades distintas para cada guía, $p_1 \neq p_2 \neq p_3$.

Para la optimización de la métrica PSS, se definieron cuatro clases que pueden verse en la Tabla 5-12. La mejor solución se encontró con una misma

probabilidad $p = 0.619$, alcanzado un PSS de 0.34, 0.07, 0.10 y 0.51 para cada clase. En donde nuevamente se aprecia buen desempeño para las clases con sobre excavación menor a 0.5 [m] y mayor a 2 [m], y mal desempeño para las clases intermedias debido a la dispersión de los datos.

Tabla 5-12. Resultados optimización PSS - Regresión logística.

Clase	p	PSS	ACC
$ELOS \leq 0.5$ [m]	0.619	0.34	0.71
$0.5 < ELOS \leq 1$ [m]	0.619	0.07	0.66
$1 < ELOS \leq 2$ [m]	0.619	0.10	0.66
$ELOS > 2$ [m]	0.619	0.51	0.82

Guías de estimación de sobre excavación (ELOS) Regresión Logística

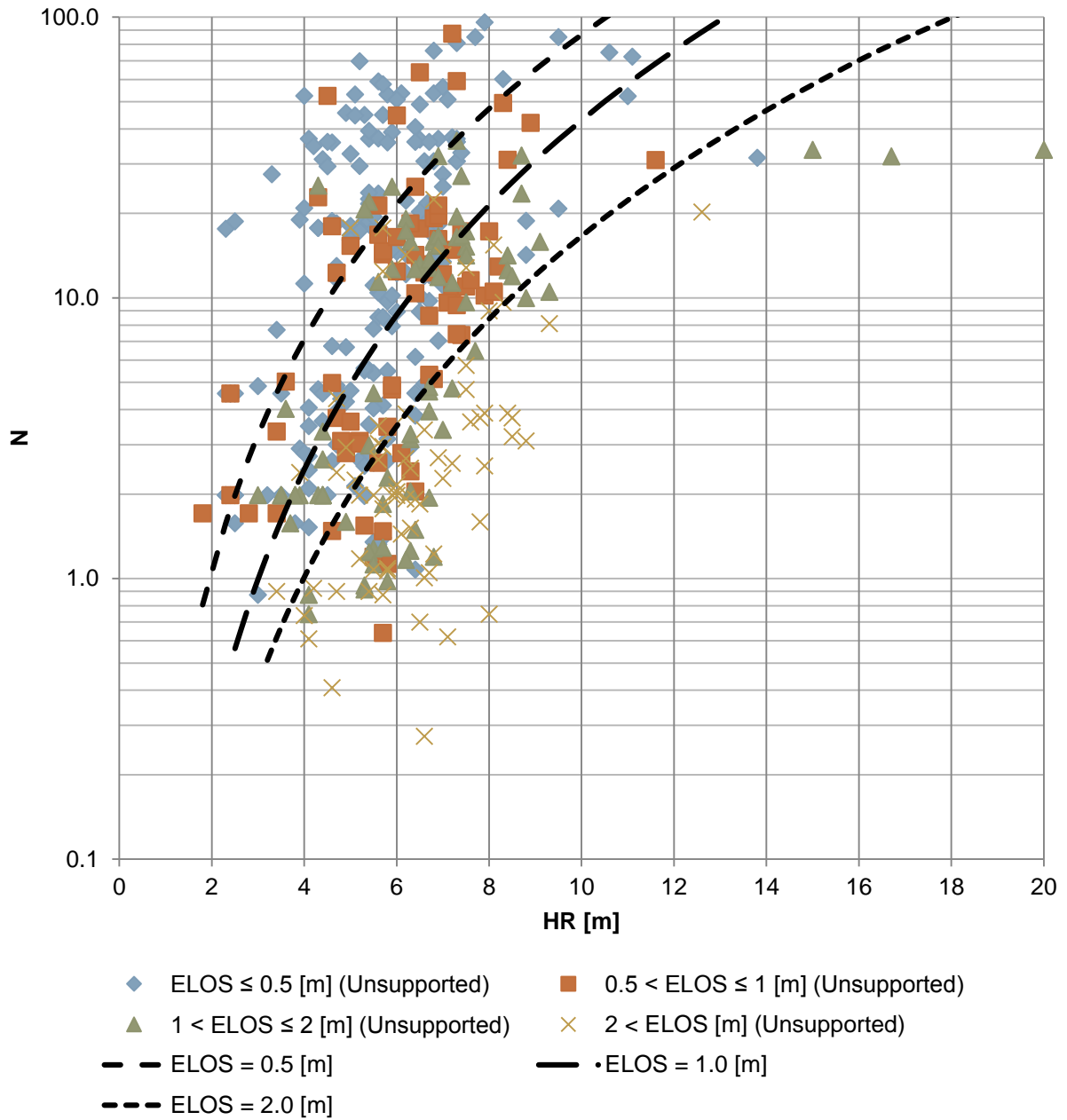


Figura 5-15. Guías de estimación de sobre excavación - Regresión logística

5.4 ANÁLISIS DE DESEMPEÑO DE MODELOS DE DILUCIÓN

La utilización de skill scores como índices de la calidad de la clasificación de los modelos de dilución supera la barrera de la correlación lineal (R^2), debido a que unifica el análisis comparativo de los distintos modelos. Si bien el coeficiente de correlación (R^2) para la regresión logarítmica y el R^2 de Nagelkerke para la regresión logística representan la misma medida, no pueden ser comparados bajo la misma escala ya que sus métodos de cálculo difieren. De esta forma, para complementar el análisis y no sólo dirimir en términos de correlación lineal (R^2) de los datos, se llevó a cabo nuevamente un análisis de clasificación a través del cálculo de métricas.

El análisis de desempeño aquí presentado, busca revisar el desempeño de modelos ya establecidos y compararlos con los modelos nuevos encontrados en la sección anterior. Debido a que las variables independientes utilizadas en cada modelo difieren, sólo analizándolos en términos del desempeño de su clasificación se puede utilizar una escala común, y lograr diferenciar aquellos de buen desempeño.

5.4.1 REVISIÓN DE MODELO DE PAKALNIS (1993)

Pakalnis estima la cantidad de dilución volumétrica en función de la clasificación de macizo rocoso por RMR_B , el tamaño de la excavación HR [m] y el ritmo de producción.

Esta metodología fue probada en la nueva base de datos de manera de descartar correlaciones volumétricas en guías de estimación, producto de la distorsión que provoca el valor del ancho del caserón en este tipo de medida. De esta forma se parametrizaron las guías de Pakalnis (1993) correspondientes a caserones aislados (Figura 2-6 Isolated Stopes) y fueron analizadas en primera instancia, en términos de su correlación lineal, con los datos de la base de datos de SLS que tenían información del RMR_B , siendo en total 188 datos.

Tabla 5-13. Resultados regresión metodología Pakalnis para caserones aislados (1993).

Modelo Pakalnis (1993)	
Correlación modelo con nueva base de datos	
Coefficiente de correlación múltiple	21.2%
Coefficiente de determinación R²	4.5%
Error típico	18.5
Observaciones	188

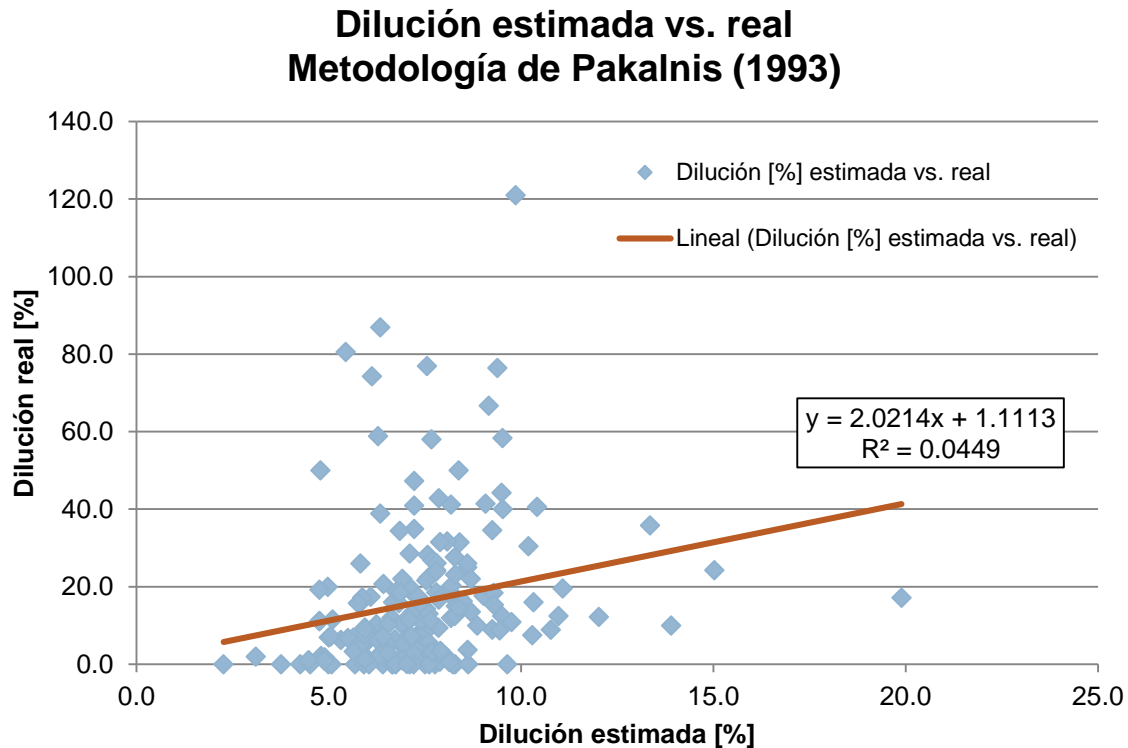


Figura 5-16. Dilución estimada vs. dilución real en metodología de Pakalnis (1993).

Se observa que el coeficiente de correlación (R^2) es bajo. Esto quiere decir que la dispersión de los datos de dilución en unidad volumétrica [m^3], no logra ser explicada por la metodología de Pakalnis.

Adicionalmente, técnicas de regresión elaboradas sobre la cuantificación volumétrica de la dilución sobre la nueva base de datos, arrojaron valores de correlación menores que las regresiones sobre medidas de sobre excavación lineal (ELOS). Por lo que este método se descarta de estudios adicionales de desempeño.

5.4.2 REVISIÓN DE MODELO DE CLARK (1998)

Las guías de estimación de Clark (1998) fueron creadas bajo juicio ingenieril y por ajuste visual, y posteriormente revisadas mediante la realización de regresiones lineales y regresiones logísticas. A modo de ver la correlación que estas curvas tienen con respecto al nuevo escenario de la base de datos de SLS, se superpusieron las curvas de Clark (1998) a la nueva base de datos, lo que puede verse en la Figura 5-17.

Para medir la representatividad de las guías de Clark, estas fueron parametrizadas para posteriormente elaborar un modelo de regresión logarítmico para contrastar su correlación con la base de datos de SLS. Esta información puede verse en la Tabla 5-14.

Al parametrizar las curvas de Clark como modelo logarítmico con un 92.4% de correlación, se compararon los valores estimados y reales de la dilución para la base de datos total de SLS. Con esto se obtuvo un coeficiente de determinación (R^2) del 27.2% en el mejor caso. Esta baja correlación se debe al sesgo que incorpora Clark al definir a pulso las guías de estimación de dilución, y en efecto justifica la necesidad de elaborar nuevas guías de estimación.

Tabla 5-14. Resultados regresión logarítmica Clark.

Parametrización Modelo de Clark (1998)		
Coefficiente de correlación múltiple	96.3%	
Coefficiente de determinación R^2	92.73%	
R^2 ajustado	92.36%	
Error típico	0.18	
Observaciones	42	
	Coefficientes	Error típico
Intersección	-1.05	0.15
Log(HR)	5.37	0.26
Log(N')	-2.66	0.12
Correlación modelo con nueva base de datos		
Coefficiente de correlación múltiple	52.17%	
Coefficiente de determinación R^2	27.21%	
Error típico	1.61	
Observaciones	476	

Guías de estimación de sobre excavación de Clark (1998)

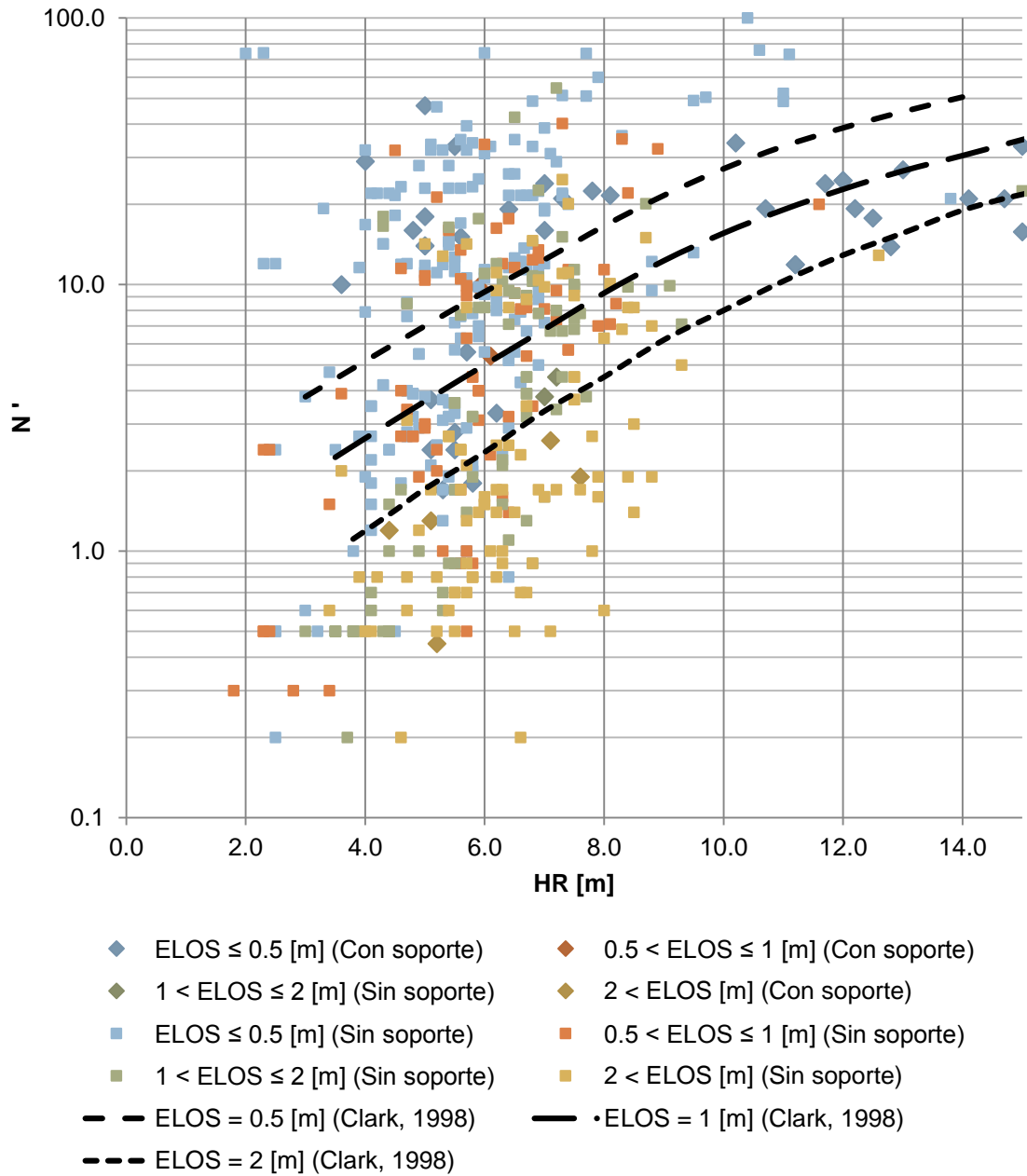


Figura 5-17. Superposición de curvas de Clark a nueva base de datos.

5.4.3 DESEMPEÑO COMPARATIVO ENTRE NUEVAS MODELOS DE SOBRE EXCAVACIÓN Y MODELO DE CLARK (1998)

Para ambas regresiones postuladas anteriormente, y sumando también las curvas de Clark (1998), se compararon los distintos skill scores calculados para la clasificación de cada conjunto de guías. De esta forma se tiene noción del desempeño de cada conjunto de guías en la correcta clasificación de la base de datos de SLS.

Para llevar a cabo el análisis de desempeño, se definieron cuatro clases para cada modelo, cuyos respectivos estados para el cálculo de métricas se distribuyeron según lo muestra la Tabla 5-15.

Tabla 5-15. Definición de clases y estados para análisis de desempeño.

Estado positivo		Estado negativo	
ELOS \leq 0.5 [m]		ELOS $>$ 0.5 [m]	
0.5 $<$ ELOS \leq 1 [m]	ELOS \leq 0.5 [m] ^ ELOS $>$ 1.0 [m]		
1 $<$ ELOS \leq 2 [m]	ELOS \leq 1.0 [m] ^ ELOS $>$ 2.0 [m]		
ELOS $>$ 2 [m]	ELOS \leq 2.0 [m]		

Los resultados del análisis de desempeño por métricas de clasificación pueden verse de forma resumida en la tabla Tabla 5-16 y por completo en el Anexo C.

Tabla 5-16. Resultados desempeño guías de estimación.

Clase	Modelo nuevo R. Logarítmica		Modelo nuevo R. Logística		Modelo de Clark (1998)	
	PSS	HSS	PSS	HSS	PSS	HSS
ELOS \leq 0.5 [m]	0.28	0.31	0.34	0.36	0.35	0.36
0.5 $<$ ELOS \leq 1 [m]	0.13	0.13	0.07	0.06	-0.02	-0.02
1 $<$ ELOS \leq 2 [m]	0.12	0.09	0.10	0.08	-0.04	-0.03
ELOS $>$ 2 [m]	0.50	0.44	0.51	0.48	0.49	0.42

Se observa claramente en la tabla comparativa que las guías propuestas por Clark (1998) presentan el menor desempeño entre todos los modelos estudiados. Para las clases 0.5 $<$ ELOS \leq 1 [m] y 1 $<$ ELOS \leq 2 [m] que representan el 34.2% de la base de datos de SLS, el valor de la métrica PSS denota que el modelo de Clark se comporta casi como un estimador aleatorio, por lo que su validez se ve comprometida.

En relación a los nuevos modelos de dilución, se observa que tanto para la regresión logarítmica como para la regresión logística el valor de la métrica PSS es similar entre las distintas clases.

Tanto para la clase $ELOS \leq 0.5$ [m] como para la clase $ELOS > 2$ [m] se tienen valores cercanos de PSS para ambos modelos nuevos propuestos, con un valor levemente mayor para la regresión logística. Si bien estos valores no son los óptimos, dada la dispersión de los datos, son los mayores obtenidos por los modelos estudiados para estas dos clases que en conjunto representan el 62.9% de la base de datos de SLS sin soporte.

No obstante, el factor determinante lo representan las clases intermedias cuyos valores de dilución fluctúan entre $0.5 < ELOS \leq 2$ [m]. Esta clase es de gran importancia ya que representa el 37.1% y corresponde a la zona de mayor variabilidad y dispersión. Para la regresión logística estas clases presentan índices de clasificación menores que para la regresión logarítmica, incluso cayendo bajo el 10% para la clase $0.5 < ELOS \leq 1$ [m]. Dada la importancia de esta zona media, los valores de PSS del modelo en base a regresión logarítmica se presentan más aceptables que el modelo en base a regresión logística.

En este sentido, las guías establecidas mediante regresión logarítmica no sólo presentan mayor correlación con la base de datos en base al coeficiente de correlación lineal (R^2), sino que también presentan índices de clasificación más aceptables para los tramos medios que la regresión logística, uniformizando de mejor forma el desempeño global del modelo para todo el rango de valores de dilución de la base de datos.

Base de datos adicional

Mediante la visita en terreno a dos faenas Chilenas participantes del proyecto INNOVA CHILE – CORFO 11IDL2 10630 se pudo levantar una base de datos, cuyos resultados de geometría, número de estabilidad y dilución fueron procesados y tabulados (Molina, 2013).

La base de datos consta de 38 casos de paredes colgantes provenientes de dos minas Chilenas distintas, cuya distribución gráfica puede apreciarse en la Figura 5-18. De estos datos 20 corresponden a la clase $ELOS \leq 0.5$ [m], 12 a la clase $0.5 < ELOS \leq 1$ [m], 5 a la clase $1 < ELOS \leq 2$ [m] y 1 dato a la clase $ELOS > 2$ [m].

Utilizando esta base de datos de casos adicionales, y siguiendo la misma metodología anterior se procedió nuevamente a evaluar el desempeño de los modelos propuestos mediante métricas de clasificación, lo que puede observarse en la Tabla 5-17.

Base de datos adicional Modelo actualizado de dilución

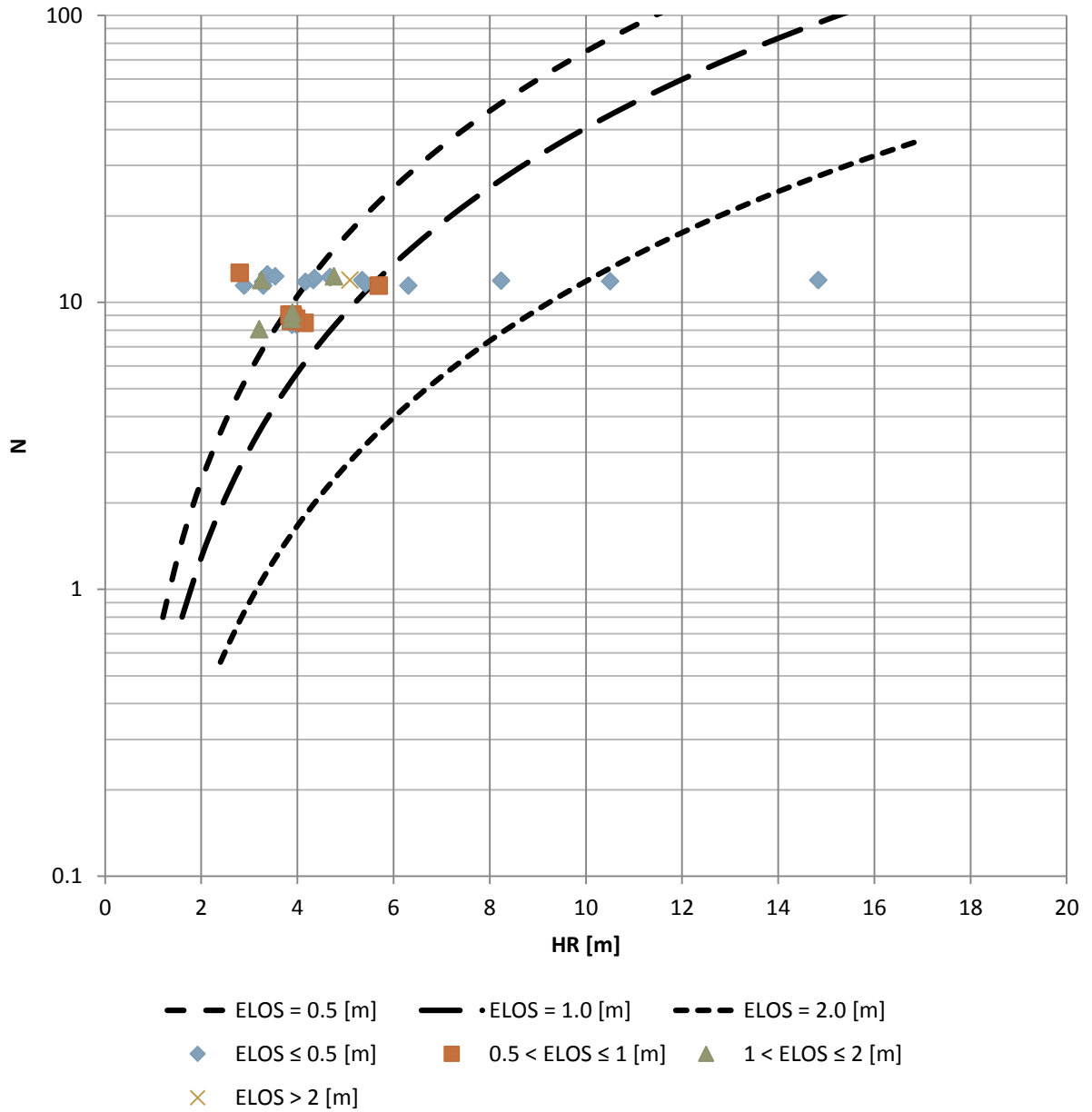


Figura 5-18. Base de datos adicional - Análisis de desempeño de modelos.

Tabla 5-17. Resultados desempeño guías de estimación - Base de datos adicional.

Clase	Modelo nuevo R. Logarítmica		Modelo nuevo R. Logística		Modelo de Clark (1998)	
	PSS	HSS	PSS	HSS	PSS	HSS
ELOS ≤ 0.5 [m]	0.18	0.18	-0.08	-0.09	-0.09	-0.09
0.5 < ELOS ≤ 1 [m]	0.19	0.13	-0.28	-0.28	-0.24	-0.25
1 < ELOS ≤ 2 [m]	-0.13	-0.14	-0.06	-0.09	-0.06	-0.09
ELOS > 2 [m]	-0.05	-0.04	-0.05	-0.04	-0.05	-0.04

De aquí se observa que, dada la distribución de los pocos valores de la base de datos adicional, los valores de los modelos como clasificadores son bastante pesimistas. Aun así, comparativamente quien representa mejor desempeño es el modelo de regresión logarítmica.

La mala clasificación de los datos se debe a que la mayoría de los casos de sobre excavación de la base de datos adicional está asociada a daño por tronadura. Este tipo de sobre excavación no es comparable a aquella causada por la relajación de la pared. Esto es evidencia e incentivo a la generación de modelos empíricos Chilenos, ya que el aquí propuesto muestra propensión a las condiciones de sitio Canadienses y Australianas a las que fue calibrado.

5.5 PRESENTACIÓN DE NUEVO MODELO PARA LA ESTIMACIÓN EMPÍRICA DE SOBRE EXCAVACIÓN

El nuevo modelo de sobre excavación presenta guías de estimación gráfica actualizadas, cuya formulación se presenta en la Tabla 5-18 y se muestra gráficamente en la Figura 5-19.

Este modelo alcanza un R² 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 5-18. Guías de estimación de sobre excavación actualizadas.

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

Modelo de dilución actualizado Nuevas guías de estimación de sobre excavación

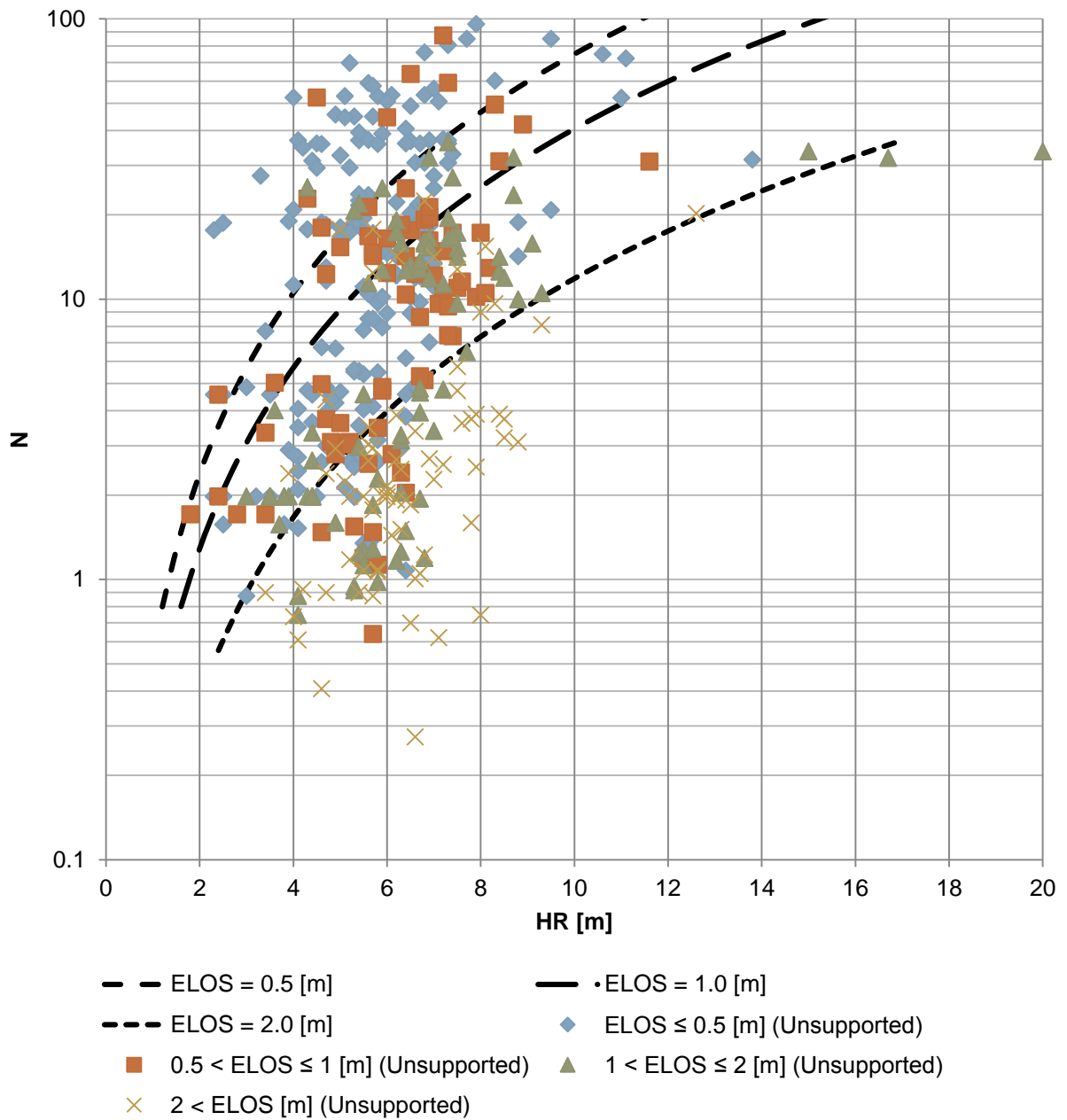


Figura 5-19. Guías de estimación actualizadas.

5.5.1 GUÍAS DE ESTIMACIÓN POR PROCEDENCIA DE DATOS

Desagregando la base de datos de SLS sin soporte, de acuerdo a la procedencia de cada dato, se presentan las mismas guías de estimación pero esta vez por país y por clase. Esto será útil a posteriori, para determinar supuestos para el modelamiento numérico de acuerdo a las condiciones de sitio de cada lugar en particular (Ver CAPITULO 6).

Tabla 5-19. Ecuaciones por procedencia - Guías de estimación ELOS = 0.5 [m]

ELOS = 0.5 [m]	Ecuación
Total	$N = 10^{\frac{0.5-4.01 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-1.87}}$
Canadá	$N = 10^{\frac{0.5-3.67 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-1.60}}$
Australia	$N = 10^{\frac{0.5-4.52 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-3.13}}$

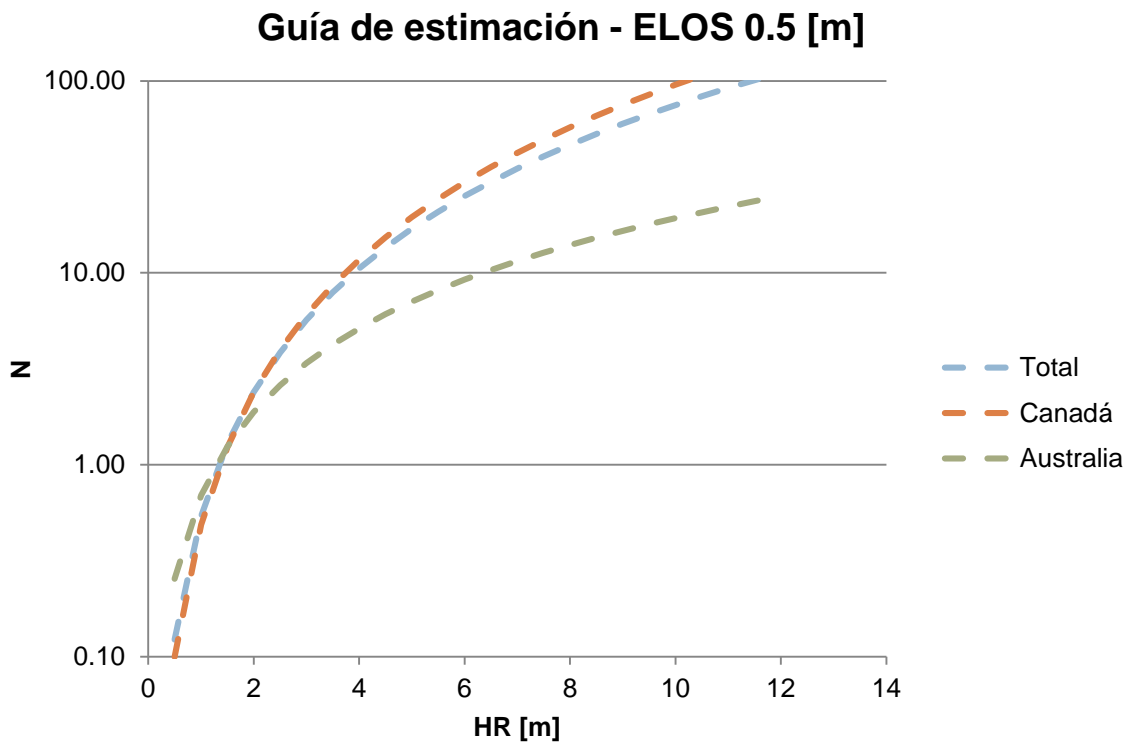


Figura 5-20. Guía de estimación por procedencia - ELOS = 0.5 [m]

Tabla 5-20. Ecuaciones por procedencia - Guías de estimación ELOS = 1.0 [m]

ELOS = 1.0 [m]	Ecuación
Total	$N = 10^{\frac{1.0-4.01 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-1.87}}$
Canadá	$N = 10^{\frac{1.0-3.67 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-1.60}}$
Australia	$N = 10^{\frac{1.0-4.52 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-3.13}}$

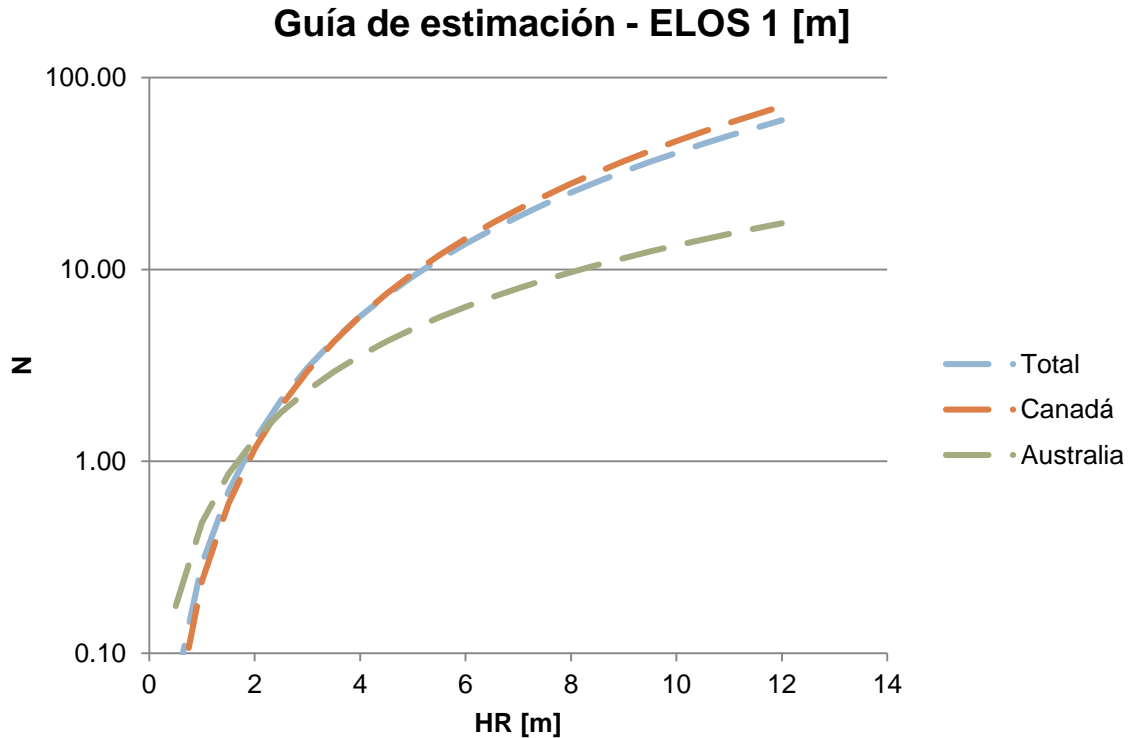


Figura 5-21. Guía de estimación por procedencia - ELOS = 1.0 [m]

Tabla 5-21. Ecuaciones por procedencia - Guías de estimación ELOS = 2.0 [m]

ELOS = 2.0 [m]	Ecuación
Total	$N = 10^{\frac{2.0-4.01 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-1.87}}$
Canadá	$N = 10^{\frac{2.0-3.67 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-1.60}}$
Australia	$N = 10^{\frac{2.0-4.52 \cdot \text{LOG}(\text{HR})}{-3.13}}$

Guía de estimación - ELOS 2 [m]

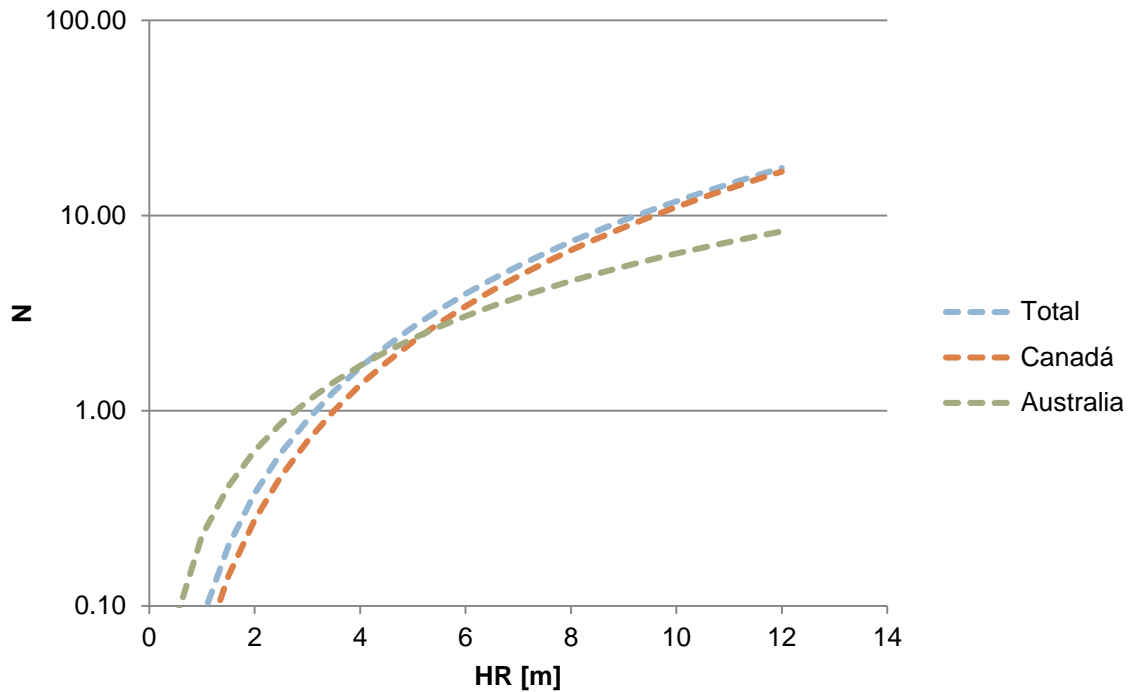


Figura 5-22. Guía de estimación por porcentancia - ELOS = 2.0 [m]

De esta separación por procedencia en la base de datos de SLS sin soporte, puede apreciarse que la curva Canadiense es muy similar a la curva total. Esto es debido al peso que tienen en volumen la cantidad de datos provenientes de Canadá (307 datos, 71.7%) en relación a los provenientes de Australia (121 datos, 28.3%).

El coeficiente de correlación R^2 de Australia presenta un valor de 0.53 mientras que para Canadá es de 0.56, por lo que las regresiones por separado continúan con buena correlación.

CAPITULO 6

MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA SOBRE EXCAVACIÓN

Para el trabajo numérico de este capítulo y en adelante, sólo se utilizó la base de datos Canadiense de SLS sin soporte. Esta decisión se fundamenta debido a que los datos de origen Australiano, provistos en su totalidad por Capes (2009), carecen de información asociada a la resistencia y respuesta elástica del macizo rocoso, por lo que no fue posible incorporarlos al proceso de modelamiento numérico.

Sin embargo, dada la similitud de la conducta empírica de los datos Canadienses con respecto a la base de datos total (Figura 5-20, Figura 5-21 y Figura 5-22), modelar numéricamente estos datos y no incorporar los datos Australianos sí permite representar de manera general la base muestral de casos históricos de SLS sin soporte.

6.1 METODOLOGÍA INICIAL

En primera instancia se estudiaron los criterios presentados en la revisión de modelos numéricos del Capítulo 3 ($\sigma_3 \leq 0$, $\sigma_3 \leq \sigma_t$ y $p \leq \sigma_t$), de manera de observar su conducta y representatividad en relación a la muestra de casos históricos unificada previamente.

Para este efecto y utilizando la base de datos de paredes colgantes sin refuerzo de origen Canadiense, se creó una grilla con 56 puntos equidistantes en el gráfico de estabilidad de Mathews, que cubren el 92.5% del rango de la base de datos en términos del radio hidráulico (HR [m]), y el número de estabilidad de Mathews (N).

De esta forma, y para cada punto definido mediante el par ordenado (HR, N), se tiene información referente a la geometría y calidad de macizo rocoso a modelar numéricamente.

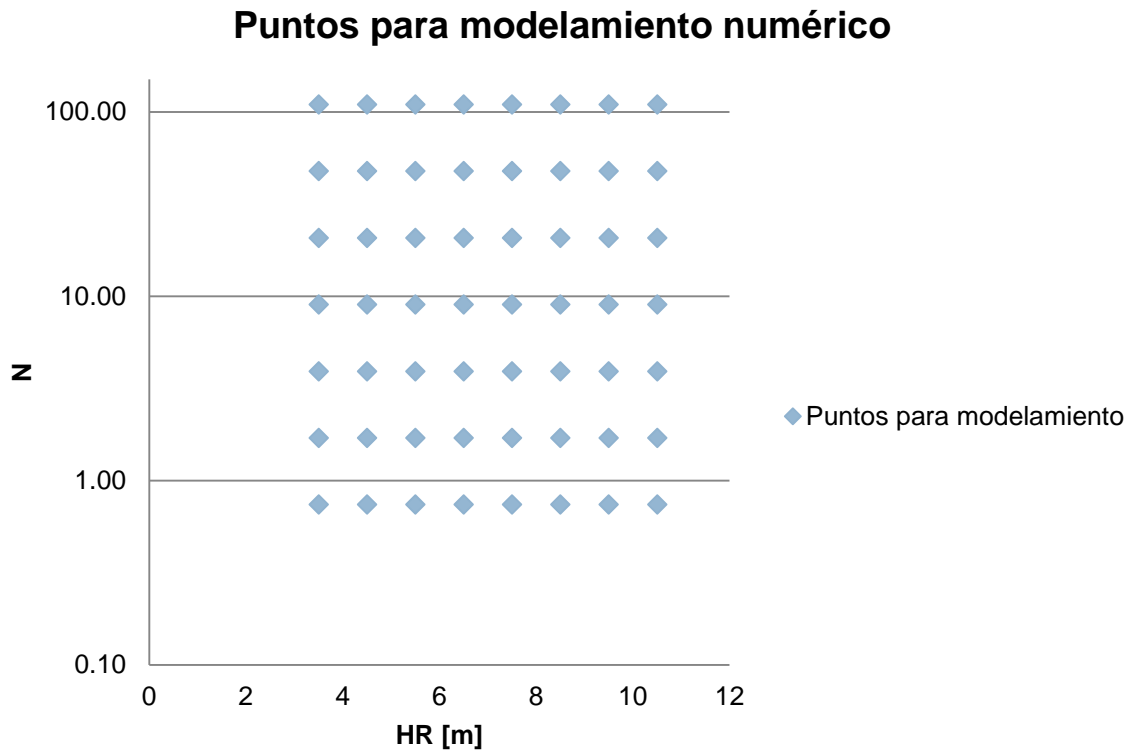


Figura 6-1. Puntos a modelar numéricamente.

Con los puntos definidos, se modeló numéricamente en FLAC3D® v4.0 la cantidad de dilución en relación a la envolvente potencial de sobre excavación delimitada por cada criterio. Para cuantificar el volumen de la envolvente, se calculó el volumen real de la zona de relajación. Este volumen fue medido a través de la programación de una función FISH que recorre todo el espacio, sumando el volumen de cada zona que se encuentre por sobre la pared colgante y cuyo esfuerzo calculado sea menor o igual al establecido por el criterio estudiado. Esto permite la cuantificación real de la zona de la relajación, y evita incurrir en sesgos o errores producto del cálculo de elipsoides o de geometrías que busquen representar el patrón de la zona de relajación conformada.

Los resultados de la estimación de sobre excavación fueron contrastados con las guías de estimación empírica a través de regresiones lineales en base logarítmica. De esta forma se observa su correlación con la base de datos, para posterior aprobación o descarte en busca de necesidad de mejoras para la metodología o criterio.

6.2 INFORMACIÓN DE ENTRADA DEL MODELO EN FLAC3D

6.2.1 GEOMETRÍA

Considerando la grilla descrita anteriormente, para cada simulación se tuvo información del radio hidráulico (HR [m]) a representar para la pared colgante. En términos geométricos, todos los caserones modelados obedecieron a las siguientes decisiones para poder obtener la geometría completa a modelar:

- Ancho fijo en valor promedio de la base de datos (7.2 [m])
- Largo fijo en valor promedio de la base de datos (23.4 [m])
- Dip fijo en valor promedio de la base de datos (60.9°)
- Profundidad fija en valor promedio de la base de datos (778.4 [m])
- Alto ajustado para cumplir el con valor de HR buscado, dado un largo fijo

De esta forma, de una geometría a otra la variación se concentraba solamente en aumentar la altura real del caserón, de manera de ir aumentando el tamaño (HR [m]) de la pared colgante. Un ejemplo de esta metodología se observa en la Tabla 6-1.

Tabla 6-1. Geometrías para modelamiento numérico.

HR [m]	Ancho [m]	Largo [m]	Alto [m]	Dip [°]	Profundidad [m]
2.5	7.2	23.4	6.7	60.9	778.4
3.5	7.2	23.4	10.0	60.9	778.4
4.5	7.2	23.4	14.6	60.9	778.4
5.5	7.2	23.4	20.8	60.9	778.4
6.5	7.2	23.4	29.3	60.9	778.4
7.5	7.2	23.4	41.9	60.9	778.4
8.5	7.2	23.4	62.3	60.9	778.4
9.5	7.2	23.4	101.4	60.9	778.4

6.2.2 CALIFICACIÓN DE MACIZO ROCOSO

La calificación de macizo rocoso varió en cada caso de acuerdo a la variación de los valores del número de estabilidad de Mathews indicado en el par ordenado (HR, N), asociado a cada punto perteneciente a la grilla de modelamiento.

A través del valor de los factores de ajuste del método de estabilidad de Mathews, y del valor del número de estabilidad N indicado en el par ordenado, se estimó el valor de la calificación de macizo rocoso a través del sistema Q'

de Barton (Barton *et al.*, 1974). Lo anterior es posible dado que la pared colgante se asume en relajación, el sistema de discontinuidades se fija en el promedio de la base de datos, y el dip del caserón se mantiene fijo, por lo que los factores de corrección tomaron valores únicos de 1.0 para el factor A, 0.5 para el factor B y 4.6 para el factor C.

Una vez estimada la calificación de macizo rocoso a través del sistema Q', dicho valor se relacionó con el índice GSI (Marinos *et al.*, 2005) mediante la relación presentada en la Ecuación 14. Este valor de GSI sirvió para escalar las propiedades de roca intacta a distintas condiciones de macizo rocoso, variando así las propiedades elásticas y de resistencia del macizo para su modelamiento en los distintos escenarios.

Ecuación 14. Relación GSI - Q'.

$$GSI = 9 \cdot \ln(Q') + 44$$

Tabla 6-2. Calificación de macizo rocoso.

N	Q'	GSI
0.74	0.33	33.9
1.71	0.75	41.4
3.93	1.72	48.9
9.04	3.96	56.4
20.80	9.11	63.9
47.83	20.96	71.4
110.01	48.21	78.9

6.2.3 CARACTERIZACIÓN ELÁSTICA DE MACIZO ROCOSO

De la base de datos Canadiense se obtuvo el valor promedio para los parámetros de resistencia y respuesta elástica de la roca intacta, cuyos valores son resumidos en la Tabla 6-3.

Tabla 6-3. Caracterización roca intacta.

Ítem	Valor	Unidades
UCS	157.1	[MPa]
σ_t	12.2	[MPa]
mi	12.8	-
E	56.9	[GPa]
v	0.30	-

A partir de esto y en conjunto con la calificación de macizo rocoso, utilizando el método de GSI, se elaboró la envolvente de falla para cada macizo involucrado en la grilla. Para elaborar esta envolvente de falla, se utilizó el

criterio de falla de Hoek & Brown (Hoek *et al.*, 2002). Mediante esta metodología se estimó la resistencia a la tracción del macizo rocoso y sus respectivos módulos elásticos escalados (Hoek & Diederichs, 2006) para poder tener los datos necesarios para los criterios a estudiar.

Ecuación 15. Módulo de deformación de macizo rocoso (Hoek & Diederichs, 2006).

$$E_{rm} = E_i \cdot \left(0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60 + 15 \cdot D - GSI}{11}}} \right)$$

Tabla 6-4. Propiedades de macizo rocoso.

N	mb	s	a	v	E_{RM} [Gpa]	σ_{tRM} [Mpa]
0.74	1.2	0.001	0.517	0.30	6.0	0.08
1.71	1.6	0.002	0.510	0.30	10.0	0.15
3.93	2.1	0.003	0.506	0.30	16.4	0.26
9.04	2.7	0.008	0.504	0.30	25.0	0.46
20.80	3.5	0.018	0.502	0.30	34.6	0.81
47.83	4.6	0.042	0.501	0.30	43.2	1.42
110.01	6.0	0.096	0.501	0.30	49.4	2.51

6.3 CREACIÓN DE MODELO NUMÉRICO

El modelo numérico fue construido en la plataforma FLAC3D® v4.0 a través de la programación en lenguaje FISH que provee el programa. En esta plataforma, se elaboró un caserón paramétrico aislado capaz de adaptarse y representar distintas condiciones geométricas y condiciones de borde e iniciales para todo el proceso de modelamiento numérico.

6.3.1 MODELO CONSTITUTIVO

Se utilizó un modelo constitutivo de carácter lineal-elástico definido por la incorporación de los módulos elásticos del macizo rocoso. Ingresando el módulo de deformación elástica (E [Pa]) y la razón de Poisson (ν) del macizo rocoso, 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 en FLAC3D®.

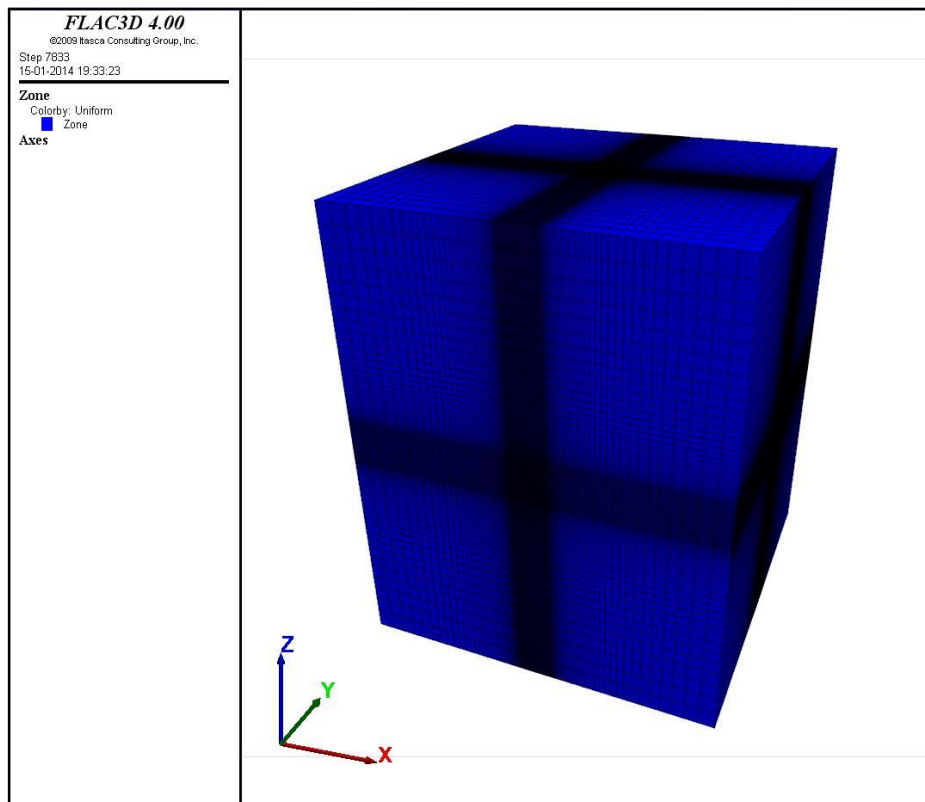


Figura 6-2. Vista isométrica - Modelo caserón paramétrico FLAC3D.

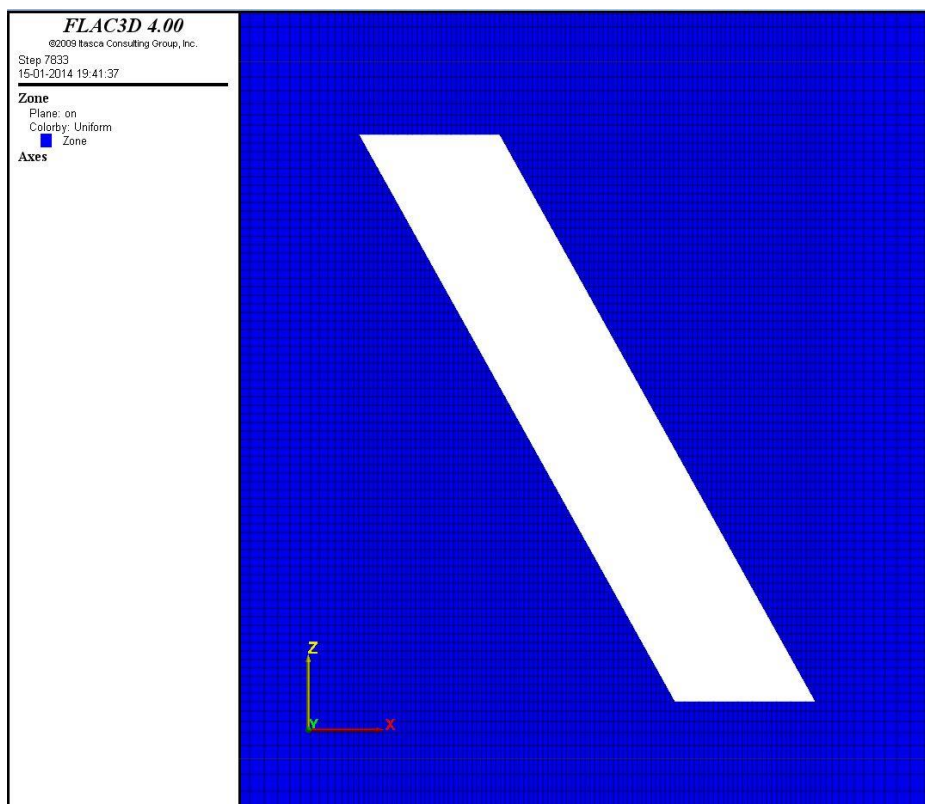


Figura 6-3. Corte transversal - Modelo caserón paramétrico FLAC3D.

6.3.2 TENSOR DE ESFUERZOS

Debido a la ausencia de información asociada a la magnitud y orientación de los esfuerzos principales en los lugares de medición de sobre excavación, se utilizó el tensor de esfuerzos calculado para Canadá por Maloney (2006). Este tensor incorpora información de mediciones de esfuerzos, en su mayoría obtenidas mediante la metodología de overcoring, que fluctúan entre 9 [m] y 2134 [m] de profundidad.

En la estimación de los esfuerzos principales, Maloney (2006) propone 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] (Ver Tabla 6-5).

Tabla 6-5. Esfuerzos principales en Canadá (Maloney *et al.*, 2006)

Dominio	Esfuerzos principales
$\forall z \in [0, 300]$	$\sigma_1 = 5.768 [\pm 3.358] + 0.071 [\pm 0.019] \cdot z \quad [MPa]$
	$\sigma_2 = 3.287 [\pm 2.600] + 0.043 [\pm 0.015] \cdot z \quad [MPa]$
	$\sigma_3 = 0.034 [\pm 0.005] \cdot z \quad [MPa]$
$\forall z \in [600, 1500]$	$\sigma_1 = 23.636 [\pm 11.556] + 0.026 [\pm 0.012] \cdot z \quad [MPa]$
	$\sigma_2 = 17.104 [\pm 10.538] + 0.016 [\pm 0.010] \cdot z \quad [MPa]$
	$\sigma_3 = 1.066 [\pm 8.247] + 0.020 [\pm 0.008] \cdot z \quad [MPa]$

Con respecto a la orientación de los esfuerzos principales en el modelo numérico, y tomando en cuenta las sugerencias de Arjang (1991), el esfuerzo principal mayor se supuso 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. De esta forma, se tuvo total conocimiento sobre la magnitud de los esfuerzos principales y sus orientaciones en función de la profundidad a la que se encuentre el caserón a modelar numéricamente.

6.4 ANÁLISIS DE CRITERIOS PREVIOS DE ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN

6.4.1 CRITERIO 1: $\sigma_3 \leq 0$

Para las 56 simulaciones llevadas a cabo, los resultados de sobre excavación estimada con el criterio $\sigma_3 \leq 0$ se observan en el Figura 6-4. Este criterio considera exclusivamente que la forma del patrón de la distribución de esfuerzos en torno a la excavación se define mediante una línea de isovalor 0 para el esfuerzo principal menor, y no incluye en su cálculo la calidad de macizo rocoso para estimar la envolvente de potencial sobre excavación de la pared.

Si se observa la delimitación de las zonas asociadas por clase, en relación a la magnitud de sobre excavación en la Figura 6-4, se aprecia que al dejar el tamaño de la pared colgante fijo, la cantidad de dilución por sobre excavación no experimenta variación. Esto quiere decir que para el criterio $\sigma_3 \leq 0$, una pared colgante de un mismo tamaño (HR [m] fijo) tendrá la misma sobre excavación sin importar si se encuentra en un macizo rocoso competente (Q' alto) o en un macizo rocoso de mala calidad (Q' bajo). Esto se produce dado que el cambio en el valor del módulo de deformación de macizo rocoso (E_{rm} [GPa]) en el modelo numérico, no logra reproducir por sí solo la conducta esperada de la dilución a medida que el macizo rocoso se hace menos competente. Esto puede verse claramente en el cálculo y comparación de regresiones para este criterio y el nuevo modelo de dilución (Ver Figura 6-5).

Por otro lado, dado que los factores A, B y C de corrección para el diseño son constantes para todas las simulaciones, se logra observar en los resultados que para una misma calidad de macizo rocoso (Q' fijo), el caserón experimentará un aumento de la sobre excavación conforme aumenta el tamaño de la pared (hasta HR = 6.5 [m]) para luego disminuir (ver Tabla 6-6). Esta respuesta numérica del modelo no logra asociarse a algún fenómeno identificable en terreno, donde por el contrario existe proporcionalidad entre el aumento del tamaño de la pared y la cantidad de sobre excavación percibida (Figura 5-12).

Si bien la ELOS [m] es una representación lineal y uniformizada de la cantidad de sobre excavación que puede percibir una pared, su conducta presentada por el criterio $\sigma_3 \leq 0$ en la Tabla 6-6, introduce en este trabajo el cuestionamiento sobre si en efecto este criterio logra interpretar y replicar las condiciones de terreno. Se advierte la necesidad de concebir otro criterio que cumpla con la correcta delimitación de la zona con potencial a sobre excavar, integrando las condiciones de sitio de cada caso.

Resultados modelamiento numérico Sobre excavación estimada por criterio $\sigma_3 \leq 0$

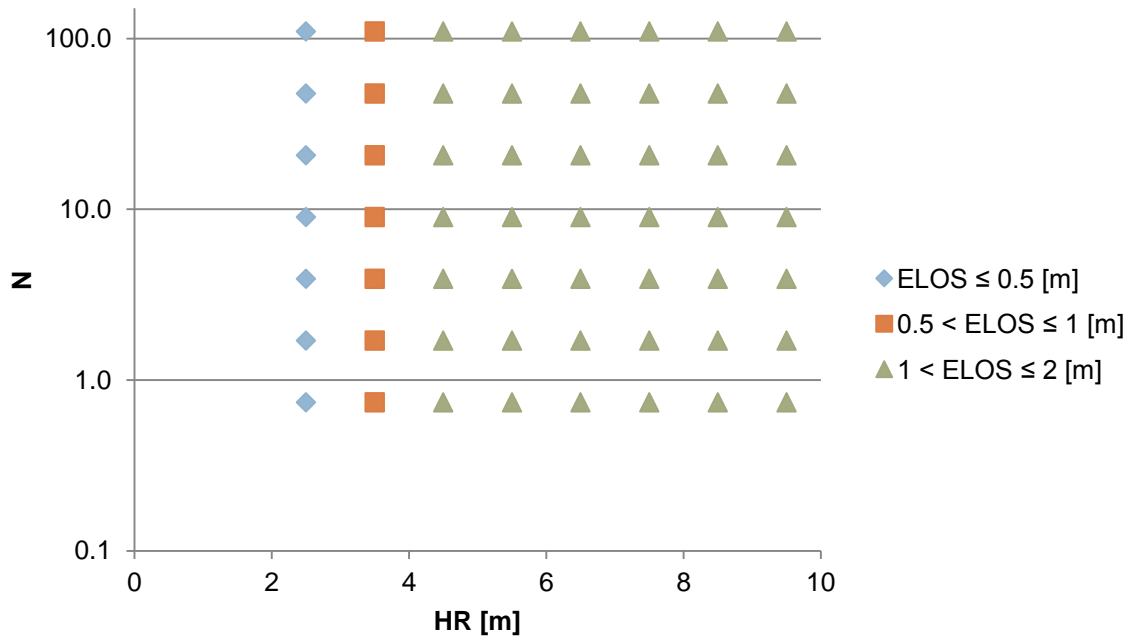


Figura 6-4. Resultados modelamiento numérico - Estimación de sobre excavación con criterio $\sigma_3 \leq 0$.

Tabla 6-6. Resultados criterio: $\sigma_3 \leq 0$.

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
2.5	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
3.5	0.93	0.93	0.93	0.93	0.93	0.93	0.93
4.5	1.39	1.39	1.39	1.39	1.39	1.39	1.39
5.5	1.67	1.68	1.67	1.67	1.67	1.67	1.67
6.5	1.75	1.75	1.75	1.75	1.75	1.75	1.75
7.5	1.63	1.64	1.63	1.63	1.63	1.63	1.63
8.5	1.43	1.44	1.43	1.44	1.44	1.44	1.43
9.5	1.29	1.29	1.29	1.29	1.29	1.29	1.29

Resultados criterio $\sigma_3 \leq 0$ vs. Guías actualizadas de estimación de sobre excavación

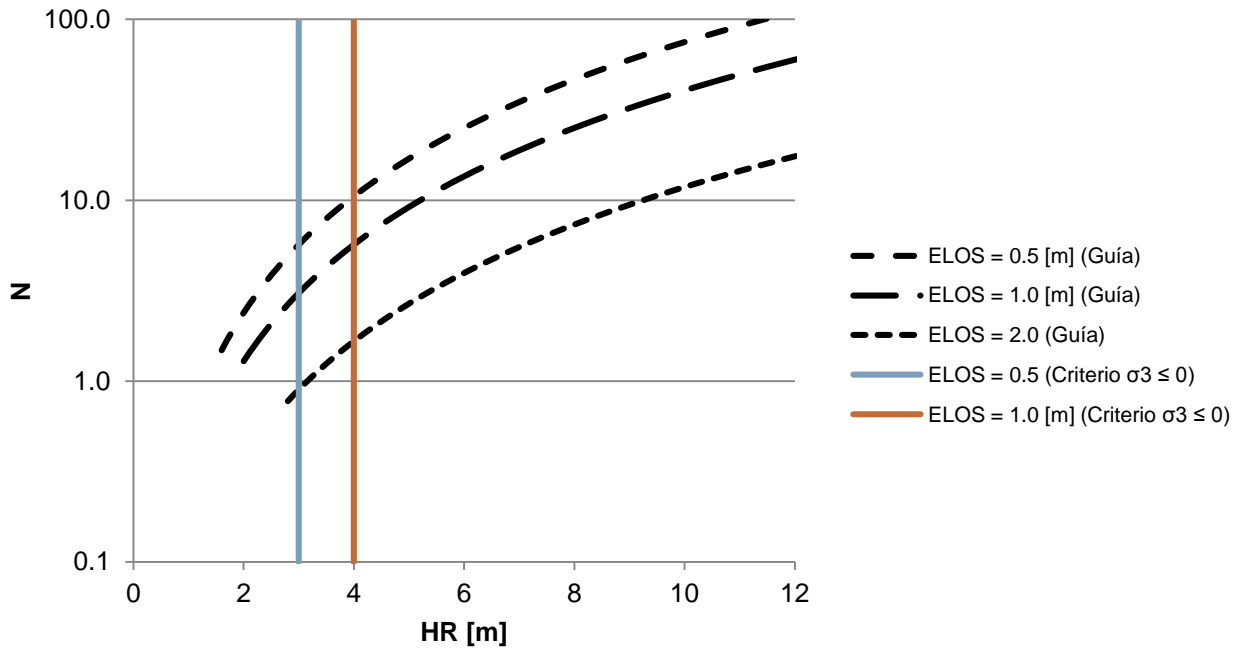


Figura 6-5. Resultados criterio $\sigma_3 \leq 0$ versus guías de estimación de sobre excavación.

6.4.2 CRITERIO 2: $\sigma_3 \leq \sigma_t$

A diferencia del criterio $\sigma_3 \leq 0$, el criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$ sí toma en cuenta la calidad de macizo rocoso en términos de su resistencia a la tracción. Este valor fue calculado para cada caso a partir de la calificación de macizo rocoso (GSI) y la envolvente de falla de Hoek & Brown.

A diferencia del criterio $\sigma_3 \leq 0$, este criterio sí logra diferenciar paredes del mismo tamaño pero alojadas en macizos rocosos de distinta competencia, entregando distintas magnitudes de dilución. Sin embargo, observando los resultados de las simulaciones numéricas (ver Figura 6-6) se aprecia que la conducta de este criterio subestima claramente las magnitudes de sobre excavación que exhibe la base de datos. Esta diferencia entre la cantidad de sobre excavación real y sobre excavación predicha por este criterio se puede apreciar de mejor forma estableciendo sus respectivas regresiones lineales (ver Figura 6-7).

A primera vista y usando la misma técnica de regresión que para la base de datos, las guías de sobre excavación asociadas al criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$ se presentan de forma más optimista que las guías actualizadas de estimación empírica de sobre excavación. Es más, haciendo el ejercicio de fijar el radio hidráulico y el número de estabilidad en valores determinados por ejemplo (6.0, 5.0), las

guías que arroja el criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$ proponen una sobre excavación mucho menor (entre 0.5 [m] y 1 [m]) en contraste a la sobre excavación realmente encontrada en la base de datos (entre 1 [m] y 2 [m]).

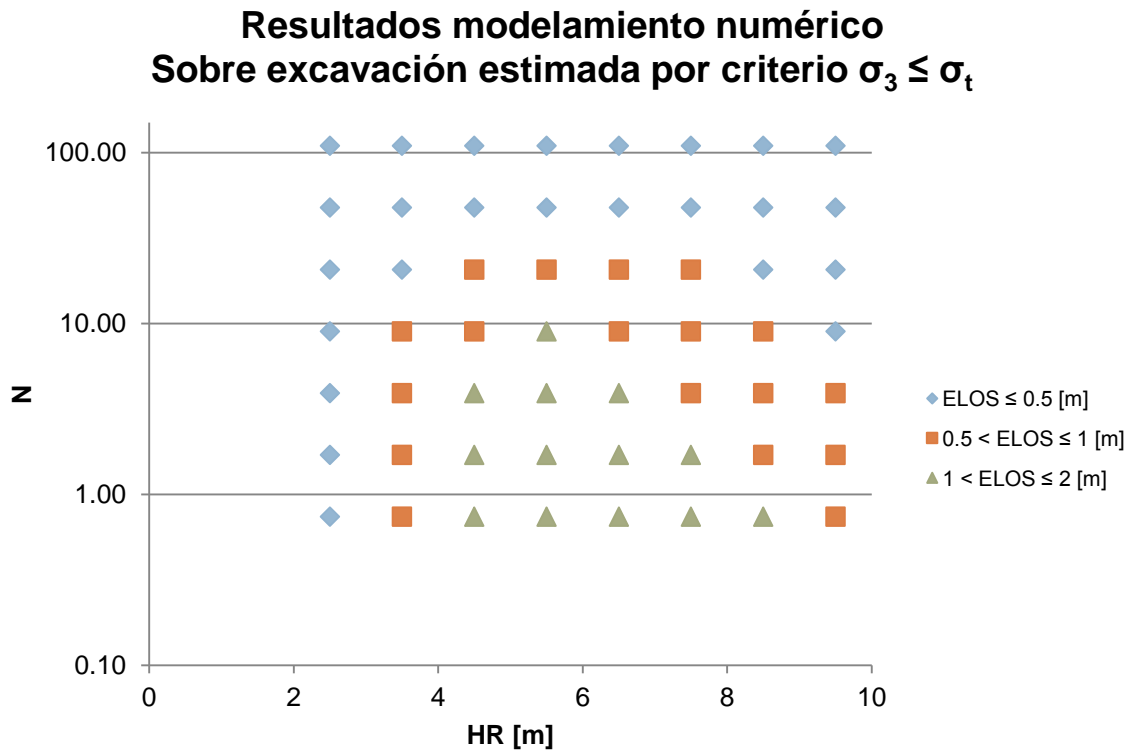


Figura 6-6. Resultados modelamiento numérico - Estimación de sobre excavación con criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$.

Tabla 6-7. Resultados criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$.

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
2.5	0.48	0.47	0.45	0.40	0.16	0.10	0.08
3.5	0.91	0.89	0.83	0.71	0.42	0.20	0.16
4.5	1.35	1.29	1.15	0.95	0.64	0.28	0.22
5.5	1.59	1.45	1.29	1.05	0.64	0.37	0.28
6.5	1.54	1.38	1.17	0.83	0.59	0.43	0.31
7.5	1.30	1.08	0.89	0.73	0.58	0.41	0.29
8.5	1.01	0.88	0.75	0.62	0.49	0.35	0.24
9.5	0.82	0.71	0.64	0.48	0.37	0.24	0.17

Resultados criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$ vs. Guías actualizadas de estimación de sobre excavación

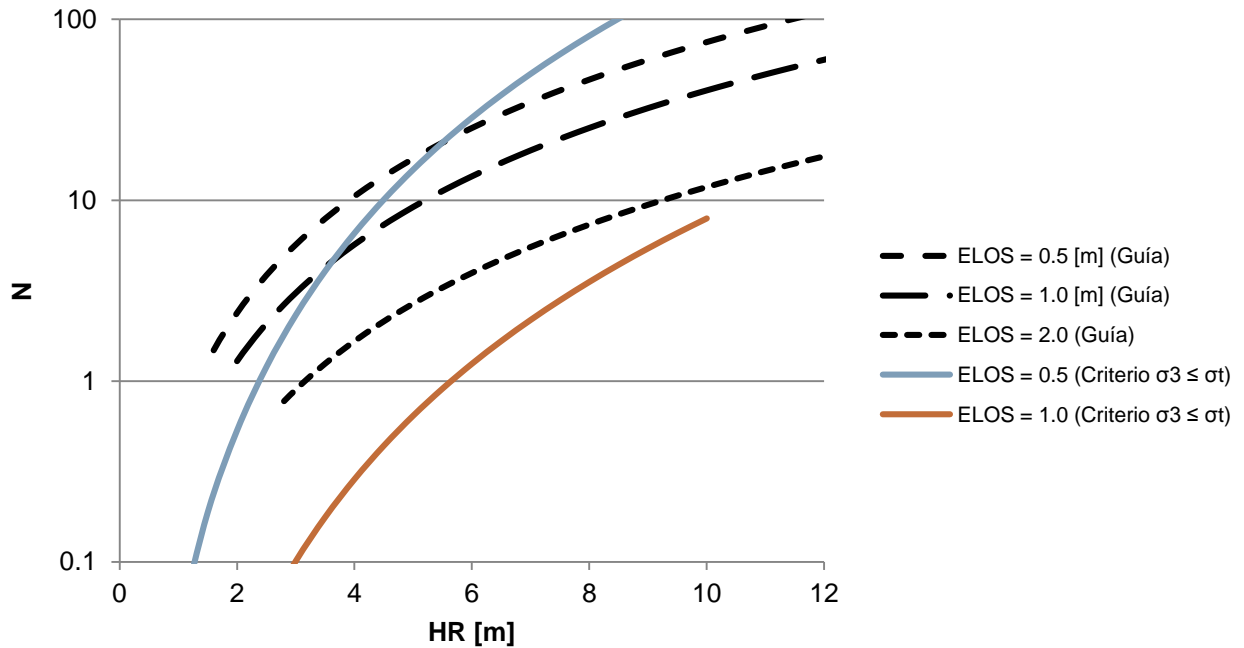


Figura 6-7. Resultados criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$ versus guías de estimación de sobre excavación.

En este criterio claramente se estiman valores de sobre excavación mucho menores a los que se observan en los casos históricos, debido a que este criterio en particular exige que la disminución de esfuerzos dentro de la zona de relajación alcance un valor por debajo de la resistencia a la tracción del macizo rocoso. Este fenómeno en efecto ocurre pero en extensiones menores al interior de la zona de relajación, y no representa mecanismos físicos adicionales de dilución como lo son el deslizamiento de bloques y los desprendimientos de roca que pueden ocurrir a confinamientos mayores a la resistencia a la tracción, pero de magnitud suficiente para liberar a los bloques de las fuerzas de fricción que los sustentan entre sí.

De esta forma, los resultados vistos por este criterio se presentan muy optimistas frente a la situación real de las paredes colgantes analizadas, por lo que se descarta su real representación de la cantidad de dilución en caserones abiertos.

6.4.3 CRITERIO 3: $p \leq \sigma_t$

De manera de analizar el impacto del esfuerzo principal intermedio (σ_2 [MPa]) en la dilución por sobre excavación se sumó un tercer criterio a

estudiar definido por $p \leq \sigma_t$, en donde p representa el primer invariante del tensor de esfuerzos principales o presión media del macizo rocoso ($p = \frac{\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3}{3}$).

Para este criterio los resultados de dilución por sobre excavación fueron en extremo optimistas, estando la totalidad de ellos por debajo de la cantidad de sobre excavación observada en la base de datos y en ningún caso superando una profundidad promedio de 0.5 [m]. Siendo que esta profundidad de sobre excavación es fácilmente observable en la práctica debido a las prácticas operacionales de perforación y tronadura, este criterio no muestra estimaciones confiables.

Como el valor de la presión media (p [MPa]) es un promedio aritmético de los valores de los esfuerzos principales, para que ésta disminuya a nivel de la resistencia a la tracción del macizo rocoso se deben exigir condiciones de relajación del tensor completo, o a nivel de σ_2 [MPa] para poder compensar la preponderancia del valor de σ_1 [MPa] en el valor promedio, lo que se traduce en bajos valores para la sobre excavación potencial estimada por este criterio.

Tabla 6-8. Resultados criterio $p \leq \sigma_t$.

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
2.5	0.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3.5	0.03	0.03	0.02	0.02	0.02	0.01	0.00
4.5	0.04	0.04	0.04	0.03	0.03	0.02	0.01
5.5	0.06	0.06	0.06	0.05	0.05	0.03	0.02
6.5	0.07	0.07	0.06	0.06	0.05	0.04	0.01
7.5	0.06	0.06	0.06	0.05	0.04	0.03	0.01
8.5	0.05	0.05	0.04	0.04	0.03	0.03	0.01
9.5	0.03	0.03	0.03	0.03	0.02	0.02	0.01

6.5 DISCUSIÓN DE RESULTADOS OBTENIDOS

Ningún criterio analizado hasta el momento ha podido reproducir o acercarse a las guías actualizadas de estimación de sobre excavación, deducidas a través del análisis estadístico de la base de datos de casos históricos.

Observando los resultados obtenidos en la Figura 6-4 y en la Figura 6-6 se aprecia que no existe correlación entre la evidencia empírica y los dos primeros criterios estudiados. La ausencia de correlación en el primer criterio se debe a que este sólo interpreta el estado de relajación del macizo rocoso mediante la envolvente definida por el isovalor $\sigma_3 \leq 0$, sin importar las condiciones de sitio imperantes. Debido a esto, su respuesta es insensible a cambios en la calidad de macizo rocoso (Q') por lo que no permite ser flexible en el análisis de dilución en excavaciones alojadas en distintos macizos rocosos.

Se observa además que los resultados obtenidos a partir de las simulaciones del criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$ no ajustan las curvas generales de la base de datos, siendo sus valores muy por debajo de las magnitudes esperadas. No obstante, cabe notar que para radios hidráulicos menores a 6 [m] la dispersión de puntos sigue la tendencia esperada de la sobre excavación de la pared colgante en relación al tamaño y competencia del macizo rocoso. Esto indica que la conducta de este criterio, al tomar en cuenta la calificación de macizo rocoso, es correcta mas no precisa y por ende se presenta como indicador de que la calidad de macizo rocoso debe ser parámetro de cálculo para la estimación de la cantidad de dilución.

Debido a que los resultados de los criterios estudiados se muestran poco representativos, surge la necesidad de modificar la metodología de estudio de manera de invertir el proceso llevado a cabo. Es decir, se hace necesario construir un nuevo criterio numérico que presente una solución a las desventajas identificadas hasta el momento en la respuesta del modelamiento numérico. Esto demanda:

- Incorporar el tamaño de la excavación: se observó empíricamente la relación proporcional entre el mayor tamaño de la pared colgante y la mayor cantidad de sobre excavación (ver Figura 5-12). Es por esto que el criterio debe incluir este parámetro para otorgar flexibilidad en el estudio del desempeño.
- Incorporar la calidad del macizo rocoso: a menor calidad de macizo rocoso se ha de tener mayor cantidad de sobre excavación para un tamaño fijo de la pared colgante (ver Figura 5-13). El criterio propuesto debe responder al contraste de macizos rocosos con distintos grados de fracturamiento.
- Representar las guías de estimación de sobre excavación: además de incluir lo anterior, los resultados de la estimación de sobre excavación a través de la envolvente calculada, debe representar las guías empíricas establecidas. Esto garantiza una buena correlación con la base empírica de la base de datos.

Es por esta razón que la metodología se invierte: mediante la discretización de las guías de estimación, se impondrá su representación de manera que la construcción del criterio sea consecuencia directa de las tendencias encontradas en los casos históricos.

6.5.1 INFLUENCIA DE RAZÓN DE ASPECTO EN LA MAGNITUD DE SOBRE EXCAVACIÓN (ELOS)

Observando las tablas con el resumen de los resultados de las simulaciones numéricas para cada criterio (Tabla 6-6, Tabla 6-7 y Tabla 6-8), se aprecia una tendencia común a todos los criterios: la cantidad de sobre excavación aumenta hasta un radio hidráulico de 6.5 [m] y luego comienza a disminuir.

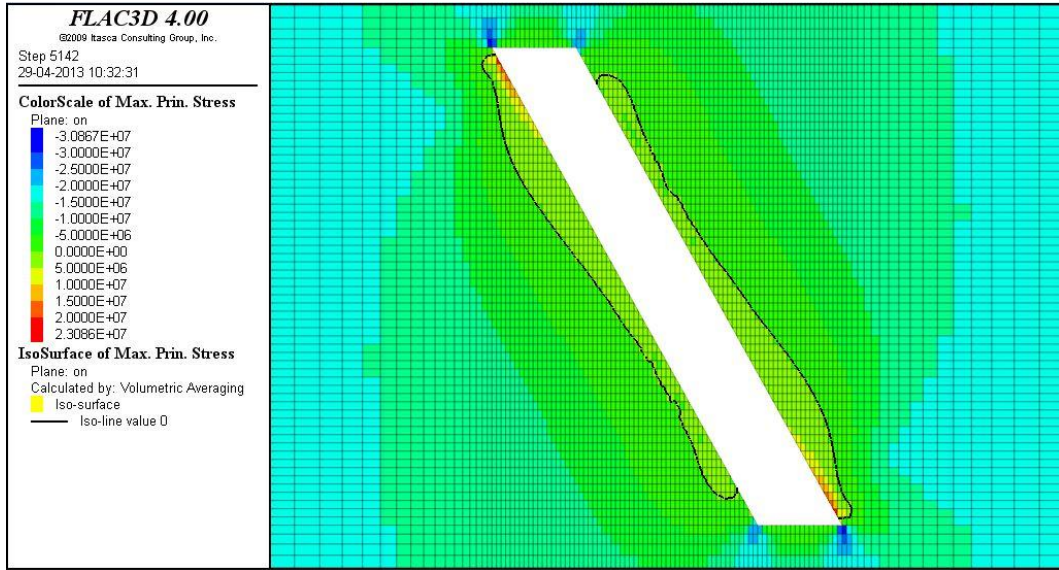
La disminución de la sobre excavación con el aumento del tamaño de la pared no es un fenómeno común ni físicamente plausible. Ahondando en las características geométricas de los caserones estudiados, se aprecia una variable a priori desatendida que fue identificada previamente en la revisión de los modelos numéricos: la razón de aspecto de la pared colgante (h/L).

Tabla 6-9. Características geométricas caserones estudiados.

HR [m]	Ancho [m]	Largo [m]	Alto [m]	h/L
2.5	7.2	23.4	6.4	0.3
3.5	7.2	23.4	10.0	0.4
4.5	7.2	23.4	14.6	0.6
5.5	7.2	23.4	20.8	0.9
6.5	7.2	23.4	29.3	1.3
7.5	7.2	23.4	41.9	1.8
8.5	7.2	23.4	62.3	2.7
9.5	7.2	23.4	101.4	4.3

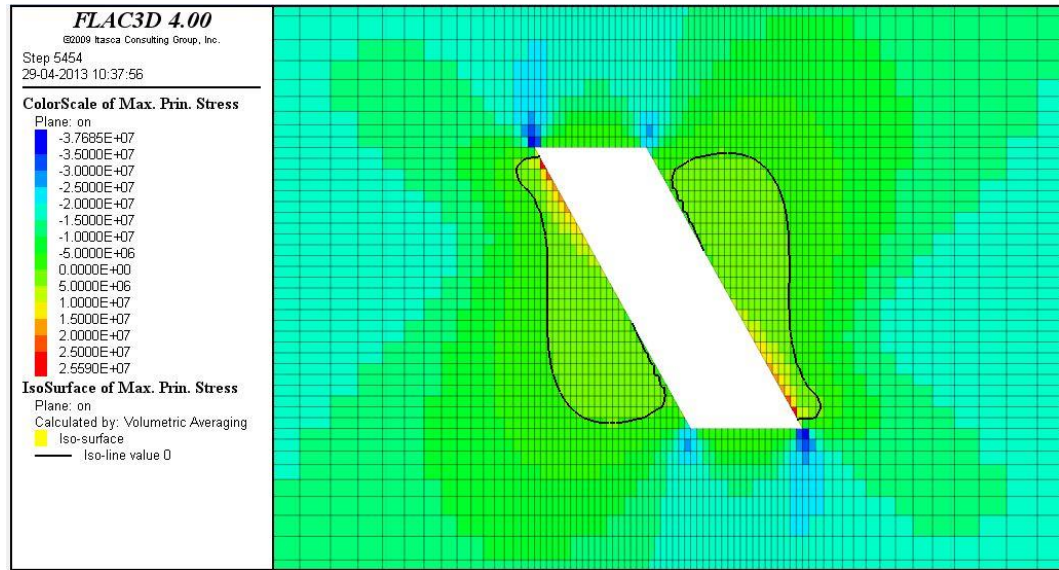
Para todas las geometrías se tuvieron valores distintos para las razones de aspecto de la pared colgante, siendo que este factor muestra influencia en la respuesta numérica de los modelos, aun cuando no se tenga relación empírica según lo discutido (ver Figura 5-11).

Esto fue estudiado a modo de análisis de sensibilidad previo, de manera de entender en qué magnitud y en qué forma la razón de aspecto de la pared colgante gobierna la respuesta numérica de los modelos en FLAC3D.



Alto = 46.7 [m]
 Largo = 18.0 [m]
 HR = 6.5 [m]
 h/L = 2.6
 ELOS = 0.98 [m]

Figura 6-8. Caserón HR = 6.5 [m] - h/L = 2.6 - Criterio $\sigma_3 \leq 0$ - Vista transversal



Alto = 20.7 [m]
 Largo = 35.0 [m]
 HR = 6.5 [m]
 h/L = 0.6
 ELOS = 2.32 [m]

Figura 6-9. Caserón HR = 6.5 [m] - h/L = 0.6 - Criterio $\sigma_3 \leq 0$ - Vista transversal

Tal como puede apreciarse en la Figura 6-8 y en la Figura 6-9, para un mismo tamaño de la pared colgante (HR [m]) y una misma calidad de macizo rocoso (Q'), la cantidad de dilución (ELOS [m]) esperada por el criterio $\sigma_3 \leq 0$ presenta variaciones de acuerdo al valor de la razón de aspecto (h/L). De estas dos simulaciones en particular, se puede intuir que a mayor valor de la razón de aspecto menor sería la cantidad de sobre excavación de la pared colgante, dada una distribución distinta de los esfuerzos. Sin embargo, esta cualidad numérica debió ser probada.

Para analizar la influencia de este parámetro en la conformación de distintos patrones para las zonas de relajación, se llevó a cabo un set de simulaciones que abarcaron el 85% del rango de valores para las razones de aspecto halladas en la base de datos. De esta forma, y en particular para el criterio $\sigma_3 \leq 0$, se analizó la evolución de la cantidad de sobre excavación para distintas geometrías.

En esta batería de simulaciones se supuso: ancho constante, manto constante, profundidad constante y calidad de macizo rocoso constante, todos fijados en el valor promedio de la base de datos Canadiense de SLS sin soporte.

Los valores para las razones de aspecto a evaluar se fijaron en: 0.6, 1.1, 1.6, 2.1 y 2.6. Estos 5 valores representan el 85% de la población en la base de datos, y en conjunto con los radios hidráulicos a utilizar entregan la información necesaria para determinar el largo y alto inclinado de la pared colgante tal como se aprecia en la Tabla 6-10.

Tabla 6-10. Ejemplo de geometrías para h/L promedio - Influencia de razón de aspecto.

HR [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [°]	Profundidad [m]	h/L
3.5	7.2	18.1	11.4	60.9	778.4	1.6
4.5	7.2	23.3	14.7	60.9	778.4	1.6
5.5	7.2	28.5	17.9	60.9	778.4	1.6
6.5	7.2	33.7	21.2	60.9	778.4	1.6
7.5	7.2	38.9	24.4	60.9	778.4	1.6
8.5	7.2	44.0	27.7	60.9	778.4	1.6
9.5	7.2	49.2	30.9	60.9	778.4	1.6
10.5	7.2	54.4	34.2	60.9	778.4	1.6

ELOS [m] versus HR [m] en función de h/L

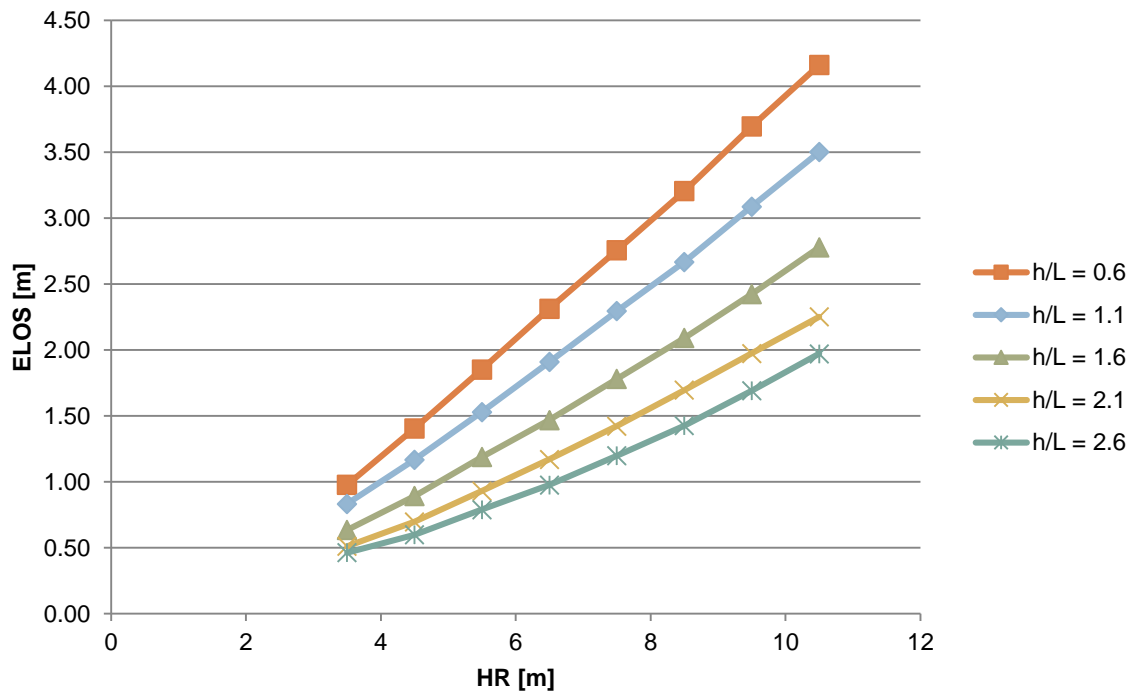


Figura 6-10. Resultados de influencia de h/L: ELOS [m] versus HR [m] en función de h/L.

Los resultados de estas simulaciones (Figura 6-10) exhiben una clara influencia de la razón de aspecto en la respuesta numérica del modelo y en el volumen observado de la zona de relajación. Aquí se identifican explícitamente dos fenómenos en la respuesta numérica del modelo. El primero está fuertemente correlacionado con la base de datos, y corresponde al aumento de la sobre excavación conforme aumenta el tamaño de la pared colgante para una razón de aspecto fija, es decir, a igual forma. Esto señala claramente que a medida aumenta el tamaño de la pared colgante, los esfuerzos se trasladan una mayor distancia hacia los abutments generando zonas de relajación mayores y con esto aumentando las probabilidades de desprendimientos, caídas y generación de grietas nuevas producto del desconfinamiento para una misma forma de la pared.

El otro fenómeno identificado, que no está correlacionado con la base de datos pero sí es reconocido en distintos autores que han estudiado el tema (Henning & Mitri, 2007, Vongpaisal *et al.*, 2009), hace alusión al rol que tiene la razón de aspecto en la magnitud de la dilución. Observando la Figura 6-10, para un tamaño de la pared colgante fijo (igual valor de HR [m]), la cantidad de sobre excavación tiende a aumentar conforme disminuye el valor de la razón de aspecto. Físicamente, esto quiere decir que para caserones cuyas paredes colgantes sean más largas que altas, la cantidad de sobre excavación será mayor que para caserones cuyas paredes colgantes sean más altas que largas,

aun cuando en ambos casos el radio hidráulico (tamaño de la pared) sea el mismo (ver Figura 6-11).

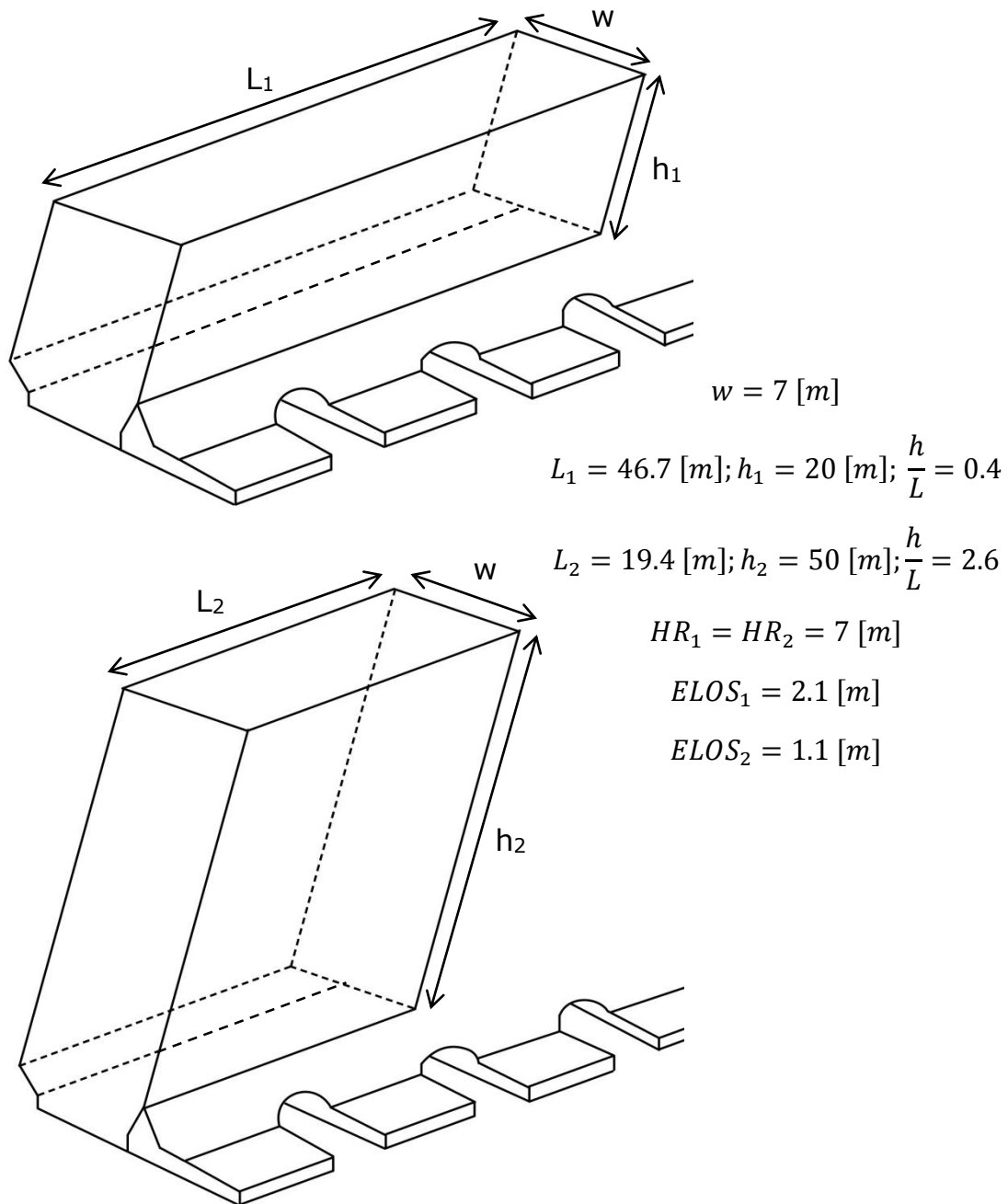


Figura 6-11. Caserones con pared colgante de mismo tamaño (HR [m]) pero distinta forma (h/L)

La relación anterior puede explicarse tomando la distribución de esfuerzos en torno a la pared colgante de un caserón, y dividiendo geoméricamente el patrón de esfuerzos en dos planos: uno horizontal a lo largo de la sección media de la pared colgante, y otro vertical en la sección medida de la pared colgante (ver Figura 6-12).

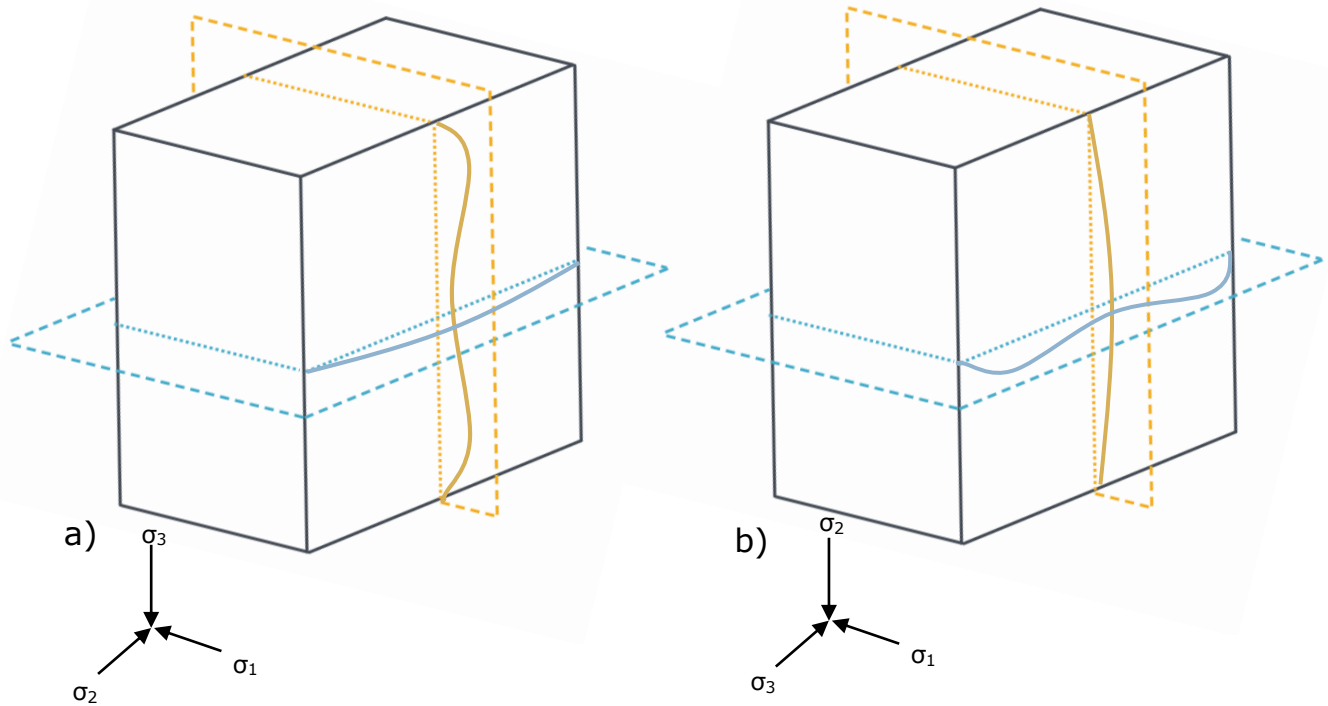


Figura 6-12. Distribución de esfuerzos en la pared colgante.

El patrón de la distribución del esfuerzo principal menor (confinamiento), proyectado en ambos planos, variará en su geometría de acuerdo a la orientación de los esfuerzos a los que esté sometido el caserón. Esto puede resumirse en el valor de dos constantes que representan la razón entre el esfuerzo horizontal (mayor y menor) y el esfuerzo vertical: K_H y K_h , para el caso en que los esfuerzos se encuentren alineados con los ejes de simetría del caserón. Dependiendo del valor de estas constantes, se puede esperar cierta geometría u otra del patrón de distribución de esfuerzos.

En casos en los que el esfuerzo principal mayor sea perpendicular al rumbo de la pared colgante ($K_H > 1$) y el esfuerzo principal intermedio sea paralelo al rumbo de la pared colgante ($K_h > 1$), el patrón de esfuerzos tenderá a ensancharse en mayor medida hacia la dirección de menor confinamiento, es decir en la dirección del esfuerzo principal menor. Esto provoca una mayor área proyectada hacia el plano perpendicular al esfuerzo principal intermedio, en este caso en el plano vertical; y una menor área en el plano perpendicular al esfuerzo principal menor, el plano horizontal. De esta forma y con los valores de $K_H > 1$ y $K_h > 1$, es esperable que el volumen de la zona de relajación aumente en mayor medida en la dirección del esfuerzo principal intermedio (ver Figura 6-12 a).

Por el contrario, para los casos en los que el esfuerzo principal mayor sea perpendicular a la pared colgante ($K_H > 1$) y el esfuerzo principal intermedio sea vertical ($K_h < 1$), el patrón de esfuerzos tenderá a proyectar mayor área

en el plano horizontal, debido a que la dirección de menor confinamiento corresponderá esta vez al rumbo del caserón. Debido a que el volumen aumenta en mayor medida en la dirección del esfuerzo principal intermedio, es esperable que aumente de mayor forma en dirección vertical (ver Figura 6-12 b).

Según las decisiones tomadas anteriormente, para el conjunto de simulaciones en FLAC3D®, se tiene que el esfuerzo principal mayor (σ_1 [MPa]) está orientado de forma perpendicular al rumbo de la pared colgante, el esfuerzo principal intermedio (σ_2 [MPa]) paralelo al rumbo de la pared colgante y el esfuerzo principal menor (σ_3 [MPa]) orientado de forma vertical. Trabajando a una profundidad de 778.4 [m], las magnitudes de los esfuerzos estimadas por Maloney (2006) corresponden a: $\sigma_1 = 43.9$ [MPa], $\sigma_2 = 29.6$ [MPa] y $\sigma_3 = 16.6$ [MPa], lo que quiere decir que para los modelos analizados se trabajó con un $K_H = 2.6$ y $K_h = 1.8$.

De esta forma, excavaciones cuyos valores de la razón de aspecto (h/L) sean menores a 1.0 corresponderán a excavaciones cuyo largo será mayor que el alto, y por ende cuyo eje mayor corresponderá al eje horizontal. Esto quiere decir que en estos casos la distancia mayor hacia los abutments corresponde al largo de la pared colgante. Es así que mientras mayor sea el largo de la pared, mayor será el volumen de la zona relajada (Ver Figura 6-13, Figura 6-14 y Figura 6-15). Es decir, a menor valor de h/L mayor volumen en relajación, que es justamente el fenómeno que se logra apreciar en las simulaciones.

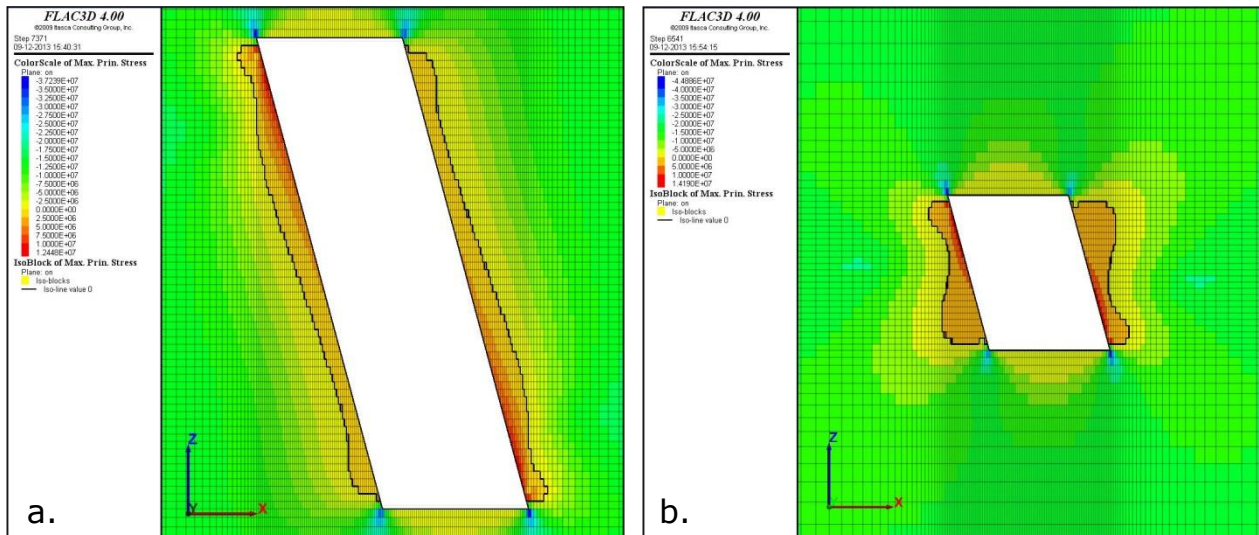


Figura 6-13. Corte transversal sección media caserón HR = 7 [m]: a. $h/L = 2.6$, b. $h/L = 0.4$

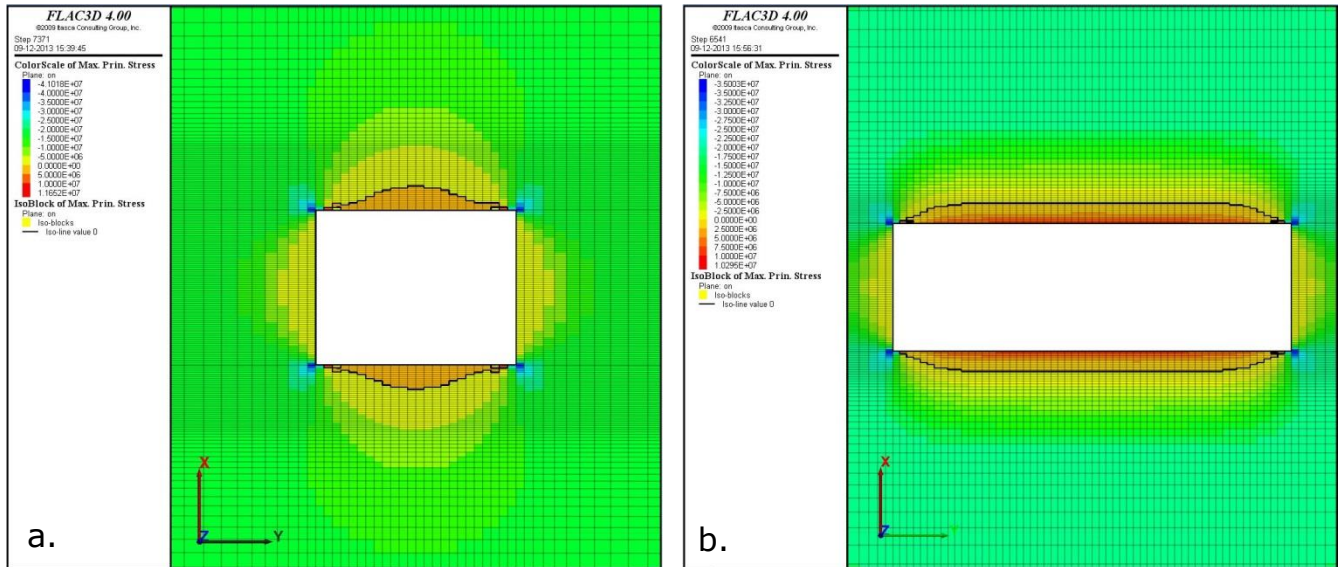


Figura 6-14. Corte longitudinal sección media caserón HR = 7 [m]: a. $h/L = 2.6$, b. $h/L = 0.4$

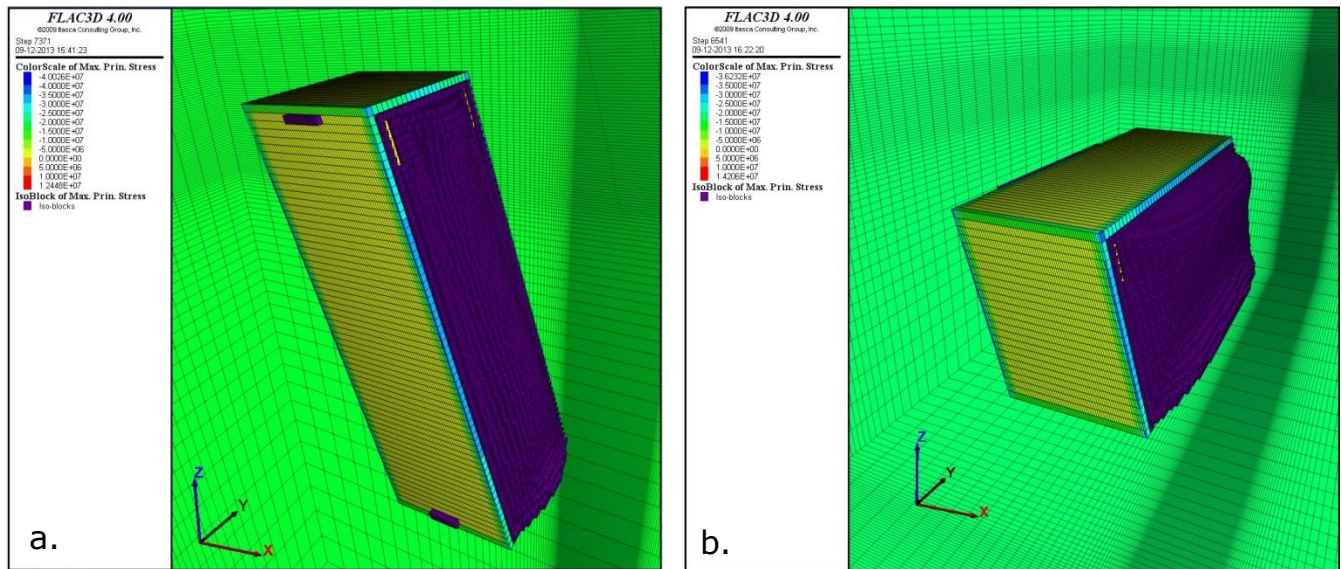


Figura 6-15. . Vista tridimensional caserón HR = 7 [m]: a. $h/L = 2.6$, b. $h/L = 0.4$

La influencia del valor de la razón de aspecto (h/L) encontrada en la respuesta numérica del modelo, obliga a orientar la metodología hacia dos formas: fijar la razón de aspecto en el valor promedio de la base de datos; o bien determinar valores representativos de h/L , e incluir la razón de aspecto en la construcción del criterio de estimación como variable independiente. De manera de incorporar ambos análisis al estudio, se decidió construir dos criterios numéricos de manera de validar a posteriori su desempeño en la representación de la dilución.

CAPITULO 7

NUEVO CRITERIO DE ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN

A través de la discusión anterior, se modifica la metodología de modelamiento numérico no sólo para imponer la representación de las guías actualizadas de estimación empírica de sobre excavación, sino también para controlar la influencia de la razón de aspecto en la respuesta numérica de los modelos. La construcción de los criterios, su estudio y validación son presentados y discutidos.

7.1 METODOLOGÍA DE CONSTRUCCIÓN DE NUEVO CRITERIO

A consecuencia del mal desempeño que presentaron los criterios anteriormente evaluados, donde se estudiaron sus envolventes de sobre excavación para diferentes geometrías, se decidió invertir la metodología de manera de encontrar el criterio que logre cumplir con la cantidad de sobre excavación observada en los casos históricos, mediante la utilización directa de las guías actualizadas de estimación empírica de sobre excavación.

Sabiendo que la respuesta de los modelos numéricos está condicionada por el tamaño (HR) de la excavación, la forma de la excavación (h/L) y la calidad del macizo rocoso evaluado en el modelo, se generaron vectores con información sobre estos tres parámetros a partir del nuevo modelo de estimación empírica.

Cada curva determinada en el modelo (ELOS = 0.5 [m], ELOS = 1.0 [m] y ELOS = 2.0 [m]) fue discretizada en 17 puntos, que representan 17 pares ordenados (HR, N) con distintos tamaños de pared colgante, cuyos valores varían entre HR = 3 [m] y HR = 11 [m] (ver Figura 7-1). Para cada tamaño se tiene un número de estabilidad asociado que, al ser descompuesto por medio de los factores de corrección del método de diseño empírico de Mathews, se transforma la clasificación de macizo rocoso (Q'). Al igual que en la metodología anterior, el valor de Q' es relacionado al sistema de GSI para escalar los valores de resistencia y los módulos elásticos desde la roca intacta al macizo rocoso. De esta forma cada una de las tres curvas presentadas entrega 17 vectores (HR, Q', ELOS) con los cuales puede evaluarse cada caso en términos del tamaño y geometría del caserón, la caracterización de macizo rocoso y la cantidad de sobre excavación esperada.

Adicionalmente, de manera de mantener control sobre la influencia de la razón de aspecto en los resultados, se analizó la base de datos de SLS Canadiense

sin soporte. Debido a la distribución que presentan los valores de la razón de aspecto (ver Figura 7-2), se tomaron ocho valores para representar el 90% de la muestra siendo éstos: 0.5, 0.8, 1.2, 1.6, 2.0, 2.4, 2.8 y 3.1, en donde el valor de 1.6 representa la media de h/L en la base de datos. De esta forma, con 17 vectores para tres curvas, y para cada razón de aspecto, se alcanza un total de 408 vectores a modelar numéricamente en FLAC3D.

Como en esta metodología el cálculo es inverso, ya no se busca cuantificar el volumen de una zona delimitada por un cierto valor de σ_3 , si no que se busca el valor de σ_3 que cumpla con el volumen necesario para lograr la sobre excavación (ELOS [m]) buscada. Para esto se programó una función FISH que itera en intervalos de 1 [hPa] el valor de σ_3 [MPa], calculando para cada valor de σ_3 el volumen real de la envolvente de relajación asociada y determinando además valores preliminares de sobre excavación para comparar con el valor buscado. La iteración finaliza cuando la diferencia entre el valor buscado de la ELOS (dilución real) y el valor medido de la ELOS (dilución simulada) no exceda una tolerancia de 0.005 [m], fijando entonces el valor del esfuerzo confinante y de presión media necesarios para alcanzar el valor de sobre excavación buscado en dicho caso. Luego de ser definidos todos los valores para el confinamiento (σ_3 [MPa]) y presión media (p [MPa]) para cada vector, se establecieron los criterios para estimar sobre excavación a través de regresiones logarítmicas del conjunto de resultados.

Discretización de guías de estimación de dilución para el modelamiento numérico

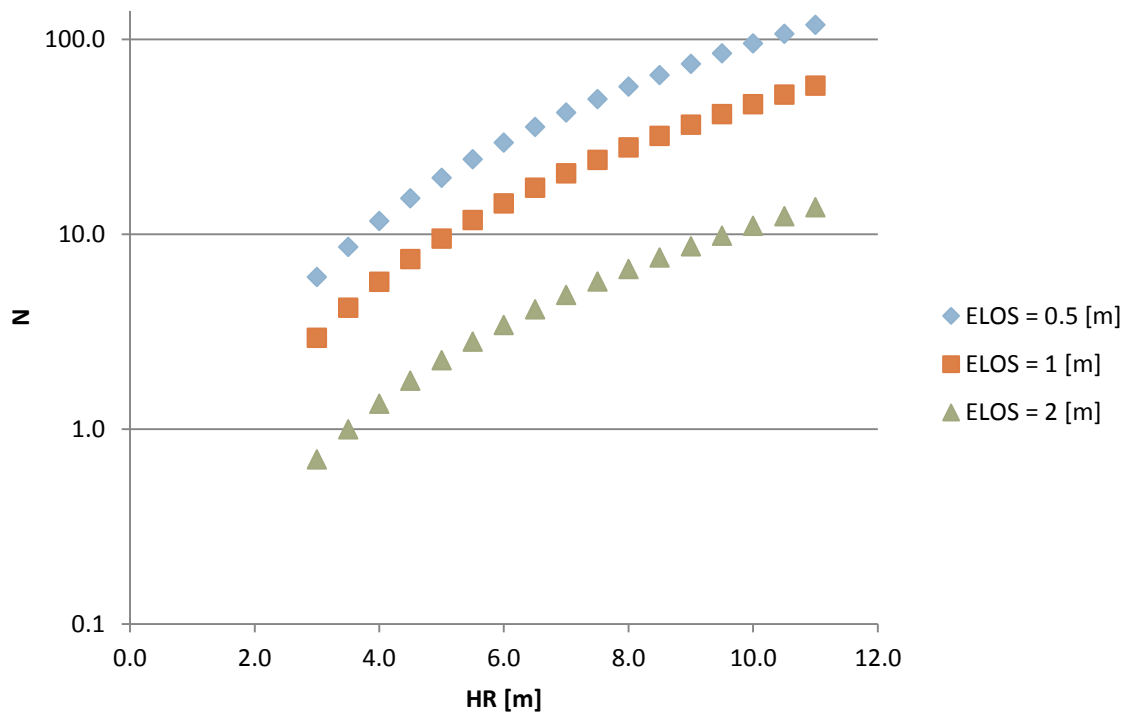


Figura 7-1. Discretización de guías de estimación de dilución para el modelamiento numérico, 17 vectores por guía.

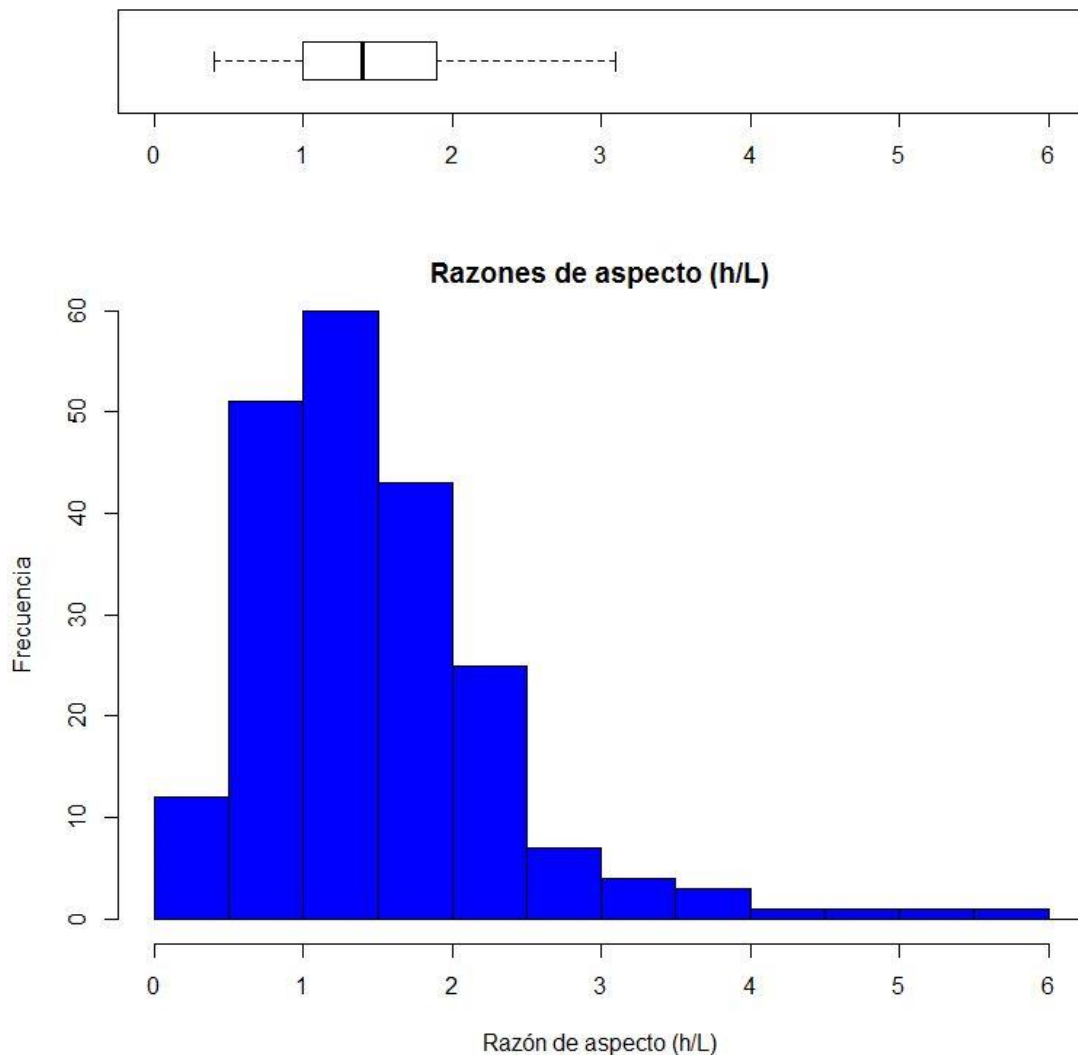


Figura 7-2. Distribución de valores de razón de aspecto en base de datos.

7.1.1 CONSTRUCCIÓN GEOMÉTRICA DE CASOS

Debido a que el cambio de metodología exige mantener control sobre la influencia de la razón de aspecto en las simulaciones, la construcción geométrica de los casos a simular se basó en las siguientes decisiones:

- Ancho fijo en valor promedio de la base de datos (7.2 [m])
- Dip fijo en valor promedio de la base de datos (60.9°)
- Profundidad fija en valor promedio de la base de datos (778.4 [m])
- Razón de aspecto (h/L) fija por batería de simulaciones
- Radio hidráulico (HR [m]) fijo según par ordenado a simular (HR, N)
- Alto y largo ajustados para cumplir el con valor de HR y h/L a simular

Siendo h/L y HR [m] valores conocidos, pueden despejarse las dimensiones de alto y largo de la pared colgante para poder construir el caserón de interés de acuerdo a la Ecuación 16.

Ecuación 16. Altura proyectada y largo de la pared colgante.

$$h = 2 \cdot HR \cdot \left(\left(\frac{h}{L} \right) + 1 \right) \quad L = \frac{h}{\left(\frac{h}{L} \right)}$$

Tabla 7-1. Ejemplo de construcción geométrica de casos como función de HR y h/L.

HR [m]	h/L	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]
3.0	1.6	7.2	15.5	9.8	60.9	778.4
3.5	1.6	7.2	18.1	11.4	60.9	778.4
4.0	1.6	7.2	20.7	13.0	60.9	778.4
4.5	1.6	7.2	23.3	14.7	60.9	778.4
5.0	1.6	7.2	25.9	16.3	60.9	778.4
5.5	1.6	7.2	28.5	17.9	60.9	778.4
6.0	1.6	7.2	31.1	19.5	60.9	778.4
6.5	1.6	7.2	33.7	21.2	60.9	778.4
7	1.6	7.2	36.3	22.8	60.9	778.4
7.5	1.6	7.2	38.9	24.4	60.9	778.4
8	1.6	7.2	41.4	26.1	60.9	778.4
8.5	1.6	7.2	44.0	27.7	60.9	778.4
9	1.6	7.2	46.6	29.3	60.9	778.4
9.5	1.6	7.2	49.2	30.9	60.9	778.4
10	1.6	7.2	51.8	32.6	60.9	778.4
10.5	1.6	7.2	54.4	34.2	60.9	778.4
11	1.6	7.2	57.0	35.8	60.9	778.4

7.1.2 CARACTERIZACIÓN ELÁSTICA DE MACIZO ROCOSO

Al igual que en la metodología anterior, para cada valor del número de estabilidad de Mathews (N), se despejó el valor de Q' dado que los factores de corrección A, B, y C siguen fijos en valores 1.0, 0.5, y 4.6 respectivamente. A través de la transformación de Q' a GSI, nuevamente se escalaron los valores de resistencia y de módulos elásticos desde la roca intacta a macizo rocoso.

7.2 RESULTADOS DE PRESIÓN CONFINANTE σ_3 [MPa]

Luego de completar las 408 simulaciones, correspondientes a los vectores anteriormente descritos, los datos fueron tabulados y organizados de acuerdo a los valores de la razón de aspecto con los que fueron trabajados.

Un ejemplo de esto puede ser visto en la Tabla 7-2, en donde se respeta la convención de esfuerzos compresivos con valor positivo y esfuerzos de tracción negativos.

Tabla 7-2. Ejemplo de tabulación de resultados de esfuerzo principal menor y presión media para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 1.6.

HR [m]	h/L	N	Q'	σ_3 [MPa]	p [MPa]	ELOS [m]
3.0	1.6	2.95	1.29	1.49	11.26	1.00
3.5	1.6	4.20	1.84	0.76	9.99	1.00
4.0	1.6	5.70	2.50	0.37	8.92	1.00
4.5	1.6	7.47	3.27	0.12	8.05	1.00
5.0	1.6	9.51	4.17	-0.02	7.22	1.00
5.5	1.6	11.84	5.19	-0.07	6.55	1.00
6.0	1.6	14.45	6.33	-0.11	5.98	1.00
6.5	1.6	17.36	7.61	-0.16	5.46	1.00
7	1.6	20.58	9.02	-0.20	5.00	1.00
7.5	1.6	24.10	10.56	-0.25	4.61	1.00
8	1.6	27.95	12.25	-0.33	4.22	1.00
8.5	1.6	32.12	14.07	-0.41	3.88	1.00
9	1.6	36.61	16.04	-0.53	3.57	1.00
9.5	1.6	41.44	18.16	-0.64	3.27	1.00
10	1.6	46.62	20.43	-0.78	3.00	1.00
10.5	1.6	52.13	22.85	-0.91	2.75	1.00
11	1.6	58.00	25.42	-1.06	2.52	1.00

Al tabular las 408 simulaciones numéricas, se tienen una serie de tablas que muestran la influencia de los valores de radio hidráulico, de la razón de aspecto, y de la calidad de macizo rocoso (Q') sobre el valor calculado del esfuerzo principal menor necesario (Ver ANEXO D). En base a este conjunto de tablas, se construyeron regresiones individuales para cada valor de la razón de aspecto, según la forma expresada en la Ecuación 17. De esta manera se tuvieron criterios preliminares según cada valor de h/L indicado. Para la calibración de cada criterio se utilizaron 51 simulaciones, que se distribuyen en 17 simulaciones por cada guía de sobre excavación analizada (0.5 [m], 1.0 [m] y 2.0 [m]).

Adicionalmente, dado que el criterio p [MPa] se basa en el promedio de los esfuerzos principales, éste sólo fue calibrado con 51 simulaciones correspondientes a un valor de razón de aspecto $h/L = 1.6$ que representa el valor promedio de la base de datos.

Ecuación 17. Criterio tipo por valor de razón de aspecto.

$$\sigma_3[MPa] = \alpha + \beta \cdot \text{LOG}(HR) + \gamma \cdot \text{LOG}(Q')$$

Tabla 7-3. Resumen de criterios para σ_3 por valor de h/L .

Valor h/L	Ecuación	R²
0.5	$\sigma_3[MPa] = 1.83 - 1.00 \cdot \text{LOG}(HR) - 2.80 \cdot \text{LOG}(Q')$	0.84
0.8	$\sigma_3[MPa] = 1.74 - 0.67 \cdot \text{LOG}(HR) - 2.68 \cdot \text{LOG}(Q')$	0.85
1.2	$\sigma_3[MPa] = 1.97 - 0.53 \cdot \text{LOG}(HR) - 2.55 \cdot \text{LOG}(Q')$	0.85
1.6	$\sigma_3[MPa] = 2.27 - 0.51 \cdot \text{LOG}(HR) - 2.47 \cdot \text{LOG}(Q')$	0.83
2.0	$\sigma_3[MPa] = 2.57 - 0.56 \cdot \text{LOG}(HR) - 2.43 \cdot \text{LOG}(Q')$	0.80
2.4	$\sigma_3[MPa] = 2.80 - 0.59 \cdot \text{LOG}(HR) - 2.42 \cdot \text{LOG}(Q')$	0.76
2.8	$\sigma_3[MPa] = 3.02 - 0.67 \cdot \text{LOG}(HR) - 2.45 \cdot \text{LOG}(Q')$	0.74
3.1	$\sigma_3[MPa] = 3.18 - 0.70 \cdot \text{LOG}(HR) - 2.48 \cdot \text{LOG}(Q')$	0.72

El resumen de los distintos criterios presentados en la Tabla 7-3 permite hacer un análisis preliminar del comportamiento general de las mediciones del esfuerzo principal menor, desagregadas por valores de la razón de aspecto.

Para observar esta conducta basta fijar valores de tamaño de la pared colgante (HR [m]), y de calidad de macizo rocoso (Q') para saber qué valor están aportando los criterios establecidos a la delimitación de las zonas de relajación con potencial a sobre excavar.

σ_3 [Mpa] en función de Q' (HR = 6.17 [m] fijo)

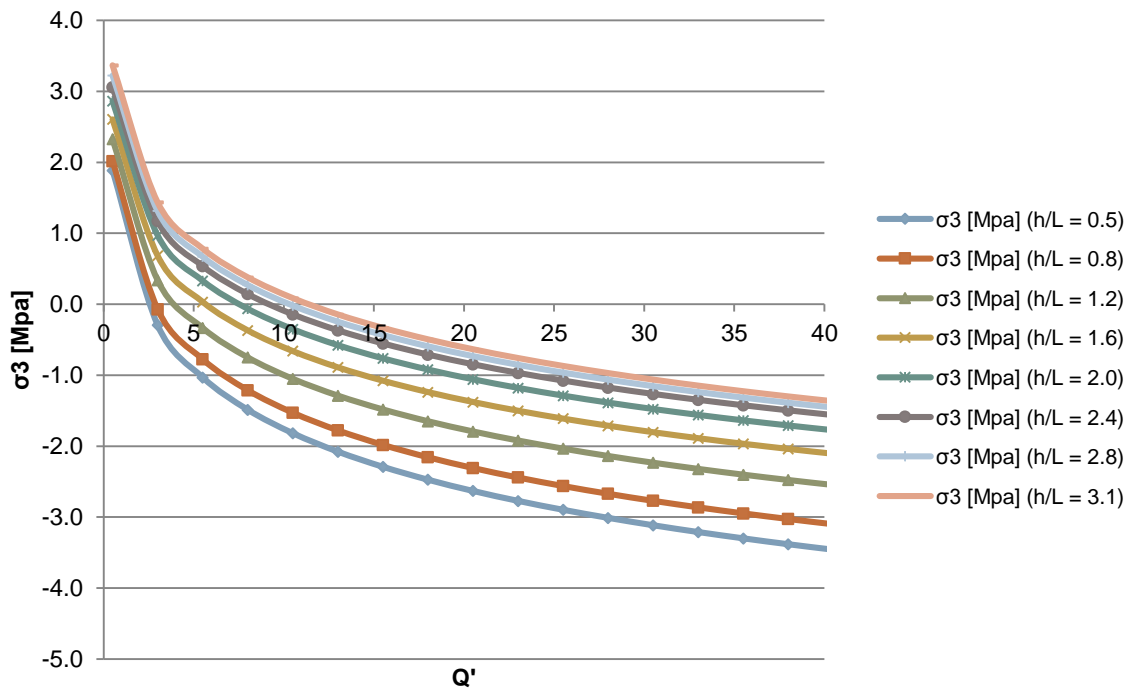


Figura 7-3. Resultados - Variación de esfuerzo principal menor estimado a HR fijo.

σ_3 [Mpa] en función de HR [m] ($Q' = 7.42$ fijo)

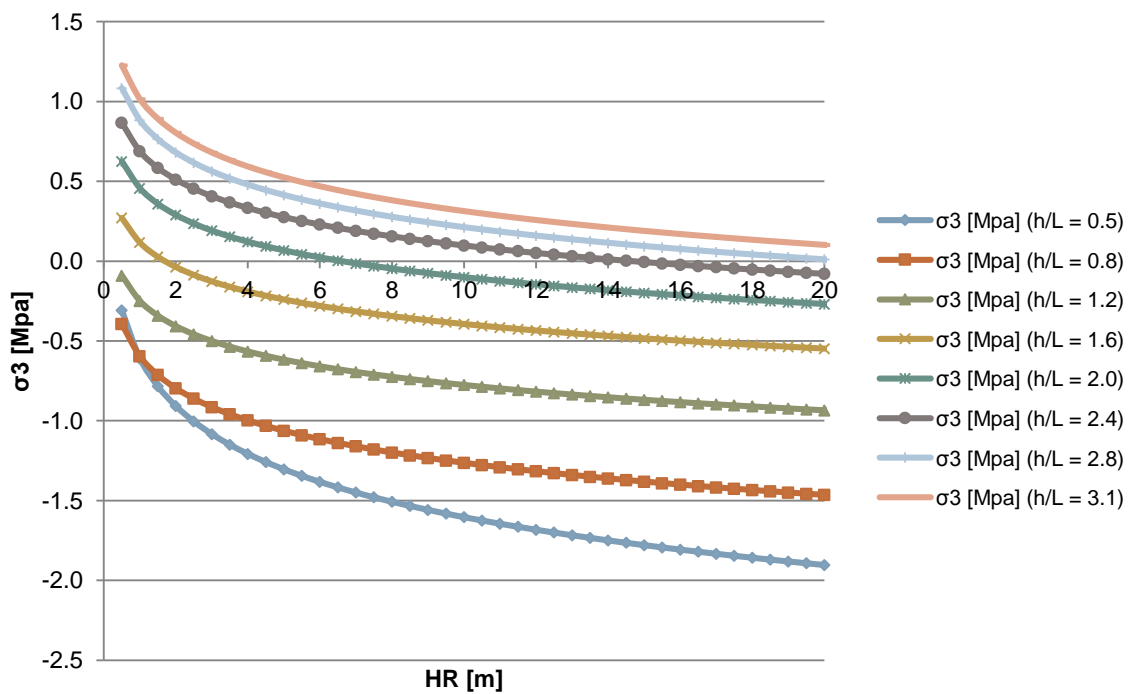


Figura 7-4. Resultados - Variación de esfuerzo principal menor estimado a Q' fijo.

Observando la tendencia general de los resultados (ver Figura 7-3 y Figura 7-4), se aprecian dos fenómenos:

1. A mayor calidad de macizo rocoso, representado por un mayor valor de Q' , menor debe ser el valor de σ_3 [MPa] necesario para provocar la cantidad esperada de sobre excavación. Esto significa que en macizos rocosos más competentes, serán necesarias condiciones de mayor tensión para sobre excavar la pared en comparación a macizos rocosos más fracturados (Q' menor), donde no se requieren valores de tensión (negativos) para provocar que los bloques que se mantienen unidos por fricción, deslicen y caigan.
2. A mayor tamaño de la pared colgante, representado por un mayor valor de HR [m], menor será el valor de σ_3 [MPa] necesario para provocar la cantidad esperada de sobre excavación, tendiendo a atenuar su disminución a tamaños de pared superiores a HR = 14 [m]. Esto se debe a que paredes colgantes de mayor tamaño, generan zonas de relajación mayores (ver Figura 6-10) y tienen mayor potencial de sobre excavación. De esta forma, el valor del esfuerzo principal menor al disminuir su valor necesario para sobre excavar, moderará el aumento de la dilución conforme aumenta el tamaño de la pared según lo observado empíricamente. La estabilización del valor de σ_3 [MPa] a valores grandes de HR hace alusión al fenómeno físico de inestabilidad, que tiende a asentarse hasta lograr configurar un arco mecánico estable. Esto quiere decir que el criterio representa el fenómeno real de propagación de la inestabilidad, siendo ésta acotada hasta la conformación de arcos estables, presentes implícitamente en la estabilización del valor calculado de σ_3 .

Uniando ambos fenómenos anteriores, se aprecia que en efecto las mediciones para σ_3 responden en su sensibilidad a la correlación observada empíricamente entre la cantidad de sobre excavación y los valores de HR y Q' .

Observando en detalle y debido a los coeficientes que acompañan a las variables independientes (HR, Q'), se aprecia que los criterios son más sensibles a variaciones en la calidad de macizo rocoso que a cambios en el tamaño de la excavación.

7.3 CRITERIOS PARA ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN EN MODELAMIENTO NUMÉRICO

Según lo estudiado y presentado anteriormente, se elaboraron tres criterios candidatos para la estimación de dilución por sobre excavación. Estos tres

criterios propuestos guardan relación con los temas discutidos anteriormente y luego de su calibración fueron sometidos a análisis de sensibilidad.

7.3.1 CRITERIO CONFINAMIENTO σ_3 (HR, Q')

Criterio determinado a partir de 51 simulaciones, todas asociadas a un valor h/L fijo de 1.6, correspondiente al promedio de la base de datos Canadiense.

Ecuación 18. Criterio de estimación de dilución – σ_3 (HR, Q')

$$\sigma_3[MPa] = 2.27 - 0.51 \cdot \text{LOG}(HR [m]) - 2.47 \cdot \text{LOG}(Q')$$

7.3.2 CRITERIO CONFINAMIENTO σ_3 (HR, Q', h/L)

Observando la estadística de la base de datos Canadiense asociado al parámetro de razón de aspecto, se advierte que la desviación estándar relativa de este parámetro corresponde a 0.6, denotando un 60% de variabilidad en torno a la media.

Debido a esto y a su peso en la respuesta numérica de los modelos, se determinó un criterio a partir de 408 simulaciones, que incluye la variabilidad para el 90% de los valores de la razón de aspecto. De esta forma se incorpora al criterio el efecto de la razón de aspecto como variable independiente.

Ecuación 19. Criterio de estimación de dilución – σ_3 (HR, Q', h/L)

$$\sigma_3[MPa] = 1.96 - 0.65 \cdot \text{LOG}(HR [m]) - 2.54 \cdot \text{LOG}(Q') + 2.44 \cdot \text{LOG}\left(\frac{h}{L}\right)$$

7.3.3 CRITERIO PRESIÓN MEDIA p (HR, Q')

Criterio determinado a partir de 51 simulaciones, midiendo la presión media en vez del confinamiento. No incorpora la variabilidad de la razón de aspecto si no que fija su valor en 1.6, de acuerdo al promedio de la base de datos.

Ecuación 20. Criterio de estimación de dilución – p (HR, Q')

$$p [MPa] = 16.43 - 0.75 \cdot \text{LOG}(HR [m]) - 8.26 \cdot \text{LOG}(Q')$$

7.4 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE CRITERIOS PROPUESTOS

Los tres criterios candidatos fueron construidos a partir de supuestos como ancho constante, profundidad constante y manto constante. Sin embargo,

poniendo atención a los valores de desviación estándar relativa en la estadística de la base de datos Canadiense (ver Tabla 5-5), se aprecia que estos valores poseen una variación en torno a la media que no es despreciable y por tanto, su influencia sobre la cantidad de sobre excavación debe ser estudiada.

7.4.1 INFLUENCIA DEL ESFUERZO PRINCIPAL INTERMEDIO

Se comparó la sensibilidad de cada criterio al variar el esfuerzo principal intermedio (σ_2 [MPa]), de manera de observar la influencia de este parámetro en la cantidad de sobre excavación potencial.

Para este efecto se fijó la geometría del caserón, y los valores para la caracterización elástica del macizo rocoso, en los valores promedio de la base de datos. Adicionalmente para la profundidad promedio de 778.4 [m], se fijaron los valores para σ_1 y σ_3 , de acuerdo al tensor propuesto por Maloney (2006), en 43.87 [MPa] y 16.63 [MPa] respectivamente. De esta forma, se varió el valor de σ_2 de 16.63 [MPa] a 43.87 [MPa] haciendo que la razón b varíe entre 0 (triaxial en compresión) y 1 (triaxial en extensión). Los resultados del cambio en la cantidad de sobre excavación potencial pueden verse en la Figura 7-5 y en la Figura 7-6.

Se observa que todos los criterios exhiben una reducción de la sobre excavación producto del aumento del valor del esfuerzo principal intermedio. Este valor juega un rol importante en el patrón de esfuerzos inducidos en torno a la excavación, proveyendo mayor confinamiento a la zona y por ende entregando mayor poder autosoportante a la pared colgante, cuando el valor de b se acerca a 1. De esta forma, los bloques de roca se encontrarán sostenidos entre unos y otros previniendo sobre excavaciones severas.

Haciendo una comparación entre los resultados de los criterios propuestos de esfuerzo principal menor (σ_3) y presión media (p), dado un aumento del valor de b , se observa que los resultados de los criterios de σ_3 no difieren en gran medida entre sí, mientras que el criterio de presión media es altamente sensible. Lo primero ocurre debido a que, dada las condiciones de macizo rocoso y geometría del caserón, los criterios de σ_3 entregan valores parecidos para la envolvente de sobre excavación. La alta sensibilidad del criterio de presión media incluso predice valores de sobre excavación bajo los 0.5 [m] para la pared colgante en condiciones de $b = 1$, siendo el valor de radio hidráulico de la pared 6.2 [m].

Influencia de esfuerzo principal intermedio en ELOS con criterios previos

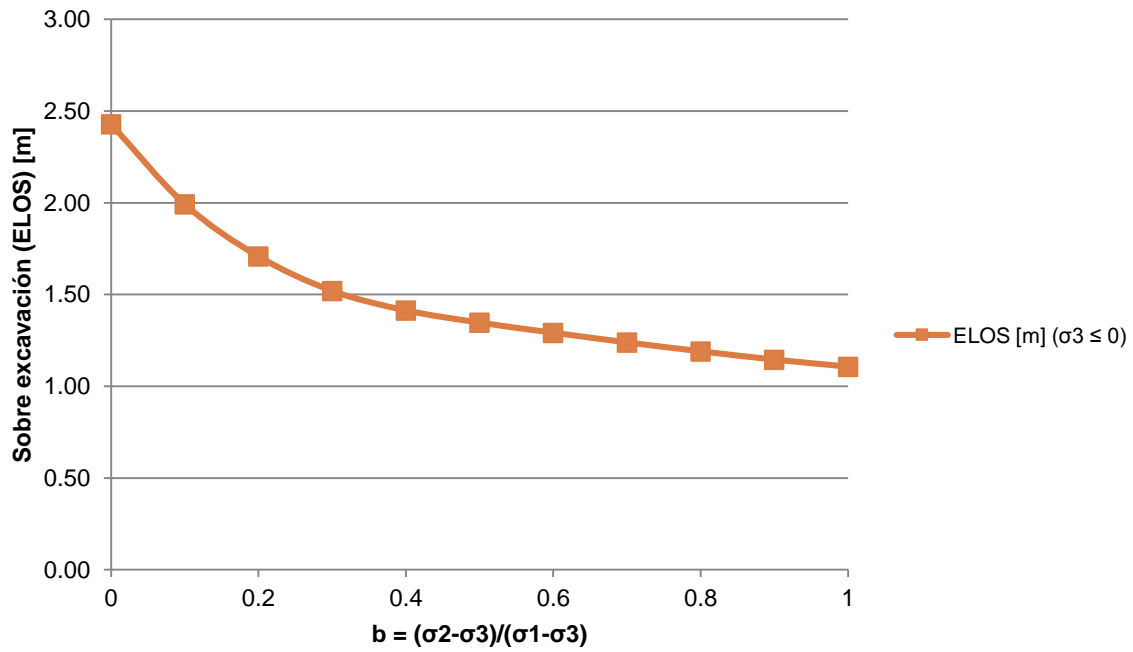


Figura 7-5. Influencia de esfuerzo principal intermedio en criterio $\sigma_3 \leq 0$

Influencia de esfuerzo principal intermedio en ELOS por criterio propuesto

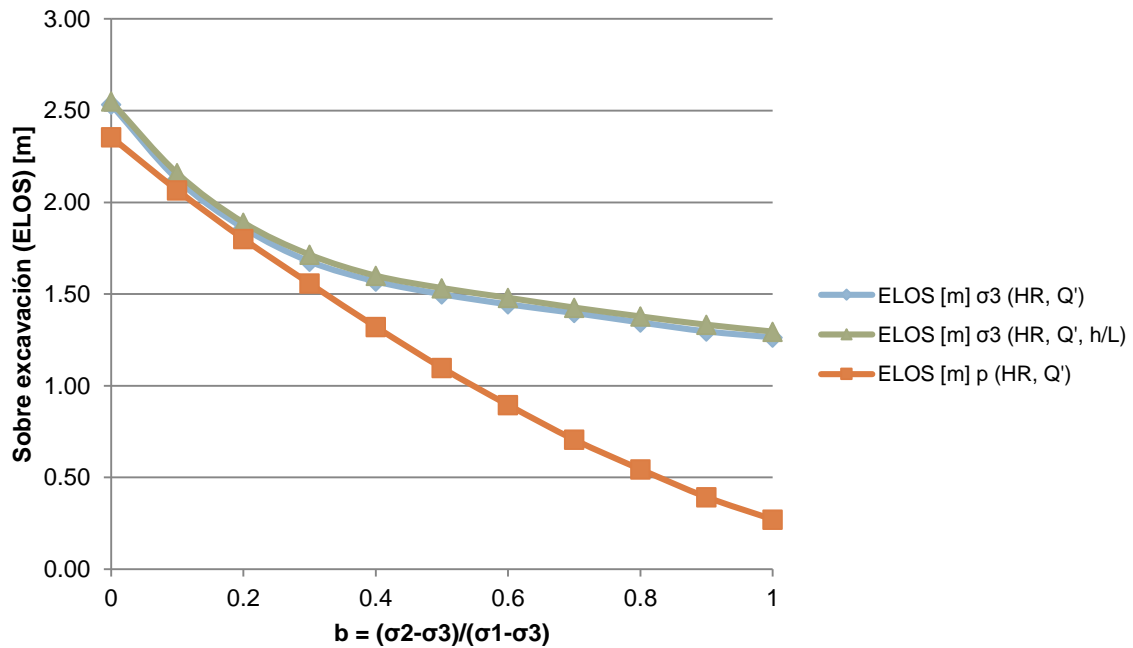


Figura 7-6. Influencia de esfuerzo principal intermedio en criterios propuestos σ_3 y p

Tabla 7-4. Valores criterios analizados.

Criterio	Valor	Unidad
σ_3 (HR, Q')	0.11	[MPa]
σ_3 (HR, Q', h/L)	0.12	[MPa]
p (HR, Q')	9.96	[MPa]

7.4.2 INFLUENCIA DEL ANCHO Y PROFUNDIDAD DEL CASERÓN

Para la totalidad de las simulaciones hasta el momento, el ancho del caserón fue fijado en 7.2 [m] según las decisiones tomadas. Sin embargo, en la base de datos Canadiense el ancho presenta una desviación estándar relativa de 0.8, por lo que la sensibilidad de la respuesta de los criterios a su variación es importante de manera de trazar la aplicabilidad del criterio en la práctica.

Para este efecto, se fijó la calidad de macizo rocoso y la geometría del caserón en los promedios de la base de datos ($Q' = 5.2$, $L = 23.4$ [m], $h = 33.3$ [m], $dip = 60.9$ [°]). Los esfuerzos se calcularon en base a la profundidad y al tensor de Maloney (2006), variando en conjunto dos parámetros: el valor del ancho del caserón y el valor de la profundidad. Estos valores fluctuaron entre 2 [m] y 18 [m] para el ancho, y 262 [m] y 1071 [m] para la profundidad, cubriendo así el 90% del rango de valores de la base de datos Canadiense para ambos parámetros.

Observando los resultados presentados en la Figura 7-7 y la Figura 7-8, es posible notar a primera vista que para la totalidad de criterios analizados existe una disminución de la dilución conforme aumenta el ancho de la excavación. Esto guarda relación con la uniformización de la distribución de esfuerzos en torno a la excavación.

Cuando se tienen geometrías de caserones con anchos mucho menores a los valores de largo y alto, se generan zonas de mayor concentración de esfuerzos en los abutments. Esto a su vez, genera conformaciones de zonas de mayor relajación en la pared colgante y zonas de mayor concentración de esfuerzos en el techo, lo que numéricamente indica mayor cantidad de sobre excavación a través de la pared colgante. Al aumentar el ancho del caserón, las dimensiones de la geometría modelada se hacen más parecidas entre sí, por lo que las zonas de relajación y compresión disminuyen sus gradientes y progresivamente se tornan más uniformes, y por ende la delimitación de la zona de relajación es menor. Este aspecto resalta en el modelo, y propone la recomendación de estudiar el rol del ancho para distintas geometrías en estudios futuros.

Variación ELOS [m] estimada con ancho [m] y profundidad [m] en criterios previos

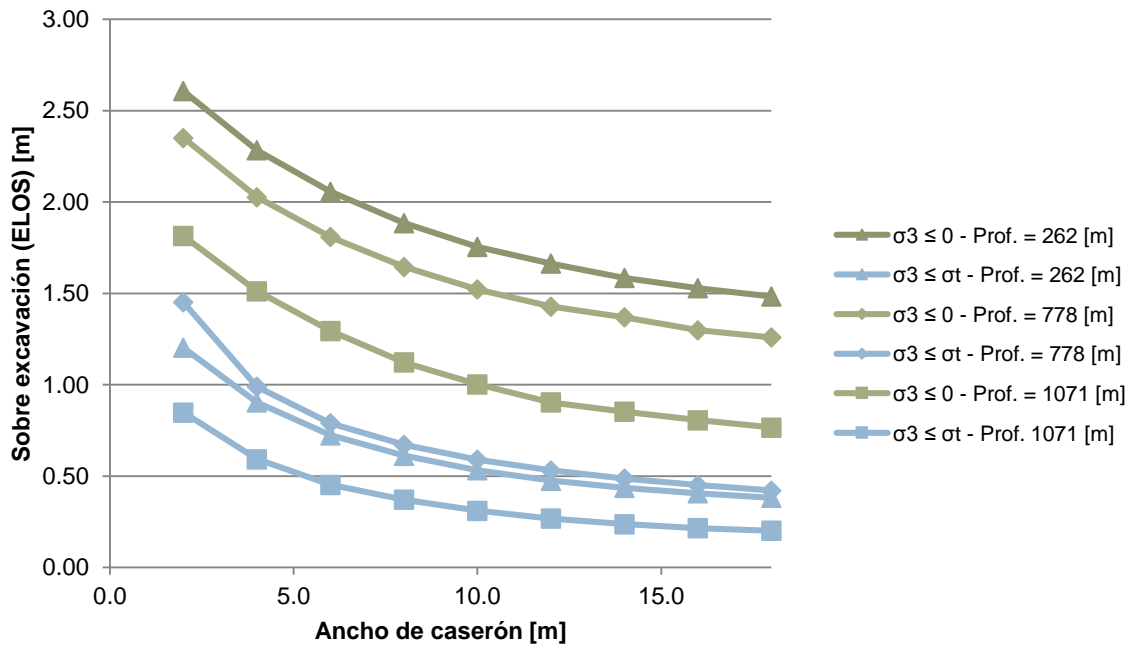


Figura 7-7. Influencia de ancho [m] y profundidad [m] en criterios previos: $\sigma_3 \leq 0$ y $\sigma_3 \leq \sigma_t$

Variación ELOS [m] estimada con ancho [m] y profundidad [m] en criterios propuestos

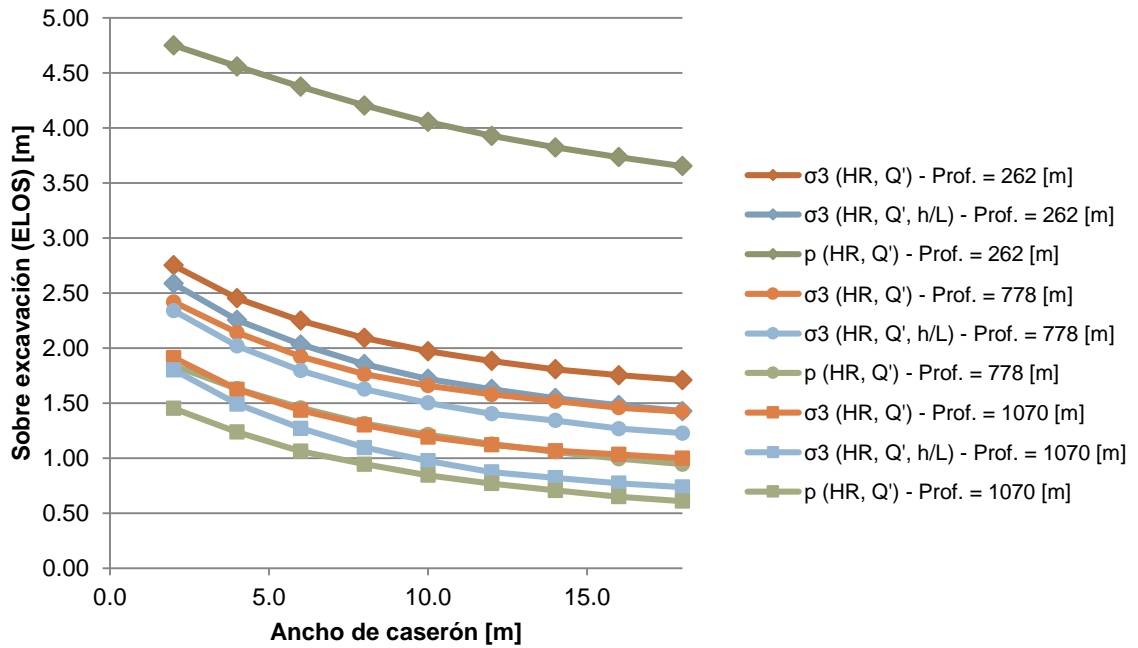


Figura 7-8. Influencia de ancho [m] y profundidad [m] en criterios propuestos σ_3 y p

Observando los resultados, en correspondencia al aumento de profundidad, se aprecia una tendencia común en los criterios basados en el esfuerzo principal menor: a mayor profundidad, menor cantidad de sobre excavación. Esto se debe a que físicamente, con un aumento en la profundidad, el caserón se encontrará sometido a mayor confinamiento y por ende la zona de relajación será de menor envergadura. A profundidades más someras, la pared colgante estará sometida a menor confinamiento, y por ende será más fácil conformar una zona donde los esfuerzos disminuyan por bajo el umbral necesario para mantener trabados los bloques que conforman el macizo rocoso.

Esta tendencia es común salvo por el criterio establecido en base a la presión media. Este criterio exagera la tendencia explicada anteriormente, ya que presenta medidas de dilución muy altas para una profundidad de 262 [m]. Esto advierte que para este criterio su rango de calibración de esfuerzos es importante, siendo éste el tercer dominio de Maloney (2006). Por tanto, su eventual utilización no debiese ocuparse en análisis de profundidades menores a los 600 [m].

7.4.3 INFLUENCIA DEL ALTO Y MANTEO DE LA PARED COLGANTE

Pese a que el alto proyectado y el manteo de la pared colgante presentaron valores bajos de desviación estándar relativa (0.4 y 0.3 respectivamente), lo que indica poca variación en torno al valor medio, se quiso estudiar la influencia de su variación en la respuesta numérica de los criterios calibrados.

Para esto se fijó el largo (23.4 [m]) y el ancho (7.2 [m]) de los caserones a simular en el promedio de la base de datos Canadiense, y se utilizaron tres alturas verticales a analizar: 20 [m], 30 [m] y 40 [m]. Para cada una de estas alturas verticales el manteo de la pared colgante se varió entre 30° y 90°, abarcando el 92% del rango de valores presentes en la base de datos para este parámetro. Según el valor del manteo de la pared colgante y el valor de la altura vertical asociada al caso de estudio, se despejó el valor para la altura proyectada, determinando así la geometría completa del caserón a evaluar. Debido a lo anterior, los parámetros de radio hidráulico (HR [m]) y de razón de aspecto (h/L) de la pared colgante fueron variando caso a caso perdiendo así el control sobre estos parámetros que se indicó anteriormente.

La calidad de macizo rocoso y la profundidad también fueron fijadas en los valores promedio de la base de datos ($Q' = 5.2$, profundidad = 778.4 [m]), calculando los esfuerzos para dicha profundidad. El cambio en la cantidad de sobre excavación estimada por cada criterio calibrado, puede verse en las figuras siguientes.

**Variación ELOS [m] estimada con alto [m] y dip [°]
en criterio $\sigma_3 \leq 0$ y p (HR, Q')**

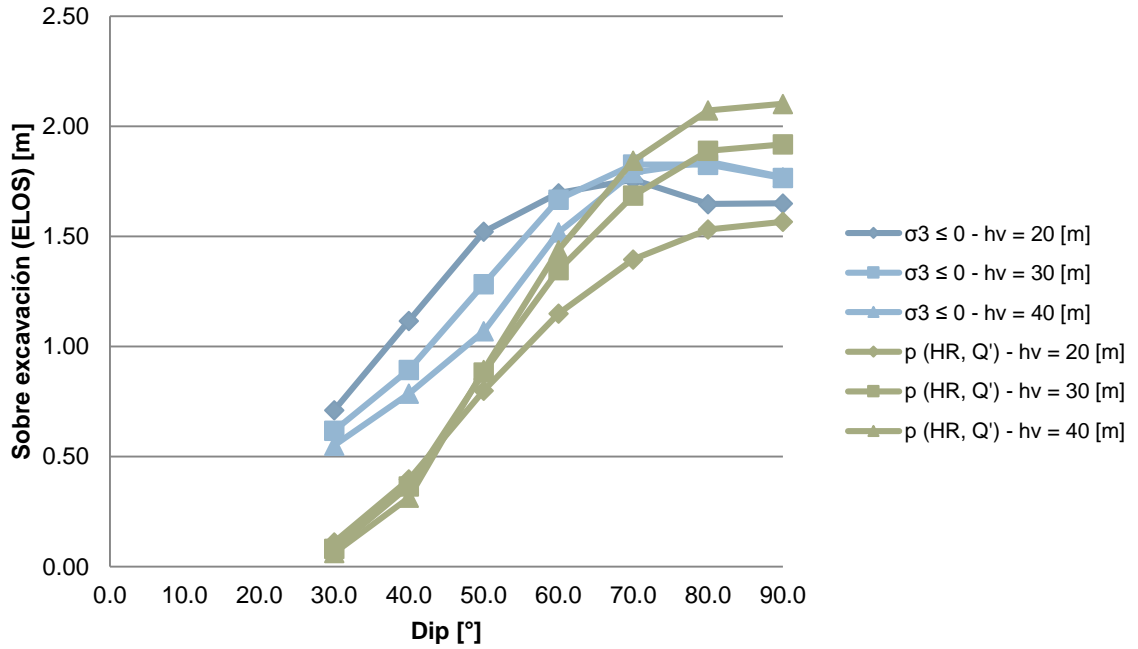


Figura 7-9. Influencia de alto vertical [m] y dip [°] en criterio $\sigma_3 \leq 0$ y p (HR, Q')

**Variación ELOS [m] estimada con alto [m] y dip [°]
en criterio σ_3 (HR, Q') y σ_3 (HR, Q', h/L)**

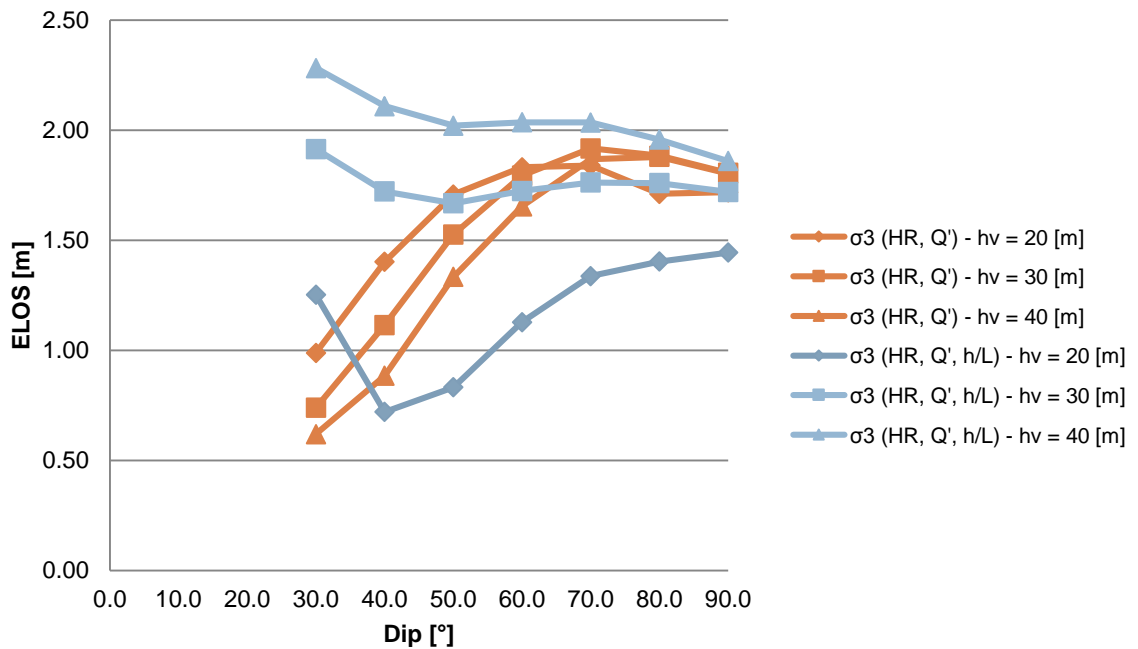


Figura 7-10. Influencia de alto vertical [m] y dip [°] en criterio σ_3 (HR, Q') y σ_3 (HR, Q', h/L)

Todos los criterios presentados, salvo el criterio de σ_3 (HR, Q', h/L), se comportan de una forma a priori no esperada. Según la experiencia de terreno, se espera que al disminuir la inclinación o manteo de la pared colgante, se genere un aumento de la dilución. Este aumento es causado por un incremento del valor del radio hidráulico de la pared, y por la exposición que sufren los bloques que conforman el macizo rocoso a la acción de la gravedad. Esto se traduce en un aumento de la inestabilidad de la pared producto de la conformación de zonas de relajación mayores, y de una mayor exposición a las fuerzas de cuerpo desestabilizadoras.

Observando los resultados, el único criterio que destaca por mantener un perfil decreciente de la cantidad de dilución conforme el caserón se torna más vertical es el criterio σ_3 (HR, Q', h/L), dado que incorpora explícitamente el efecto de la razón de aspecto en el cálculo de la envolvente de sobre excavación potencial.

No obstante, el perfil decreciente no se aprecia en el resto de los criterios. Anteriormente ya se registró el efecto que tiene la razón de aspecto de la pared colgante en la cantidad de sobre excavación, parámetro que justamente para estas simulaciones no fue controlado. Al variar el ángulo de inclinación, varió la altura proyectada y con esto el valor de h/L. Dado que el largo es fijo, al disminuir el valor de la inclinación de los caserones y aumentar su alto proyectado, el valor de la razón h/L fue en aumento, lo que puede apreciarse en la Tabla 7-5. Esto implicó que la mayoría de los criterios no represente la experiencia práctica descrita anteriormente.

Los criterios σ_3 (HR, Q') y $\sigma_3 \leq 0$ muestran además un peak de sobre excavación para inclinaciones entre 60° y 80°, manteniendo ambos un perfil similar.

Tabla 7-5. Geometrías para análisis de sensibilidad dip y alto.

Dip [°]	hv = 20 [m]			hv = 30 [m]			hv = 40 [m]		
	HR [m]	Alto [m]	h/L	HR [m]	Alto [m]	h/L	HR [m]	Alto [m]	h/L
30	7.4	40.0	1.71	8.4	60.0	2.57	9.0	80.0	3.42
40	6.7	31.1	1.33	7.8	46.7	2.00	8.5	62.2	2.66
50	6.2	26.1	1.12	7.3	39.2	1.68	8.1	52.2	2.23
60	5.8	23.1	0.99	7.0	34.6	1.48	7.8	46.2	1.98
70	5.6	21.3	0.91	6.7	31.9	1.37	7.5	42.6	1.82
80	5.4	20.3	0.87	6.6	30.5	1.30	7.4	40.6	1.74
90	5.4	20.0	0.86	6.6	30.0	1.28	7.4	40.0	1.71

Con respecto al último criterio calibrado, en función de la presión media p [MPa], este exhibe una conducta que si bien respeta la relación entre tamaño

y dilución para una misma inclinación, presenta un perfil creciente conforme aumenta el manto hasta alcanzar un máximo a 90°, lo que tampoco es relacionable con fenómenos físicos observados en la práctica.

7.4.4 ESTABILIZACIÓN DE LA RESPUESTA NUMÉRICA

La propagación de la inestabilidad que causa la sobre excavación no es ilimitada. Esta inestabilidad se comporta en distintas etapas, pasando de un estado acelerado a una desaceleración conforme se logra una configuración de condición estable. Así, la inestabilidad se propaga en un comienzo transgrediendo los límites de diseño a través de la sobre excavación, y aumentando el volumen de roca fallada, hasta conformar un arco mecánico estable que logre frenar el avance de la inestabilidad, formando así una condición estable.

Físicamente, este fenómeno debe identificarse como una estabilización en el valor de la estimación de la sobre excavación, conforme se alcanzan condiciones de deformaciones planas (largo \gg ancho, alto). La conducta esperada de la formación de arcos mecánicos estables debe partir con un aumento fuerte de la sobre excavación, para luego progresivamente frenar su crecimiento hasta estabilizar la magnitud de sobre excavación en un nivel constante.

De manera de visualizar la estabilización esperada de la sobre excavación, se fijaron en los valores promedio de la base de datos, el ancho (7.2 [m]) y el manto del caserón (60.9°). El valor del largo fue aumentado desde un valor inicial de 10 [m] hasta un máximo de 60 [m] para tres alturas proyectadas de 20 [m], 30 [m] y 40 [m] de manera de visualizar la estabilidad de la respuesta numérica a distintos tamaños.

La calidad de macizo rocoso y la profundidad fueron dejadas constantes ($Q' = 5.2$, profundidad = 778.4 [m]) según los valores de la base de datos. De esta forma para cada realización, los resultados de la cantidad de dilución estimada por cada criterio se presentan en la Figura 7-11, Figura 7-12, Figura 7-13 y Figura 7-14.

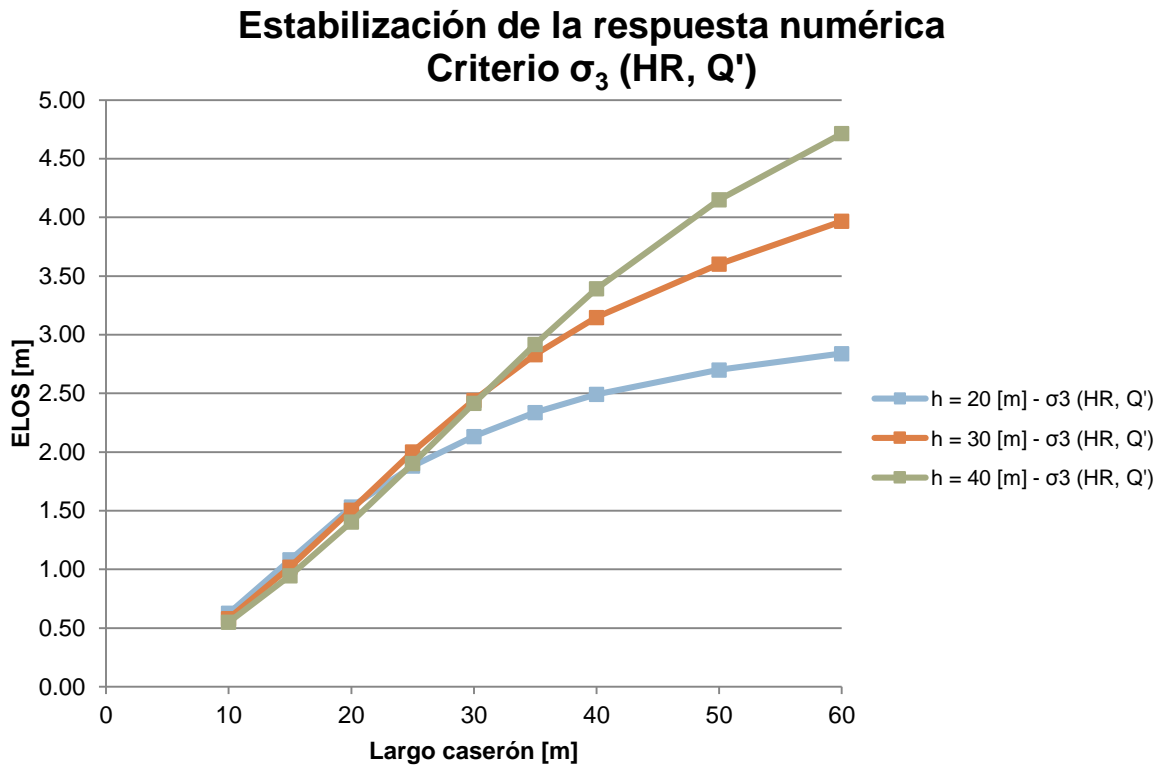


Figura 7-11. Estabilización de la respuesta numérica - Criterio σ_3 (HR, Q')

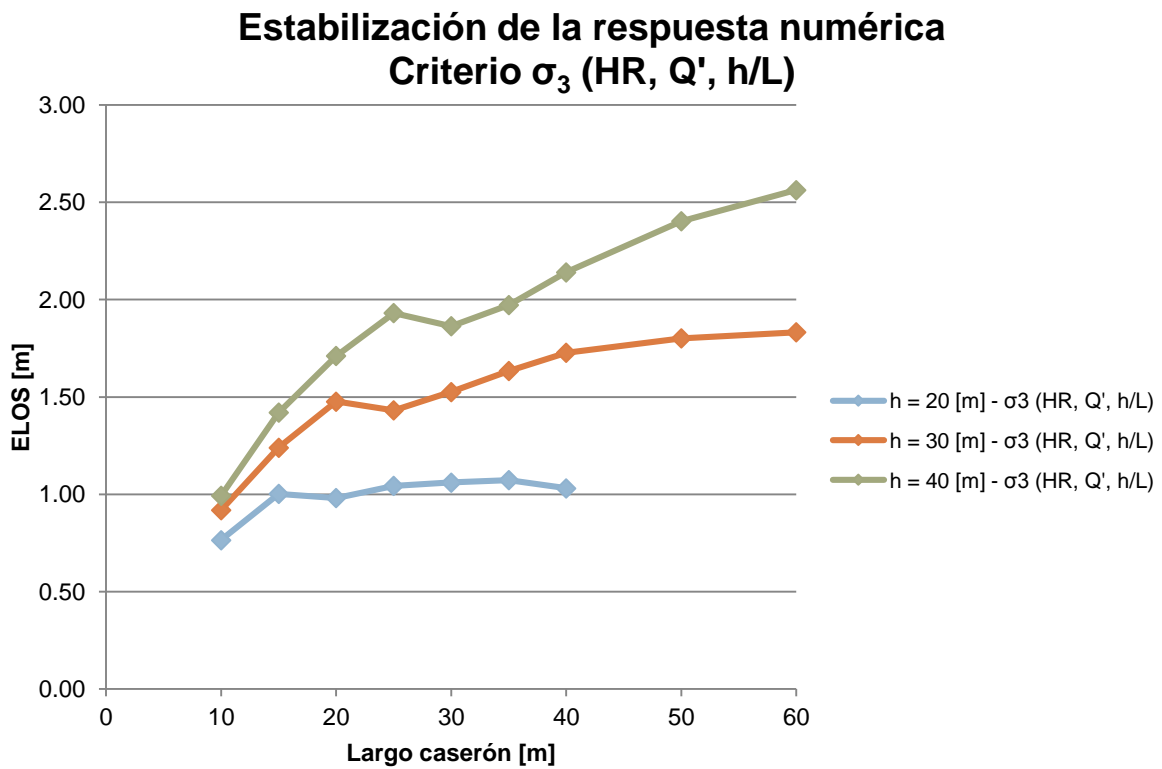


Figura 7-12. Estabilización de la respuesta numérica - Criterio σ_3 (HR, Q', h/L). Altura $h = 20$ [m] fue modelada hasta relaciones de aspecto $h/L \geq 0.5$

Estabilización de la respuesta numérica Criterio p (HR, Q')

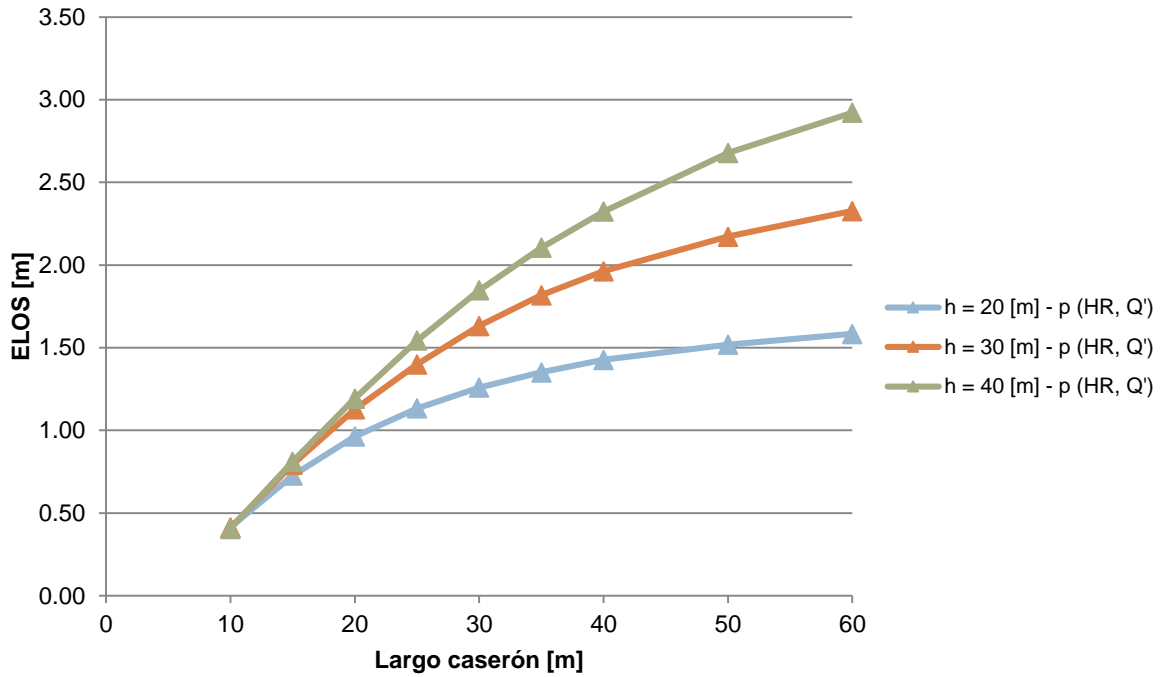


Figura 7-13. Estabilización de la respuesta numérica - Criterio p (HR, Q')

Estabilización de la respuesta numérica Criterio $\sigma_3 \leq 0$

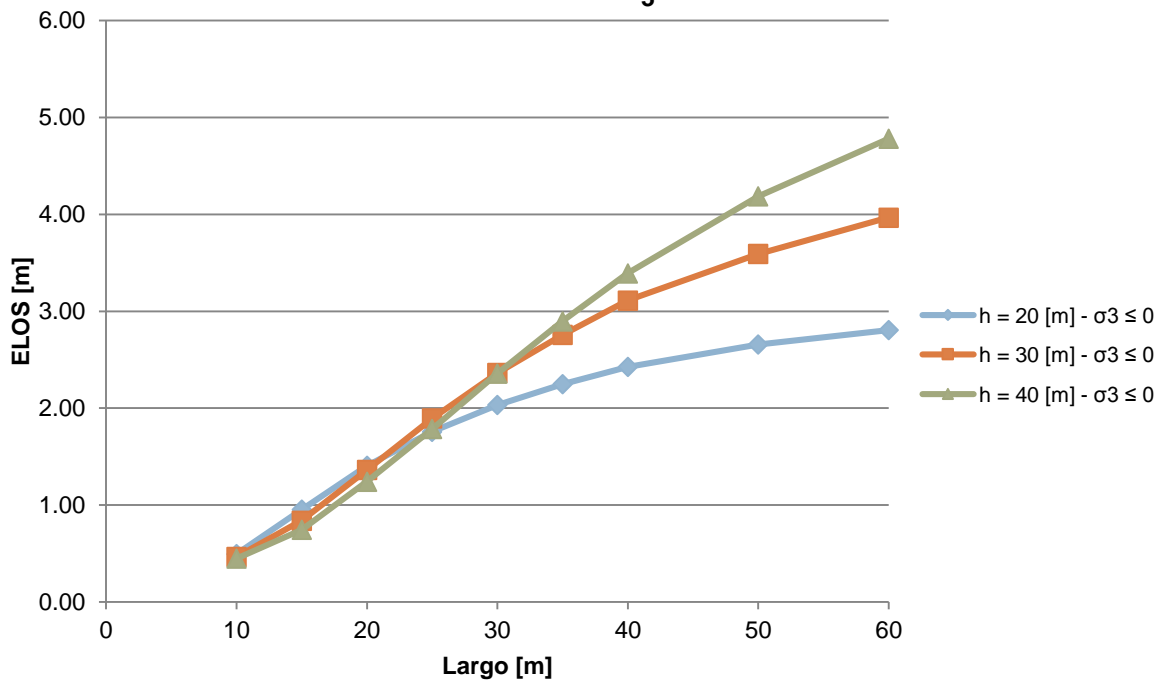


Figura 7-14. Estabilización de la respuesta numérica - Criterio $\sigma_3 \leq 0$

De los resultados se observa que todos los criterios logran parcialmente estabilizar la cantidad de sobre excavación predicha, de acuerdo a los fenómenos físicos de configuración de arcos mecánicos estables. Lo anterior es de mayor notoriedad en alturas inclinadas de 20 [m], donde las condiciones de deformaciones planas se acercan en mayor medida al llegar a un largo de 60 [m].

Si bien la mayoría de los criterios se estabiliza sin sobresaltos, el criterio σ_3 (HR, Q', h/L) sufre alteraciones leves en ciertos puntos. Todos estos ocurren a razones de aspecto cuyos valores fluctúan entre 1.3 y 1.6, lo que debiese suavizarse al utilizar una discretización más fina del parámetro h/L para la calibración de este criterio.

7.4.5 EFECTO DE LA DENSIDAD DE LA GRILLA EN LA RESPUESTA NUMÉRICA

En modelamiento numérico en mecánica de rocas, la representación física del modelo tiene repercusiones directas en la respuesta a obtener. Entendiendo esta representación física como la creación de la geometría y la generación del medio a modelar, ha de estar sujeta a toma de decisiones y supuestos. Estas decisiones guardan en relación a la selección de ejes de simetría axiales, la lejanía de los bordes del modelo relativo a la excavación, y al tamaño de las zonas que discretizarán el medio.

Las zonas y su unión mediante nodos en sus vértices, logran representar el espacio tridimensional en su totalidad (ver Sección 3.1.3 Método de diferencias finitas (FDM)). Usualmente la decisión sobre la cantidad de zonas y nodos a modelar, obedece a una optimización de costos computacionales, ya que se juega con la precisión de la solución numérica versus los tiempos de cálculo computacional y procesamiento numérico. Debido a que siempre se favorecerá la precisión de la solución en las zonas de interés según el objetivo del estudio numérico, es común la utilización de grillas gradadas de manera de optimizar los recursos. Esto quiere decir que para zonas de alto gradiente de esfuerzos, se privilegiará la utilización de zonas de menor tamaño, y para distancias más alejadas, con menor gradiente de esfuerzos, zonas de mayor tamaño. Sin embargo, ¿Cómo saber si la gradación de la grilla es en efecto correcta y no se pierde información?

Para dar respuesta a esta interrogante se llevaron a cabo distintas simulaciones que modelaron el mismo caserón, cuya única diferencia es en el aumento de la cantidad de zonas que discretizan el medio, es decir, se dio paso desde grillas más finas a grillas más gruesas de manera de analizar el cambio en la respuesta.

La geometría del caserón fue fijada en su totalidad en los valores promedio de la base de datos, al igual que la calidad de macizo rocoso y la profundidad del caserón.

El paso de una grilla más fina a una grilla más gruesa consistió en disminuir la cantidad total de zonas en el modelo. Esto se realiza aumentando el tamaño de zonas en el borde de la excavación, y disminuyendo el número de zonas en los bordes externos del modelo.

El aumento de tamaño de las zonas en el borde de la excavación consistió en modificar el tamaño mínimo de las zonas que delimitan la excavación progresivamente, desde cubos de 0.5 [m] a cubos de 1.1 [m]. En armonía con el aumento de tamaño, el número de zonas hacia el exterior también disminuye variando las razones de aumento de tamaño hacia el exterior, desde 1.05 a 1.1. De esta forma, la evolución del número de zonas en el modelo desde una grilla fina a una gruesa se muestra en la Figura 7-15, donde se pasó desde un modelo de 2.7 millones de zonas a uno de 0.7 millones de zonas.

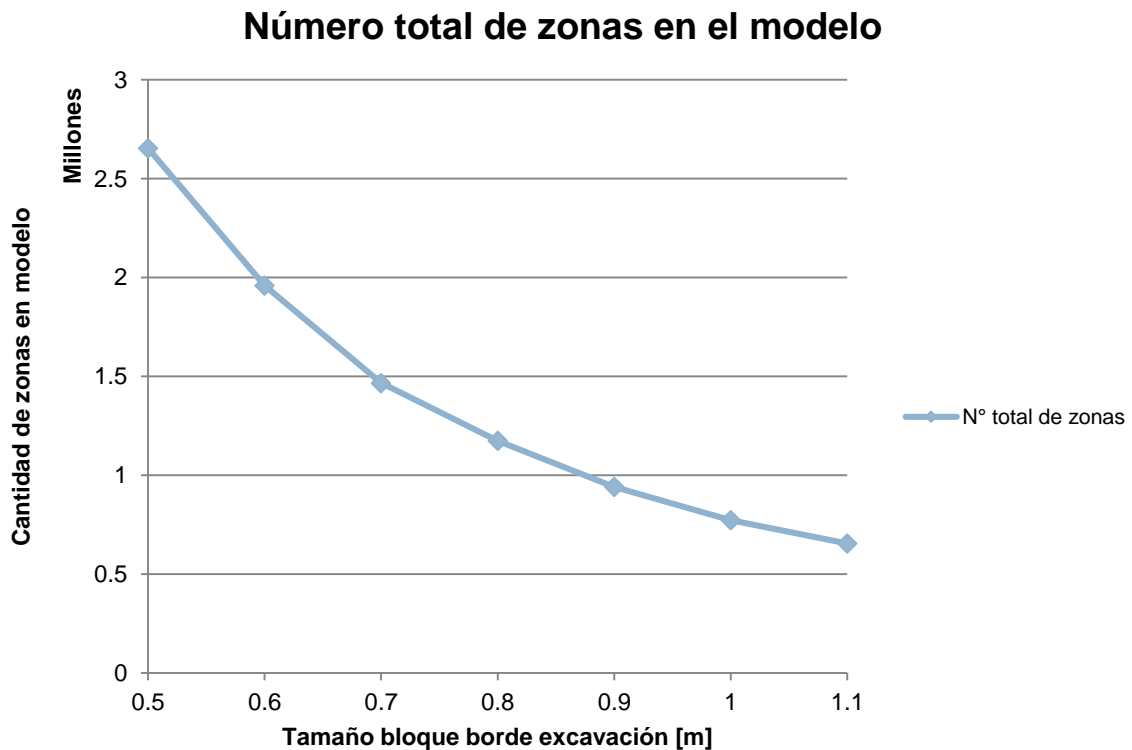


Figura 7-15. Evolución del número de zonas en modelo - Densidad de grilla de modelamiento.

Con los modelos creados, se estudió cómo varió la cantidad de sobre excavación potencial delimitada por cada criterio, conforme disminuía el número de zonas, es decir, a medida que la malla pasaba de una densidad alta a una densidad baja. Esta variación puede verse en la Figura 7-16.

Cantidad de sobre excavación estimada versus número de zonas en modelo numérico

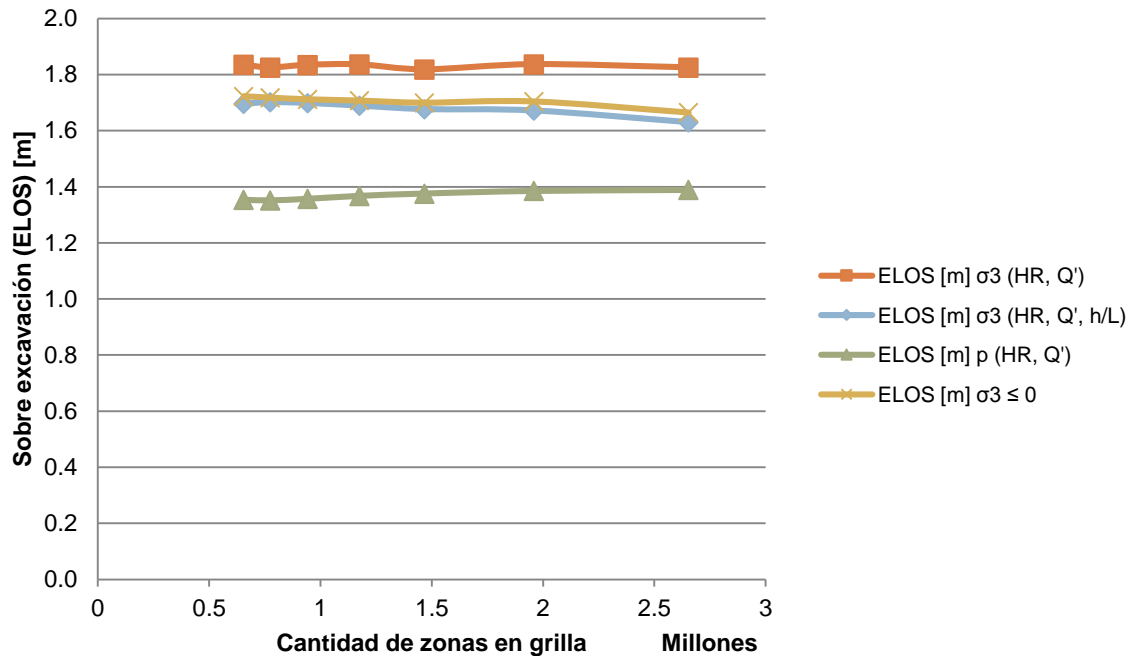


Figura 7-16. Sensibilidad sobre excavación estimada con densidad de grilla.

La tendencia es clara con respecto a la insensibilidad de los criterios a la densidad de la grilla. Si bien existe una natural oscilación del valor en torno a la media de cada criterio, la dispersión general es bastante baja, del orden de 0.02 [m] para cada criterio. Estos resultados permiten confiar en la respuesta numérica de los modelos, aún cuando no se pueda generar una malla demasiado fina por falta de recursos computacionales. Aún así, es de destacar que para simulación la malla permaneció gradada, privilegiando las zonas de mayor gradiente de esfuerzos (zona de relajación tras la pared colgante) con un mayor número de zonas.

Tabla 7-6. Resumen resultados sensibilidad grilla.

Criterio		σ_3 (HR, Q')	σ_3 (HR, Q', h/L)	p (HR, Q')	$\sigma_3 \leq 0$
Valor criterio	[MPa]	0.08	-0.01	9.92	0
ELOS promedio	[m]	1.8	1.7	1.4	1.7
Desv. Std.	[m]	0.01	0.02	0.02	0.02
N° simulaciones		7	7	7	7

7.5 ESTUDIO DE CASO – MARTIN (1999)

Con objeto de comprobar qué tan próxima a la realidad es la estimación de los criterios numéricos candidatos, y así proponer a su vez el que mejor se desempeñe en la estimación de sobre excavación, se llevó a cabo un estudio de caso según los datos publicados por Martin (1999).

Estos datos corresponden a una mina explotada por Longhole Stopping en modalidad de veta angosta en Canadá, en donde los caserones se encontraban en explotación a una profundidad bajo 300 [m].

Según lo reportado por Martin (1999), se tienen geometrías de caserones más bien estandarizadas que se diferencian básicamente en el alto de la pared, variando de 25 [m] a 40 [m]. El resumen de los parámetros geométricos, de calidad de macizo rocoso y de medición de esfuerzos en el lugar de la explotación se muestra tabulado a continuación.

Tabla 7-7. Valores geometría de caserones - Estudio de caso.

Geometría caserones		
Ítem	Valor	Unidad
Profundidad	300	[m]
Ancho	3	[m]
Dip	90	[°]
Alto menor	25	[m]
Alto mayor	40	[m]
Largo	50	[m]

Tabla 7-8. Caracterización geomecánica del macizo rocoso.

Macizo rocoso		
Ítem	Valor	Unidad
GSI	70	
Q'	18	
Módulo de deformación (E_{rm})	35	[GPa]
Razón de Poisson (ν)	0.2	
UCS_{RM}	22.6	[MPa]
σ_{tRM}	-0.8	[MPa]
N' max	10	
N' min	6	

Tabla 7-9. Valores de esfuerzos principales.

Esfuerzos principales		
Ítem	Valor	Unidad
σ_1	22	[MPa]
σ_2	13	[MPa]
σ_3	8	[MPa]

De acuerdo a la orientación de los esfuerzos principales relativo a la excavación, Martin (1999) establece que mediciones a nivel regional proponen que la dirección del esfuerzo principal mayor fuese paralela al rumbo de la pared colgante. Sin embargo, a escala local o escala mina no fueron llevados a cabo estos estudios por lo que realiza un estudio considerando dos orientaciones límite: perpendicular al rumbo de la pared colgante y paralelo al rumbo de ésta.

Mediciones en terreno han identificado la cantidad de sobre excavación percibida para ambas alturas, ascendiendo a 37.5% para una altura de 25 [m] y 57.5% para una altura de 40 [m], lo que significan ELOS de 1.1 [m] y 1.7 [m] respectivamente.

7.5.1 ANÁLISIS GRÁFICO: DESEMPEÑO GUÍAS DE ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN ACTUALIZADAS

El diseño de los caserones presentados por Martin (1999) se basa en la metodología de diseño empírico de Potvin (1988), al utilizar el número de estabilidad modificado (N'). Debido a que la actualización del modelo de dilución fue elaborada en base a la metodología de Mathews, utilizando el número de estabilidad N , se hizo necesario realizar una transformación de un sistema a otro. Para este efecto se realizó una regresión lineal entre los valores de N' y N conocidos en la base de datos (ver Figura 7-17).

De esta forma, los valores N'_{\max} y N'_{\min} entregados anteriormente se transforman en $N_{\max} = 14.9$ y $N_{\min} = 9.5$, lo que entrega una media geométrica de $N'_{\text{prom}} = 11.9$. Con esta información ya se tienen los pares ordenados necesarios para poder evaluar su ubicación relativa a las guías de dilución en el gráfico de estabilidad.

Dado que la información se presenta con N , N' y HR [m], se hará una comparación entre la estimación proporcionada por las guías de dilución de Clark (1998), versus la estimación entregada por las guías actualizadas.

Relación N (Mathews) - N' (Potvin)

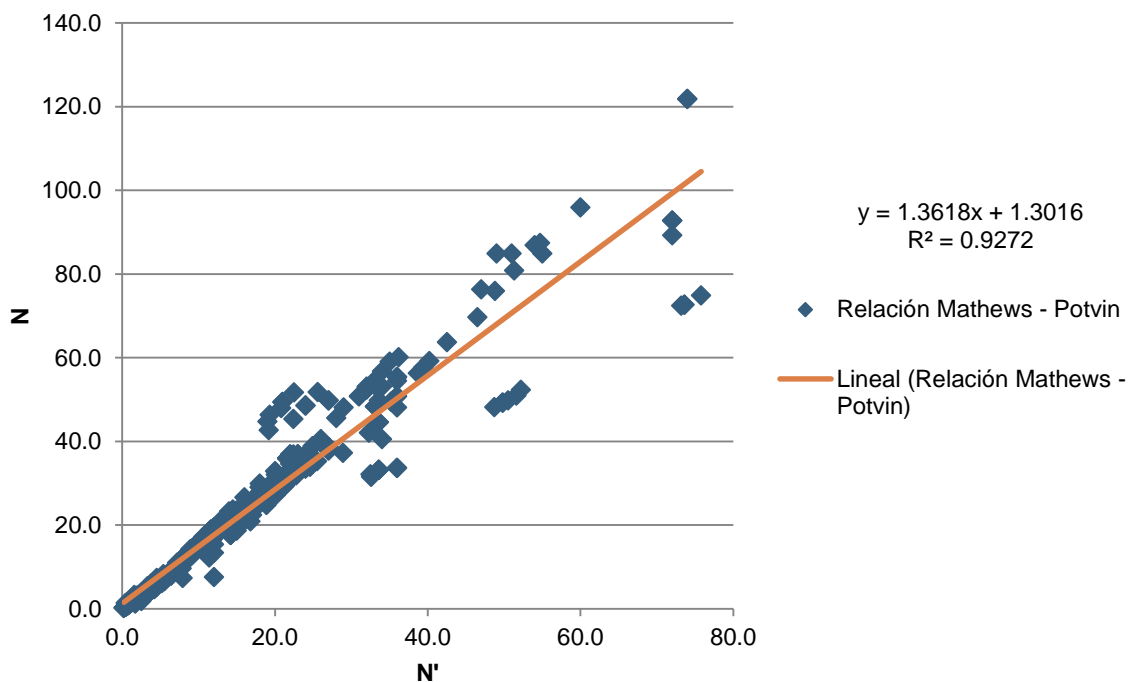


Figura 7-17. Relación N - N'.

Se observa en las guías actualizadas (Figura 7-18) que la estimación es aceptable, dada las imprecisiones y dispersión de la metodología gráfica. El Caso 1 en efecto cae dentro de la zona correspondiente a sobre excavación entre 1 [m] y 2 [m], no obstante el Caso 2 se aloja en la zona con sobre excavación mayor a 2 [m], muy cercano a la frontera conjunta con la zona entre 1 [m] y 2 [m]. Esto mismo ocurre con las curvas de Clark (1998) (Figura 7-19) para el Caso 1, sin embargo el Caso 2 se aleja de la frontera hacia la zonas de sobre excavaciones mayores.

Si bien la dispersión es natural en estos tipos de análisis, lo que se busca es que los puntos estén mejor clasificados por clase, lo que ocurre de forma sutilmente mejor con el modelo actualizado en vez de las guías establecidas por Clark (1998).

Gráfico de estabilidad de Mathews
Modelo actualizado de dilución

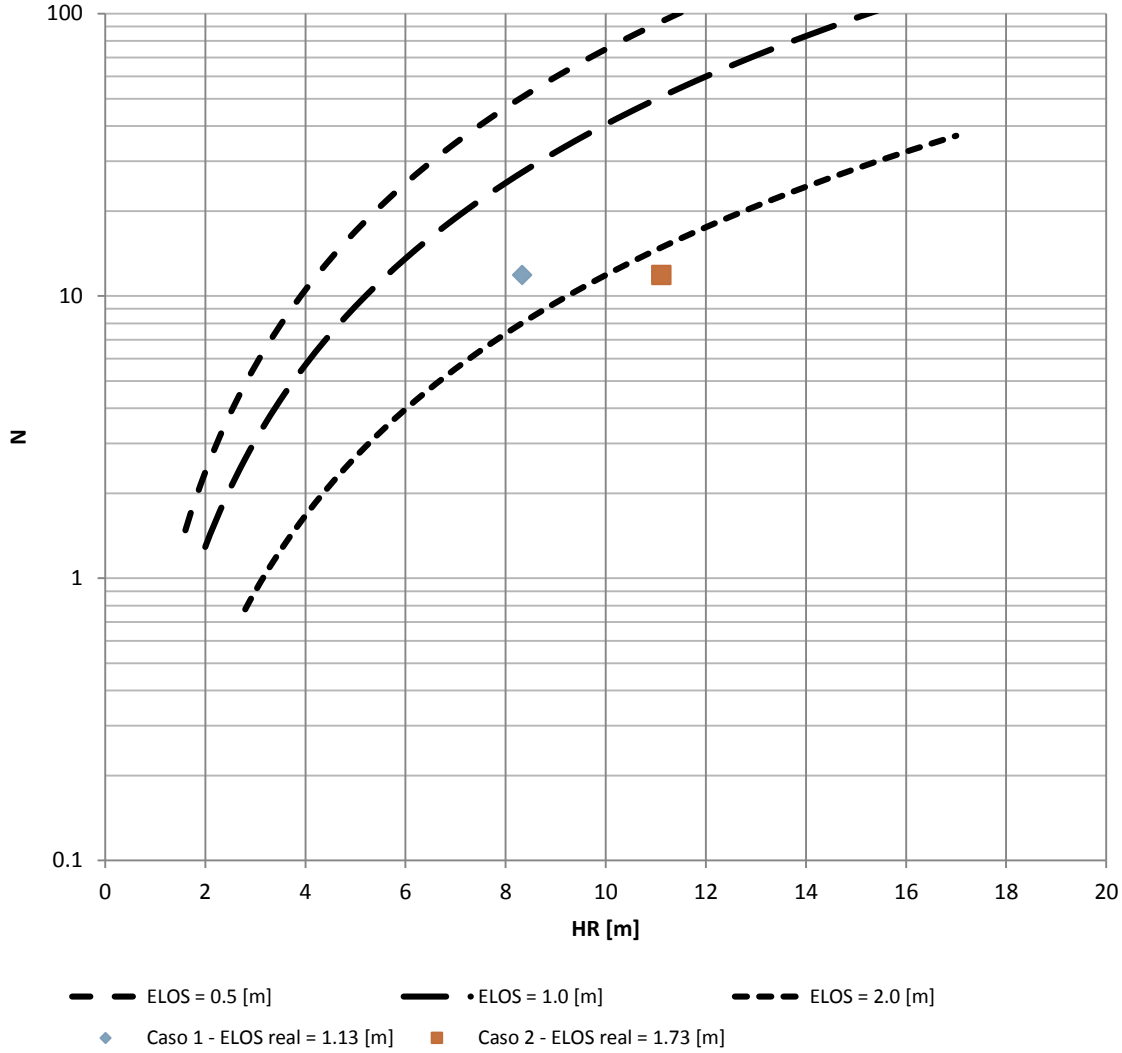


Figura 7-18. Estudio de caso - Análisis gráfico de guías de estimación actualizadas.

**Gráfico de estabilidad de Potvin
Modelo de dilución de Clark (1998)**

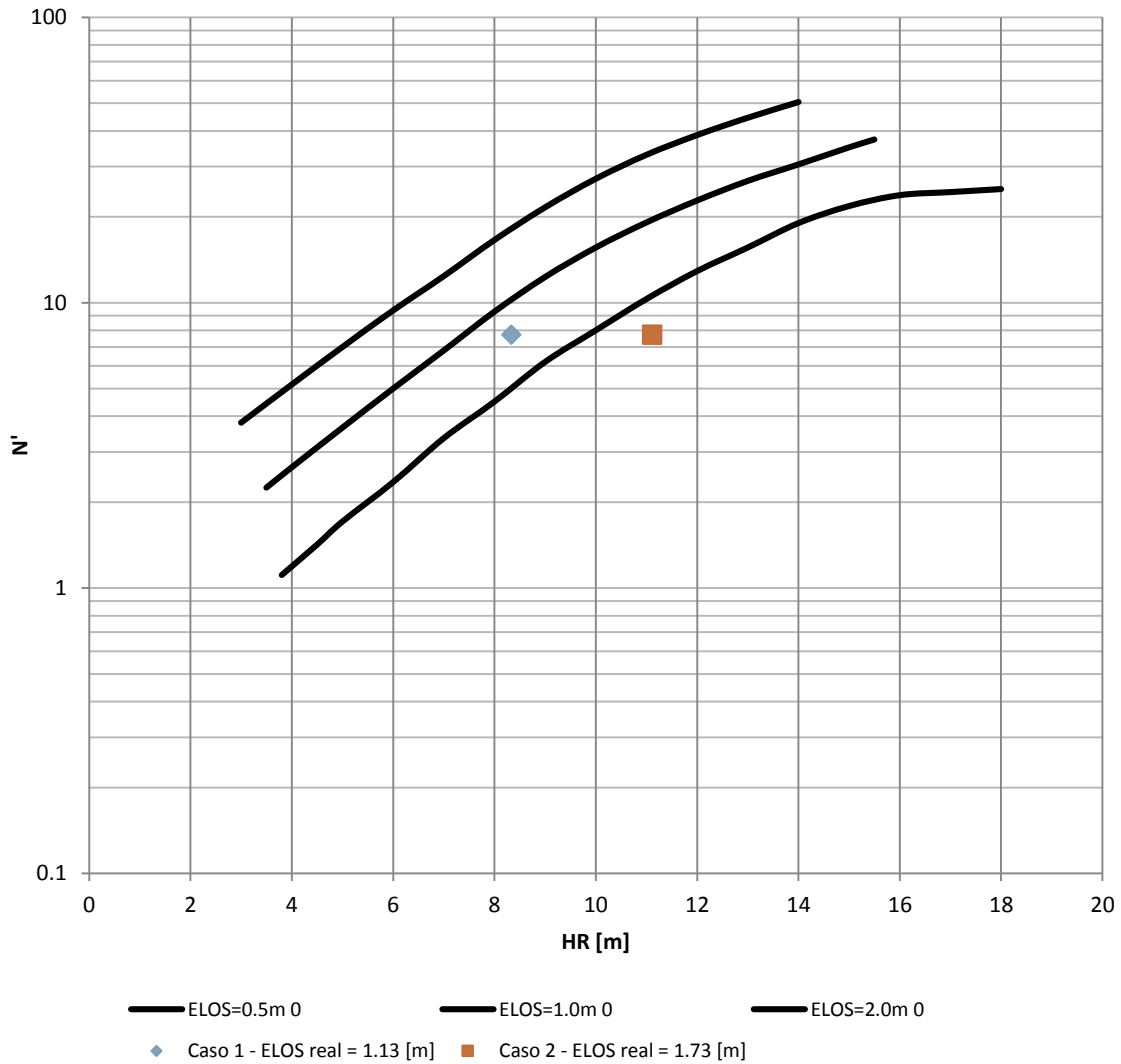


Figura 7-19. Estudio de caso - Análisis gráfico de guías de estimación de Clark (1998).

**7.5.2 ANÁLISIS NUMÉRICO: DESEMPEÑO DE CRITERIOS NUMÉRICOS
DE ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN**

Al igual que las experiencias anteriores, el modelo tridimensional en FLAC3D fue elaborado respetando la geometría especificada del caserón en evaluación, y utilizando los mismos supuestos y decisiones expuestas en la metodología de modelamiento numérico.

En el presente estudio de caso se evaluaron cuatro criterios, cuya formulación se muestra en la Tabla 7-10. Los tres primeros corresponden a los criterios calibrados en base al trabajo de modelamiento numérico, y el cuarto criterio corresponde a $\sigma_3 \leq 0$, de manera de emular el trabajo de Martin (1999).

Tabla 7-10. Criterios en evaluación en estudio de caso.

Formulación	
Criterio 1	$\sigma_3 [MPa] = 2.27 - 0.51 \cdot \text{LOG}(HR [m]) - 2.47 \cdot \text{LOG}(Q')$
Criterio 2	$\sigma_3 [MPa] = 1.96 - 0.65 \cdot \text{LOG}(HR [m]) - 2.54 \cdot \text{LOG}(Q') + 2.44 \cdot \text{LOG}\left(\frac{h}{L}\right)$
Criterio 3	$p [MPa] = 16.43 - 0.75 \cdot \text{LOG}(HR [m]) - 8.26 \cdot \text{LOG}(Q')$
Criterio 4	$\sigma_3 [MPa] = 0$

Debido a que el macizo rocoso es el mismo ($Q' = 18$) tanto para el Caso 1 como para el Caso 2, la diferencia en el valor propuesto por cada criterio se basa en la diferencia en el valor del radio hidráulico (HR [m]) de la pared colgante. De acuerdo a esto, los valores a evaluar como delimitación de la envolvente de sobre excavación para cada criterio se muestra en la Tabla 7-11.

Tabla 7-11. Valores criterios estudiados.

	Valor Caso 1 [MPa]	Valor Caso 2 [MPa]
Criterio 1	$\sigma_3 = -1.30$	$\sigma_3 = -1.37$
Criterio 2	$\sigma_3 = -2.56$	$\sigma_3 = -2.14$
Criterio 3	$p = 5.36$	$p = 5.26$
Criterio 4	$\sigma_3 = 0$	$\sigma_3 = 0$

Ahora bien, dado que existe incerteza de acuerdo a la orientación del esfuerzo principal mayor relativo a la excavación, se tomaron dos escenarios: un escenario con σ_1 perpendicular a la pared colgante, y un escenario con σ_1 paralelo a la pared colgante. Por lo que se llevaron en total cuatro simulaciones, que incluyeron el modelamiento de ambos escenarios para cada caso. Los resultados del cálculo de la sobre excavación potencial para cada caso por escenario, puede verse en las tablas siguientes.

Tabla 7-12. Resultados por criterio - Escenario σ_1 perpendicular a HW – Estudio de caso.

ELOS [m]	Criterio 1	Criterio 2	Criterio 3	Criterio 4	Valor real
Caso 1	0.66	0.35	2.72	1.98	1.13
Caso 2	1.11	0.80	3.88	2.94	1.73

Tabla 7-13. Resultados por criterio - Escenario σ_1 paralelo a HW – Estudio de caso.

ELOS [m]	Criterio 1	Criterio 2	Criterio 3	Criterio 4	Valor real
Caso 1	0.01	0.01	0.00	0.10	1.13
Caso 2	0.02	0.01	0.00	0.12	1.73

Se aprecia que los criterios se comportan bastante diferentes para ambos escenarios. Dado que los criterios fueron calibrados para una orientación perpendicular del esfuerzo principal mayor relativo a la pared colgante, los valores de sobre excavación son más verosímiles para el Escenario 1 que para el Escenario 2, más aún este último entrega valores de dilución despreciables. Este aspecto demuestra que los criterios propuestos no son capaces de generalizar a orientaciones distintas del esfuerzo principal mayor, fuera de la orientación perpendicular a la pared colgante.

Analizando entonces sólo el Escenario 1, se aprecia que los valores de los criterios 1 y 2 se encuentran por debajo del valor real en ambos casos, mientras que los criterios 3 y 4 por el contrario son más pesimistas, sobre estimando la cantidad de sobre excavación.

En términos de los errores relativos en la estimación para cada caso, puede verse en la Tabla 7-14 que éstos son altos, y se escapan de la categorización de error bajo (5%). Bajo este enfoque y consideraciones, el criterio que presenta consistentemente menor error para ambos casos es el Criterio 1, aun cuando representa una estimación más bien optimista de la magnitud de la sobre excavación.

Tabla 7-14. Errores en la estimación por criterio - Estudio de caso.

Error	Criterio 1	Criterio 2	Criterio 3	Criterio 4
Caso 1	-0.41	-0.69	1.42	0.76
Caso 2	-0.35	-0.54	1.25	0.71

Ahora bien, dada la geometría de los caserones y su ancho de 3 [m], podría presumirse que la mayor parte de la sobre excavación debiese estar asociada a las prácticas de perforación y tronadura, debido a la acción del poder rompedor de los explosivos y la desviación de tiros sobre la pared colgante, aspecto que no está incluido explícitamente en los criterios. Si bien los criterios fueron calibrados con datos empíricos que inherentemente arrastran estos fenómenos en sus valores, sólo el 11.7% de los valores de ancho corresponden a anchos menores o iguales a 3 [m].

En relación al desempeño del Criterio 2, si bien numéricamente se demostró la influencia de la razón de aspecto en la cantidad de sobre excavación, el Criterio 2 no pudo posicionarse como el mejor criterio en la estimación de la sobre excavación. Sin embargo, su desempeño puede ser cuestionado debido a que en la totalidad de las simulaciones utilizadas en su calibración (408 simulaciones), el ancho permaneció en un valor fijo en 7.2 [m]. Teniendo en cuenta la variación en la sobre excavación en el análisis de sensibilidad, en relación al valor del ancho del caserón, es posible suponer que la razón de aspecto en base al ancho (w/L) debe ser estudiada y puede ser incorporada al estudio.

Dados los valores alejados de la realidad, el Criterio 3 debe descartarse como criterio de estimación de sobre excavación. El Criterio 4, correspondiente a $\sigma_3 = 0$, presenta una sobre estimación de la sobre excavación para los casos evaluados.

Conforme a lo anterior, el criterio que mejor estima la sobre excavación corresponde al Criterio 1. Si bien este criterio subestima la cantidad de sobre excavación, es el que presentó para este estudio de casos el menor error de estimación y mayor consistencia en lo esperado.

CAPITULO 8

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

En cualquier método de explotación minera, la dilución tiene un peso crítico en el manejo de los costos de explotación y en la eficiencia del proceso de minero. El principal desafío consiste en integrar la estimación de la dilución no planificada al proceso de diseño minero, con el objetivo de disminuir la incertidumbre en la valorización de los planes de producción.

En minería subterránea selectiva, y particularmente en Sublevel Stopping, la dilución no planificada proviene principalmente de la sobre excavación de la pared colgante. La representación numérica de este fenómeno como herramienta de apoyo al diseño corresponde a la motivación de esta tesis, que se enmarca en el proyecto INNOVA CHILE CORFO 11IDL2-10630 sobre desarrollo de herramientas de diseño para minería subterránea selectiva en Chile. Este proyecto, tiene como hito final la entrega de un software que encapsule todas las herramientas de diseño desarrolladas, entre ellas el modelo de dilución aquí determinado.

El objetivo principal se centró en desarrollar y validar un criterio para el modelamiento numérico de caserones abiertos, capaz de representar la cantidad de dilución por sobre excavación de la pared colgante, como resultado de la distribución local de esfuerzos en torno a la excavación. Este criterio fue establecido, calibrado y analizado en base a un estudio exploratorio de una base de datos de casos históricos de Sublevel Stopping, y en base a la realización de 588 simulaciones en FLAC3D.

Dentro de los hitos más relevantes cumplidos en este trabajo destacan: unificación de base de datos de casos históricos de Sublevel Stopping con información de dilución de caserones, análisis de desempeño de los actuales modelos empíricos de estimación de dilución, determinación de un nuevo modelo empírico de estimación de sobre excavación, análisis de la respuesta de modelos numéricos a las variables geométricas, determinación y análisis de un nuevo criterio para la estimación de la dilución por sobre excavación en el modelamiento numérico de caserones.

8.1 CONCLUSIONES

8.1.1 NUEVA BASE DE DATOS DE SUBLEVEL STOPPING

Se unificó un total de 1107 casos históricos de minería subterránea selectiva, de los cuales 582 casos corresponden a Sublevel Stopping y 525 casos a Bench

and Fill. Los casos correspondientes a Sublevel Stopping fueron de utilidad para el análisis de los modelos actuales de dilución y para calibrar un nuevo criterio para el modelamiento numérico de acuerdo al objetivo planteado.

Tabla 8-1. Estadística descriptiva de base de datos de Sublevel Stopping.

Parámetro	Total base de datos SLS				
	Min.	Prom.	Max.	Dsv. Est.	Dsv. Est. Rel.
Profundidad [m]	75.0	728.2	1080.0	201.6	0.3
Inclinación [°]	23.0	62.8	90.0	15.8	0.3
Ancho [m]	1.4	11.7	52.0	7.6	0.7
Largo [m]	5.5	21.1	98.0	10.7	0.5
Altura [m]	10.0	39.6	124.0	16.5	0.4
Razón de aspecto	0.4	2.3	8.0	1.4	0.6
HR [m]	1.8	6.5	25.5	2.9	0.5
Q'	0.1	5.0	33.8	7.7	1.5
N	0.3	9.5	137.5	20.3	1.1

El valor de esta base de datos no se asocia únicamente al aumento de volumen disponible de casos históricos. Sino también, de acuerdo a los requerimientos del proyecto en el cual se enmarca este trabajo, esta base de datos será incorporada al modelo de dilución, aportando valor adicional como material de consulta y de respaldo en casos donde los modelos gráficos carecen de representación.

8.1.2 NUEVO MODELO EMPÍRICO DE ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN

Análisis teóricos y numéricos concluyen que la sobre excavación de la pared colgante, factor contribuyente a la dilución no planificada en Sublevel Stopping, se asocia a la conformación de una zona de relajación de esfuerzos detrás de la pared. El volumen de la roca sobre excavada dependerá entonces de dos aspectos: el volumen de la zona de relajación que depende de la distancia hacia los abutments, y la calidad de macizo rocoso.

Por las razones anteriormente expuestas, se propusieron como variables independientes para un modelo de sobre excavación: el radio hidráulico de la pared colgante (HR [m]), la razón de aspecto de la pared colgante (h/L) y el número de estabilidad de Mathews (N). Las dos primeras variables logran definir tanto el tamaño como la forma de la excavación, mientras que la segunda es un indicador indirecto de la calidad de macizo rocoso.

Haciendo un análisis estadístico con regresiones lineales, logísticas y métricas de clasificación, se pudo discernir y definir al radio hidráulico (HR [m]) y al número de estabilidad de Mathews (N) como las variables significativas.

La construcción del nuevo modelo empírico de sobre excavación utilizó la base de datos de Sublevel Stopping exclusivamente con casos sin utilización de soporte o refuerzo, debido al alcance de este trabajo. Para su construcción, se utilizaron técnicas de regresión logarítmica, regresión logística y análisis de desempeño por métricas de clasificación, por lo que el modelo presentado representa la opción de mejor correlación y clasificación de la base de datos.

Modelo de dilución actualizado Nuevas guías de estimación de sobre excavación

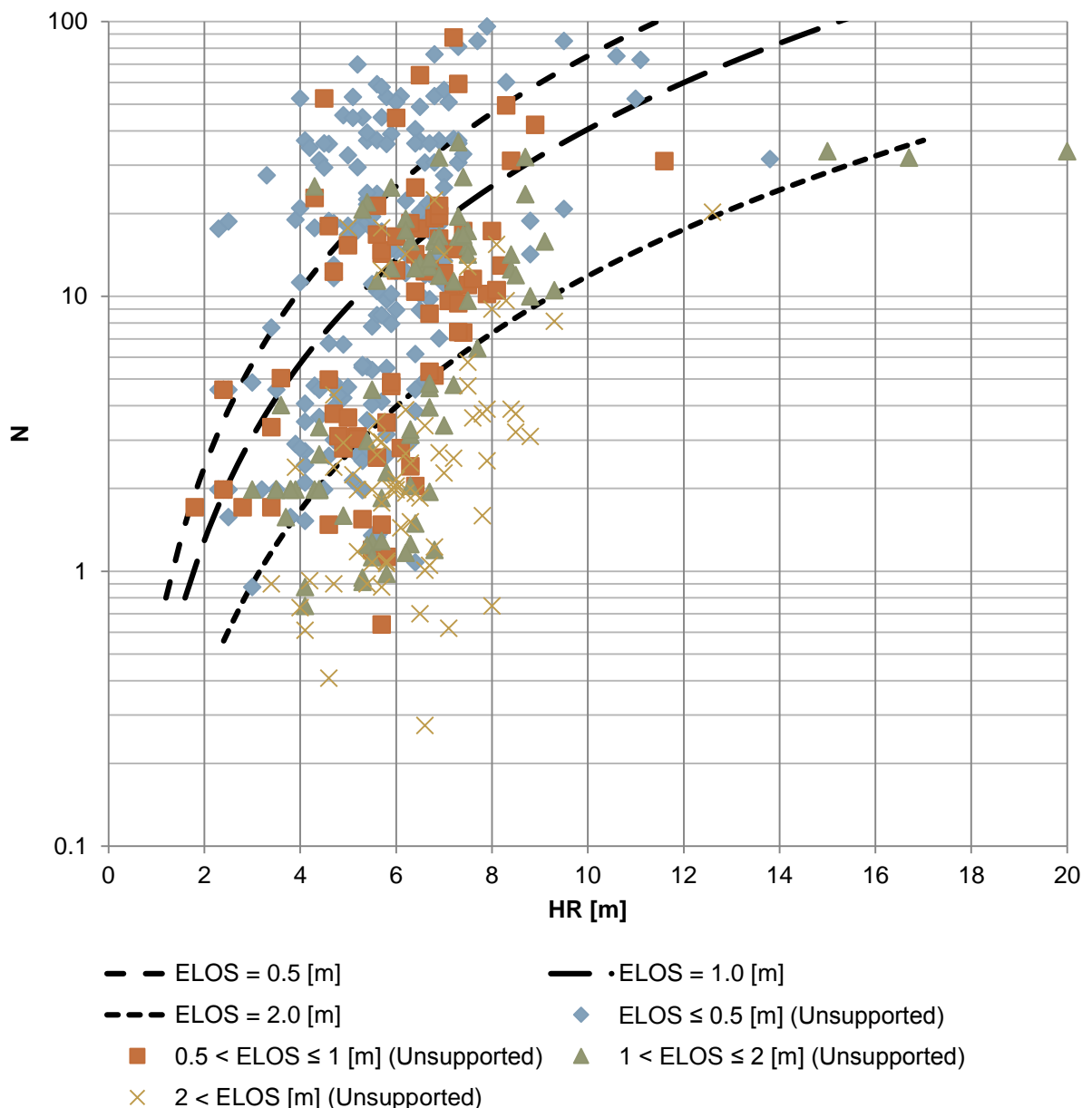


Figura 8-1. Guías de estimación actualizadas.

Tabla 8-2. Modelo actualizado de estimación de dilución

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

Tabla 8-3. Correlación nuevo modelo de estimación de dilución.

Correlación nuevo modelo de dilución	
Coefficiente de correlación múltiple	73.4%
Coefficiente de determinación R²	53.9%
R² ajustado	53.6%
Error típico	1.58
Observaciones	428

Tabla 8-4. Desempeño de nuevo modelo de dilución.

Desempeño de nuevo modelo de dilución			
Clase	PSS	HSS	ACC
ELOS ≤ 0.5 [m]	0.28	0.31	0.69
0.5 < ELOS ≤ 1 [m]	0.13	0.13	0.75
1 < ELOS ≤ 2 [m]	0.12	0.09	0.60
ELOS > 2 [m]	0.50	0.44	0.79

La construcción del modelo buscó maximizar el valor de la correlación con la base de datos, y maximizar skill scores de las métricas de clasificación. Sin embargo, los valores obtenidos de R² = 0.54 y PSS de 0.28, 0.13, 0.12 y 0.50, se alejan bastante de los valores deseados para determinar irrefutablemente una buena correlación y un buen desempeño del modelo con la base de datos de Sublevel Stopping sin soporte.

Observando la dispersión de los datos en la Figura 8-1, se logra distinguir que las distintas clases bajo las cuales se zonificó el análisis se superponen en casi todo el rango de valores. Al no marcar una tendencia de mayor claridad, la correlación esperable tampoco puede ser alta. En particular para el intervalo 0.5 < ELOS ≤ 2 [m], la superposición de las zonas no permite una delimitación de la frontera más clara, y es por esto que los valores de las métricas PSS son tan pesimistas para estas clases.

Tampoco es lógico concebir para este tipo de análisis, una tendencia clara que entregue valores de correlación más elevados debido a la multiplicidad de causas de la dilución. Los factores que influyen la cantidad de sobre excavación son variados y simultáneos, los que incluyen: tamaño de la excavación, calidad de macizo rocoso, calidad de la perforación y tronadura, secuenciamiento de la explotación, excavación de undercuttings, tiempo de exposición, etc. De todas estas, el modelo simplificó el análisis al hacer dependencia única de dos variables independientes: el tamaño de la pared y la calidad de macizo rocoso.

Si bien el modelo actualizado de estimación empírica de sobre excavación representa un escenario de mejor calidad estadística que sus predecesores, y se espera que como modelo empírico logre incorporar las variables de sitio, su utilización debe respetar las condiciones a las cuales fue calibrado.

Guías para la utilización del nuevo modelo de dilución:

- Modelo presenta correlación de 54%
- El mejor desempeño del modelo, se logra para datos cuyos valores de sobre excavación son mayores o iguales a 2 [m]
- Para casos con sobre excavación menores a 2 [m], se aconseja evaluar el desempeño de las operaciones unitarias de perforación y tronadura de manera de atribuir mayor o menor valor a las guías presentas por el modelo.
- Debe tenerse en cuenta que este modelo fue concebido mediante el análisis estadístico de una base de datos de origen Canadiense y Australiano, por lo que no necesariamente generaliza las condiciones de sitio para casos Chilenos.

8.1.3 COMPARACIÓN ENTRE DESEMPEÑO DE MODELO DE SOBRE EXCAVACIÓN PROPUESTO Y MODELO DE SOBRE EXCAVACIÓN DE CLARK (1998)

Para evidenciar el mejor desempeño del nuevo modelo de sobre excavación propuesto sobre el modelo publicado por Clark (1998), se realizó un análisis comparativo por métricas de clasificación. Este análisis permitió comparar, bajo un mismo criterio, dos modelos que fueron concebidos con metodologías y bases de datos distintas.

Tabla 8-5. Análisis comparativo de desempeño entre modelos empíricos de sobre excavación.

Clase	Modelo actualizado de sobre excavación			Modelo de Clark (1998)		
	PSS	HSS	ACC	PSS	HSS	ACC
ELOS \leq 0.5 [m]	0.28	0.31	0.69	0.35	0.36	0.69
0.5 < ELOS \leq 1 [m]	0.13	0.13	0.75	-0.02	-0.02	0.72
1 < ELOS \leq 2 [m]	0.12	0.09	0.60	-0.04	-0.03	0.62
ELOS > 2 [m]	0.50	0.44	0.79	0.49	0.42	0.78

Debido a que Clark (1998) completó la delimitación de su modelo bajo juicio ingenieril, sin estar ausente de sesgo, presenta valores negativos para los skill scores de clasificación. Esto denota estadísticamente que como estimador, el modelo de Clark (1998) es incapaz de clasificar de buena forma los datos cuyos valores de dilución se encuentren en $0.5 < \text{ELOS} \leq 2$ [m], esto quiere decir que no logra clasificar de forma aceptable al 34.2% de la población.

Con estos resultados, se concluye que la actualización del modelo de estimación empírico de sobre excavación representa un mejor desempeño en la estimación de los casos históricos que aquel propuesto por Clark (1998). Parte de los desafíos de futuras actualizaciones, debe ser el centrar el estudio en la zona de sobre excavación moderada aumentando la disponibilidad de información para casos con sobre excavación entre 0.5 [m] y 2 [m].

8.1.4 EFECTO DE LA RAZÓN DE ASPECTO DE LA PARED COLGANTE EN EL MODELAMIENTO NUMÉRICO DE LA SOBRE EXCAVACIÓN

En la revisión de modelos numéricos de sobre excavación, se identificó una tendencia inadvertida en los modelos presentados (Henning & Mitri, 2007, Martin *et al.*, 1999). El análisis de estos modelos planteó como hipótesis, una correlación entre cantidad de sobre excavación y relación de aspecto (h/L) de la pared colgante. Esta correlación sin embargo, fue observada solamente en los modelos numéricos pero no en la base de datos de Sublevel Stopping.

La hipótesis deducida planteaba que a menor valor de la razón de aspecto para la pared colgante, mayor valor se podía esperar en la cantidad de dilución percibida. Esto fue analizado en FLAC3D y corroborado en su tendencia: para un tamaño fijo de la pared colgante (HR [m]), y una misma calidad de macizo rocoso (Q'), mientras menor sea la razón de aspecto mayor sobre excavación ha de esperarse. Esto quiere decir que para las simulaciones llevadas a cabo

en FLAC3D, las paredes más largas que altas presentaron sobre excavaciones mayores que las paredes más altas que largas.

Este fenómeno fue analizado en detalle de manera de ver su generalización, concluyendo que se debe exclusivamente a la respuesta numérica de la distribución de esfuerzos, como consecuencia directa a los supuestos de orientación de los esfuerzos principales.

La conclusión respecto a este efecto, puede resumirse en un caso en particular en donde los esfuerzos principales se hayan orientados en los ejes de simetría de la pared. En casos en los que el esfuerzo principal mayor es perpendicular a la pared colgante ($K_H > 1$), el esfuerzo principal intermedio es paralelo al rumbo de la pared colgante ($K_h > 1$) y esfuerzo principal menor es vertical, el patrón de esfuerzos tenderá a ensancharse en mayor medida hacia la dirección de menor confinamiento, es decir en la dirección del esfuerzo principal menor. Esto provoca una mayor área proyectada hacia el plano perpendicular al esfuerzo principal intermedio, en este caso en el plano vertical; y una menor área en el plano perpendicular al esfuerzo principal menor, el plano horizontal. De esta forma y con los valores de $K_H > 1$ y $K_h > 1$, es esperable que el volumen de la zona de relajación aumente en mayor medida en la dirección del esfuerzo principal intermedio

Dado que en la totalidad de las simulaciones se asumió que la orientación de los esfuerzos principales sería: σ_1 perpendicular al rumbo de la pared colgante, σ_2 paralelo al rumbo de la pared colgante y σ_3 vertical; todos los casos tendieron a aumentar el volumen de la zona relajada en la dirección del esfuerzo principal intermedio. Esto quiere decir, que para todos los casos modelados en la medida que aumentó el largo y por ende disminuyó el valor de h/L , aumentó la sobre excavación.

Es por esta razón que no se encontró evidencia empírica de esta tendencia, debido a que la razón de aspecto no es una variable independiente en sí, si no que representa indirectamente la decisión respecto de la orientación de los esfuerzos principales en el modelo. Dado que en la base de datos, existe multiplicidad de orientaciones de los esfuerzos relativos a la pared colgante, no existe una tendencia que posicione a esta variable como una variable significativa.

Sin embargo, incorporar como variable independiente a la razón de aspecto en la formulación numérica puede servir como medida para disminuir la influencia de la decisión de la orientación de los esfuerzos principales. Esto puede ser de ayuda para evitar sesgos, cuando el supuesto de la orientación de los esfuerzos no está del todo validado por la observación empírica.

8.1.5 DESEMPEÑO DE CRITERIO $\sigma_3 \leq 0$ EN LA ESTIMACIÓN NUMÉRICA DE LA SOBRE EXCAVACIÓN

Este criterio asume que la sobre excavación esperable se puede envolver en un volumen definido por una línea de isovalor $\sigma_3 = 0$ [MPa] para el esfuerzo principal menor. Dado que es un valor fijo, pretende abarcar la flexibilidad del diseño a través de la propia distribución de esfuerzos conforme cambia el tamaño de la pared. Adicionalmente, y de forma indirecta a través del cambio del valor de las constantes elásticas de macizo (E_{RM} , ν), busca también incorporar los cambios en la calificación de macizo rocoso.

No obstante, al analizar los resultados de este criterio se observa que:

- El criterio es insensible a cambios en la calidad de macizo rocoso, dado que el cambio en el valor del módulo de deformación de macizo rocoso (E_{RM}) no logra emular por sí solo la conducta esperada de la dilución en macizos rocosos menos competentes.
- Para un valor del radio hidráulico fijo (HR [m]), se tendrá un valor de sobre excavación fija (ELOS [m]).
- Los resultados no logran interpretar ni replicar las condiciones de terreno, descritas en la base de datos y observadas en el modelo actualizado de estimación empírica de sobre excavación.

Debido a estos puntos, se concluye que si bien su utilización sirve como indicador para analizar el volumen de la zona en relajación de esfuerzos, no debe asociarse a la estimación de sobre excavación debido a que no cumple con la conducta empírica de la base de datos.

8.1.6 DESEMPEÑO DE CRITERIO $\sigma_3 \leq \sigma_t$ EN LA ESTIMACIÓN NUMÉRICA DE LA SOBRE EXCAVACIÓN

Este criterio asume que la cantidad de sobre excavación corresponderá a toda la porción de la distribución de esfuerzos, que se encuentre por debajo de la resistencia a la tracción del macizo. Este criterio además de abarcar la flexibilidad del diseño a través de la propia distribución de esfuerzos, también incorpora directamente en su cálculo la calidad de macizo rocoso.

Sin embargo, sus resultados son concluyentes en los siguientes puntos:

- El criterio responde a la variación en la calidad de macizo rocoso, pero subestima los valores de sobre excavación al exigir estados de completa tensión.
- La conducta del criterio versus el modelo actualizado de estimación empírica de sobre excavación, se presenta de manera demasiado optimista. Entrega valores muy bajos de sobre excavación.
- Hace explícita la necesidad de añadir de manera directa la calidad de macizo rocoso en el cálculo de sobre excavación. Si bien el criterio es optimista, la tendencia de los resultados es la correcta.

8.1.7 NUEVO CRITERIO PARA LA ESTIMACIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN EN MODELAMIENTO NUMÉRICO DE CASERONES

Luego de rescatar las lecciones recogidas del análisis de los criterios anteriores, se llevaron a cabo un total de 408 simulaciones que sirvieron para calibrar tres criterios candidatos para la representación de la sobre excavación de paredes en el modelamiento numérico de caserones.

El criterio con mejor desempeño, corresponde a la Ecuación 21. Fue determinado a partir de 51 simulaciones, las que tomaron un valor fijo de la razón de aspecto (h/L) de 1.6. El criterio posee como variables independientes: el tamaño de la pared analizada (HR [m]), y la calidad de macizo rocoso, expresada a través del método de clasificación de macizo rocoso de Barton (Q').

Ecuación 21. Criterio de estimación de sobre excavación – σ_3 (HR, Q')

$$\sigma_3 [MPa] = 2.27 - 0.51 \cdot \text{LOG}(HR [m]) - 2.47 \cdot \text{LOG}(Q')$$

Debido al proceso de calibración, y al peso que poseen los supuestos tomados en los resultados obtenidos, la utilización de este criterio como herramienta de apoyo al diseño en Sublevel Stopping debe estar consciente de su conducta y limitaciones.

Conducta del nuevo criterio

- A mayor calidad de macizo rocoso, menor será el valor del criterio para el esfuerzo principal menor (σ_3) necesario que provocará la sobre excavación. Es decir, para lograr una misma cantidad de sobre excavación en un macizo rocoso competente y en un macizo rocoso

menos competente, el criterio logra representar la necesidad de condiciones de mayor relajación para macizos rocosos más competentes y de menor relajación en macizos rocoso más fracturados.

- A mayor tamaño de la pared colgante, menor será el valor del criterio para el esfuerzo principal menor (σ_3) necesario que provocará la sobre excavación. De esta forma el criterio numérico modera el aumento de la sobre excavación, evitando una propagación indefinida de la inestabilidad.

Limitaciones de la utilización del criterio

- El criterio no logra generalizar su respuesta a orientaciones de esfuerzos distintas a las que fue calibrado. El criterio funciona exclusivamente cuando se suponen las siguientes orientaciones:
 - Esfuerzo principal mayor (σ_1) perpendicular al rumbo de la pared colgante
 - Esfuerzo principal intermedio (σ_2) paralelo al rumbo de la pared colgante
 - Esfuerzo principal menor (σ_3) vertical
- El criterio es altamente sensible al ancho del caserón para el que fue calibrado, por lo que su utilización es sugerida para anchos cercanos a los 7.2 [m].
- Para la calibración del criterio, en ningún caso se utilizaron modelos con supuestos de deformaciones planas.

Guías para la utilización del criterio

- El criterio fue calibrado utilizando modelos constitutivos de naturaleza lineal-elástica, asociando la cantidad de sobre excavación a la conformación de una zona de relajación en caserones aislados. No incorpora efectos de perforación y tronadura, secuenciamiento, u otras actividades mineras.
- La calibración se basó exclusivamente en datos de paredes colgantes de origen Canadiense y sin la utilización de soporte. Por lo que la aplicación del criterio bajo otras condiciones, debe ser estudiada.
- Se recomienda su utilización bajo orientaciones de esfuerzos para los que fue calibrado, o similares.

- Se recomienda su utilización para anchos de caserones cercanos a 7.5 ± 5.7 [m].
- El volumen de la sobre excavación aportada por el criterio se ha mostrado un poco más optimista que la realidad en el estudio de caso. Por ende, se recomienda utilizar el valor arrojado como cota inferior de sobre excavación.
- El criterio responde bien a cambios en la profundidad de estudio y en la estabilización de la cantidad de sobre excavación hacia condiciones de deformaciones planas por lo que puede ser utilizado en modelamiento numérico bidimensional.
- El criterio se muestra insensible al tamaño de la grilla del modelo numérico, por lo que pueden abaratare recursos computacionales con el fin de estimar la sobre excavación.

8.2 RECOMENDACIONES PARA TRABAJO FUTURO

8.2.1 CASOS HISTÓRICOS ADICIONALES – BASE DE DATOS CHILENA

De manera de ampliar la cobertura del nuevo modelo de dilución, y eliminar posibles imprecisiones en su utilización para casos Chilenos, se recomienda levantar una base de datos de casos históricos de Sublevel Stopping de origen Chileno.

Esta base de datos, debe contener la información mínima para la caracterización del caserón. Esta información involucra: ancho, largo, altura proyectada, dip y profundidad del caserón, calidad de macizo rocoso (Q'), número de estabilidad (N), factores de ajuste de diseño de Mathews (A, B, C) y medición de la sobre excavación mediante herramientas de precisión como CMS (ELOS [m]).

Operativización del modelo de dilución

A través de la utilización del modelo actualizado de estimación empírica de sobre excavación, se puede estimar la cantidad de sobre excavación para la pared colgante de los futuros caserones a explotar, y con esto se conecta el área de geomecánica al área de planificación mina al actualizar las cubicaciones.

Al contrastar la calidad de la estimación, y con posteriores mediciones CMS para la actualización de la base de datos, se puede ir retroalimentando la

información del modelo. Conforme avance la operación minera y con ella el volumen de la base de datos, el modelo irá evolucionando y recalibrándose de manera de ir incorporando las condiciones de sitio locales a la forma de las curvas de estimación.

8.2.2 CRITERIO PARA EL MODELAMIENTO NUMÉRICO DE CASOS CHILENOS

La calibración del criterio para la estimación de sobre excavación de caserones aquí presentado, se basó en exclusiva en datos Canadienses debido a la disponibilidad de información para caracterizar tanto las geometrías, como los esfuerzos y la calidad de macizo rocoso. Es por esta razón que aplicabilidad para el modelamiento numérico de casos chilenos se encuentra limitada.

Concibiendo una base de datos Chilena de casos históricos, en conjunto con la utilización del modelo de esfuerzos in situ para Chile (Galarce, 2014), puede replicarse la metodología utilizada y calibrar un nuevo criterio numérico usando en exclusiva datos de casos históricos y valores de esfuerzos para el caso Chileno. De esta forma, la aplicabilidad a los casos de mediana minería Chilena sería aún más inmediata y confiable.

La metodología utilizada para el modelamiento numérico utilizando la discretización del modelo de dilución, probó representar de buena forma la evidencia empírica. Esta metodología es completamente replicable para estudios futuros, y es capaz de entregar como resultado final un criterio para el modelamiento numérico de caserones que representa la sobre excavación de los casos estudiados, además de presentar información de la conducta de los valores de dicho criterio.

CAPITULO 9

BIBLIOGRAFÍA

- Arjang, B. (1991) Pre-mining stresses at some hard rock mines in the canadian shield. *CIM Bulletin*, 84.945(80 - 86).
- Barton, N., Lien, R. & Lunde, J. (1974) Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock mechanics*, 6(4), 189-236.
- Bawden, W. F., Sauriol, G., Milne, D. & Germain, P. (1988) Practical rock engineering stope design - case histories from noranda minerals inc., paper presented at the *90th CIM Annual General Meeting*, City.
- Brown, E. T. (1985) From theory to practice in rock engineering, paper presented at the *The nineteenth Sir Julius Wernher memorial lecture of the Institution of Mining and Metallurgy, Tunneling '85*, City.
- Burns, R. P. & Burns, R. (2009) Business research methods and statistics using spss *Business research methods and statistics using spss*. Sage Publications Ltd), 560.
- Capes, G. W. (2009) *Open stope hangingwall design based on general and detailed data collection in rock masses with unfavourable hangingwall conditions*. University of Saskatchewan.
- Cepuritis, P. M. & Villaescusa, E. (2006) Comprehensive back analysis techniques for assesing factors affecting open stope performance, paper presented at the *Rock Mechanics in Underground Construction ISRM International Symposium 2006: 4th Asian Rock Mechanics Symposium*, City.
- Clark, L. (1998) *Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting*. 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*.

- Diederichs, M. S. & Kaiser, P. K. (1999) Tensile strength and abutment relaxation as failure control mechanisms in underground excavations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 36(1), 69-96.
- Dunne, K. & Pakalnis, R. C. (1996) Dilution aspects of a sublevel retreat stope at detour lake mine *Rock mechanics*. Balkema, Rotterdam., 305 - 313.
- Fawcett, T. (2006) An introduction to roc analysis. *Pattern Recognition Letters*, 27(8), 861-874.
- Frydman, S. & Burd, H. (1997) Numerical studies of bearing-capacity factor ny. *Journal of geotechnical and geoenvironmental engineering*, 123(1), 20 - 29.
- Galarce, T. (2014) *Modelo de esfuerzos in situ para chile y su incidencia en el diseño minero subterráneo*. Universidad de Chile.
- Hadjigeorgiou, J., Leclair, J. & Potvin, Y. (1995) An update of the stability graph method for open stope design. *CIM Rock Mechanics and Strata Control session, Halifax, Nova Scotia*, 14-18.
- Heidke, P. (1926) Berechnung des erfolges und der güte der windstärkevorhersagen im sturmwarnungsdienst. *Geogr. Ann.*, 8(301-349)
- Henning, J. & Mitri, H. (2008) Assessment and control of ore dilution in long hole mining: Case studies. *Geotechnical and Geological Engineering*, 26(4), 349-366.
- 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.
- Hoek, E. (1968) Brittle failure of rock, in: K. G. S. A. O. C. Zienkiewicz (Ed.) *Rock mechanics in engineering practice*. London, John Wiley & Sons Ltd.), 99-124.
- Hoek, E., Carranza-Torres, C. & Corkum, B. (2002) Hoek-brown failure criterion-2002 edition. *Proceedings of NARMS-TAC*, 267-273.

- Hoek, E. & Diederichs, M. S. (2006) Empirical estimation of rock mass modulus. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 43(2), 203-215.
- Hughes, R., Mitri, H. S. & Lecomte, E. (2010) Examining the influence of stope strike length on unplanned ore dilution in narrow vein longitudinal mining, paper presented at the *44th U.S. Rock Mechanics Symposium and 5th U.S.-Canada Rock Mechanics Symposium*, City.
- Itasca Flac 7.0 fast lagrangian analysis of continua - theory and background.
- Mah, S. (1997) *Quantification and prediction of wall slough in open stope mining methods*. University of British Columbia.
- Maloney, S., Kaiser, P. & Vorauer, A. (2006) A re-assessment of in situ stresses in the canadian shield, paper presented at the *The 41st U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS)*, City.
- Marinos, V., Marinos, P. & Hoek, E. (2005) The geological strength index: Applications and limitations. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 64(1), 55-65.
- Martin, C., Tannant, D., Yazici, S. & Kaiser, P. (1999) Stress path and instability around mine openings. *Proc. 9th, ISRM Congress on Rock Mechanics*.
- Martin, C. D., Kaiser, P. K. & Christiansson, R. (2003) Stress, instability and design of underground excavations. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(7-8), 1027-1047.
- Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D. C. & Stewart, S. B. V. (1981) *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock*. Report for.
- Mawdesley, C., Trueman, R. & Whiten, W. J. (2001) Extending the mathews stability graph for open-stope design. *Mining Technology*. Maney Publisher.
- Molina, Y. (2013) *Catastro de prácticas operacionales y de diseño para la mediana minería subterránea en Chile*. Universidad de Chile.

- Pakalnis, R. C. & Vongpaisal, S. (1993) Mine design an empirical approach, in: B. A. Archibal (Ed.) *Innovative mine design for the 21st century*. Balkema, Rotterdam.
- Peirce, C. S. (1884) The numerical measure of the success of predictions. *Science*, 4(453-454).
- Potvin, Y. (1988) *Empirical open stope design in canada*. University of British Columbia.
- 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, P. (2005) *Minimising dilution in narrow vein mines*. The University of Queensland.
- Stewart, S. & Forsyth, W. (1995) The mathew's method for open stope design. *CIM bulletin*, 88(992), 45-53.
- 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.
- Vongpaisal, S., Li, G., Pakalnis, R. & Brady, T. (2009) New 3d engineering curves for predicting stope stability and mining dilution in longitudinal blasthole mining operations. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 23(2), 92-102.
- Wang, L. G., Yamashita, S., Sugimoto, F., Pan, C. & Tan, G. (2003) A methodology for predicting the in situ size and shape distribution of rock blocks. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 36(2), 121-142.
- Zablocki, A. (2009) Minería subterránea a toda máquina. *Revista Minería Chilena*. Chile.

ANEXO A. MÉTODOS DE DISEÑO EMPÍRICO DE CASERONES

A.1 MÉTODO DE DISEÑO EMPÍRICO DE MATHEWS (1981)

El método de Mathews emplea el par ordenado (HR, N) para entregar noción de la estabilidad de la pared del caserón en evaluación. Mientras que el valor del radio hidráulico (HR [m]) entrega información respecto del tamaño de la pared, el número de estabilidad de Mathews (N) resume qué tan favorable es el macizo rocoso a la excavación de la pared en evaluación.

Radio hidráulico

Se calcula de acuerdo a las dimensiones de la pared, según la Ecuación A-1.

Ecuación A-1. Definición de radio hidráulico.

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

Número de estabilidad

El número de estabilidad de Mathews (N), se calcula en base al valor de la calificación de macizo rocoso (Q'), el factor de ajuste por esfuerzos (A), el factor de ajuste por discontinuidades (B), y el factor de ajuste por gravedad (C).

Ecuación A-2. Definición de número de estabilidad (N).

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

Factor A de ajuste por esfuerzos

El factor A de ajuste por esfuerzos se calcula gráficamente mediante el cálculo de la razón σ_c/σ_1 que representa la razón entre la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso (σ_c) y el esfuerzo máximo inducido en la pared (σ_1).

De esta forma se tiene que para paredes en estado de concentración de esfuerzos o compresión (σ_1 alto), el Factor A tomará valores bajos. Por el contrario para paredes en estado de relajación de esfuerzos (σ_1 bajo), el Factor A tomará valores cercanos a 1.

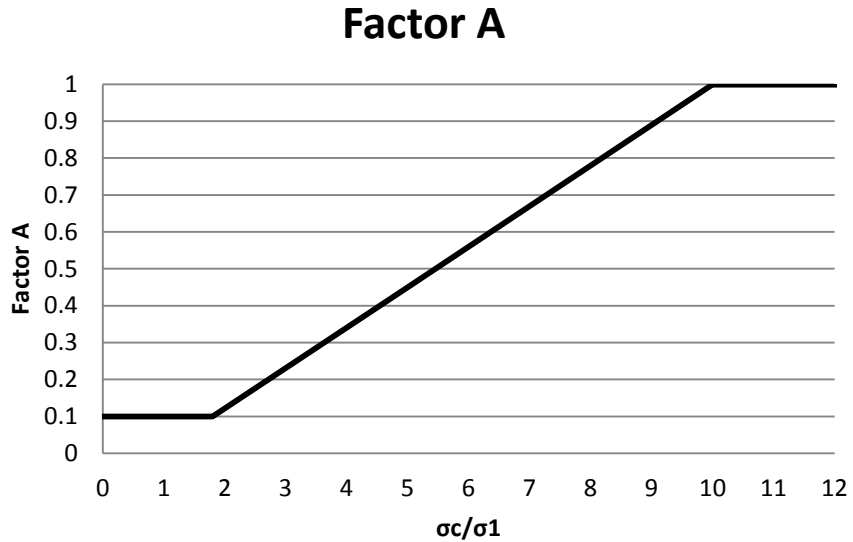


Figura A-1. Gráfico para el cálculo del Factor A - Metodología de Mathews.

Factor B de ajuste por discontinuidades

El factor B de ajuste por discontinuidades se calcula gráficamente mediante la determinación del ángulo α . Este ángulo se calcula para cada set estructural presente el macizo rocoso, y mide la diferencia angular relativa entre el dip de la pared y el set estructural. De todos los ángulos medidos se selecciona aquel más desfavorable, que representa el menor Factor B para el cálculo del número de estabilidad (N).

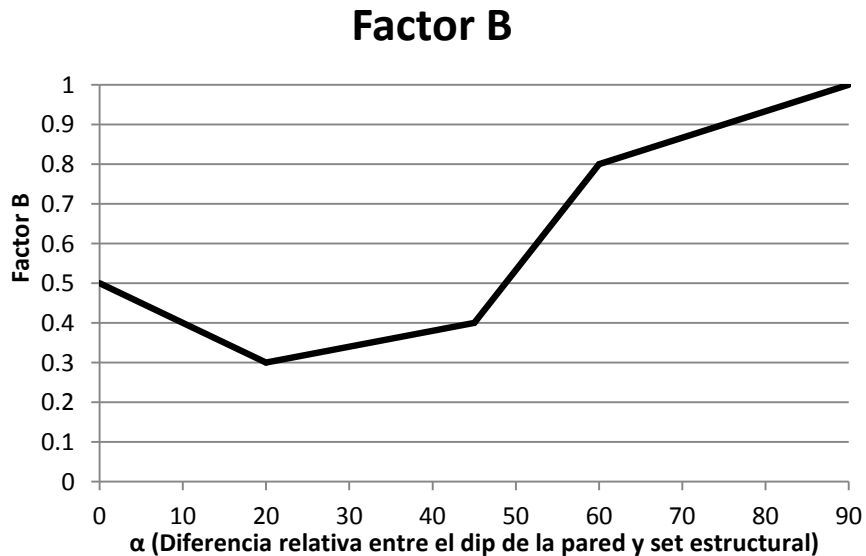


Figura A-2. Gráfico para el cálculo del Factor B - Metodología de Mathews.

Factor C de ajuste por gravedad

El factor C se calcula gráficamente de acuerdo al valor del dip (D) de la pared en evaluación. La gráfica representa la siguiente curva:

Ecuación A-3. Cálculo de factor C - Metodología de Mathews.

$$C = 8 - 7 \cdot \cos(D)$$

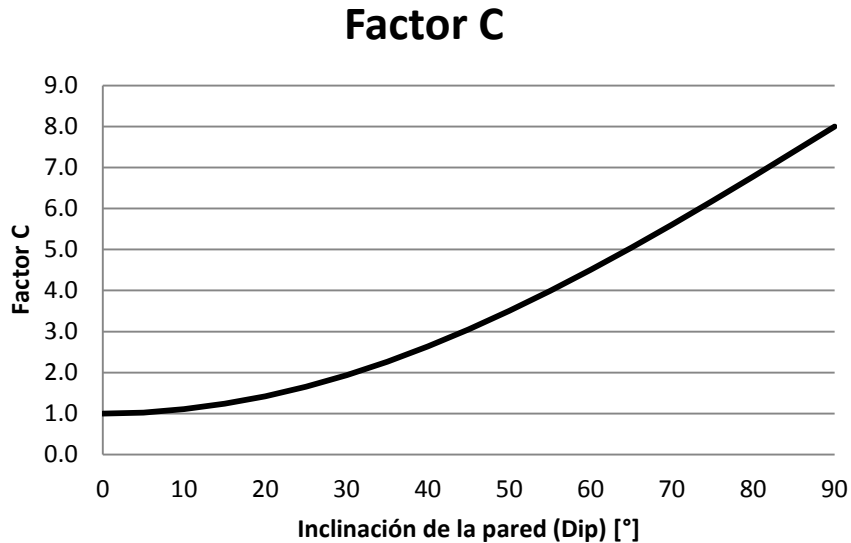


Figura A-3. Gráfico para el cálculo del Factor C - Metodología de Mathews.

Gráfico de estabilidad de Mathews

Teniendo el par ordenado (HR, N) se puede determinar la condición de estabilidad esperada por el método de Mathews, al ingresar el punto y comparar su posición relativa respecto de las guías de estabilidad según la Figura A-4.

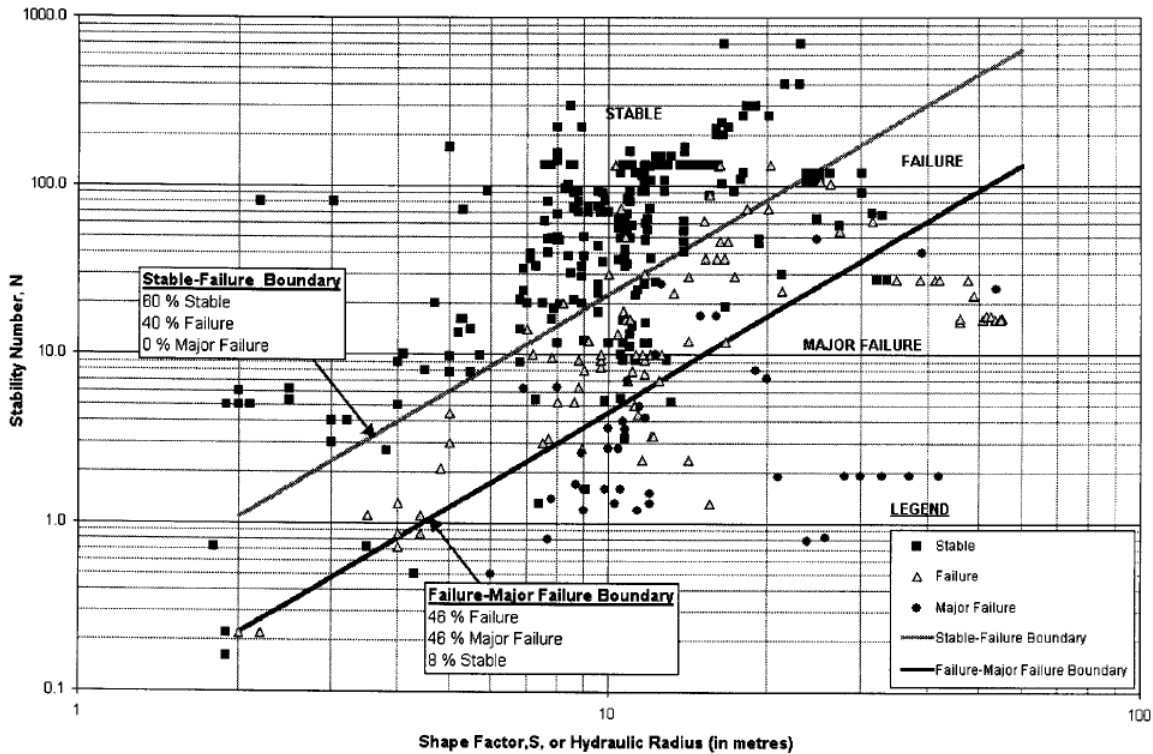


Figura A-4. Gráfico de estabilidad de Mathews (Mawdesley, 2001).

A.2 MÉTODO DE DISEÑO EMPÍRICO DE POTVIN (1988)

El método de diseño empírico de Potvin corresponde a una modificación del método de Mathews, particularmente en el cálculo del número de estabilidad. Utiliza el par ordenado (HR, N') para entregar noción de estabilidad de la pared en evaluación.

Radio hidráulico

Se calcula de acuerdo a las dimensiones de la pared, según la Ecuación A-4.

Ecuación A-4. Definición de radio hidráulico.

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

Número de estabilidad

El número de estabilidad modificado de Potvin (N'), se calcula en base al valor de la calificación de macizo rocoso (Q'), el factor de ajuste por esfuerzos (A), el factor de ajuste modificado por discontinuidades (B), y el factor de ajuste modificado por gravedad (C) que se separa en dos casos.

Ecuación A-5. Definición de número de estabilidad (N).

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

Factor A de ajuste por esfuerzos

El factor A de ajuste por esfuerzos se calcula gráficamente mediante el cálculo de la razón σ_c/σ_1 que representa la razón entre la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso (σ_c) y el esfuerzo máximo inducido en la pared (σ_1), al igual que el método de Mathews.

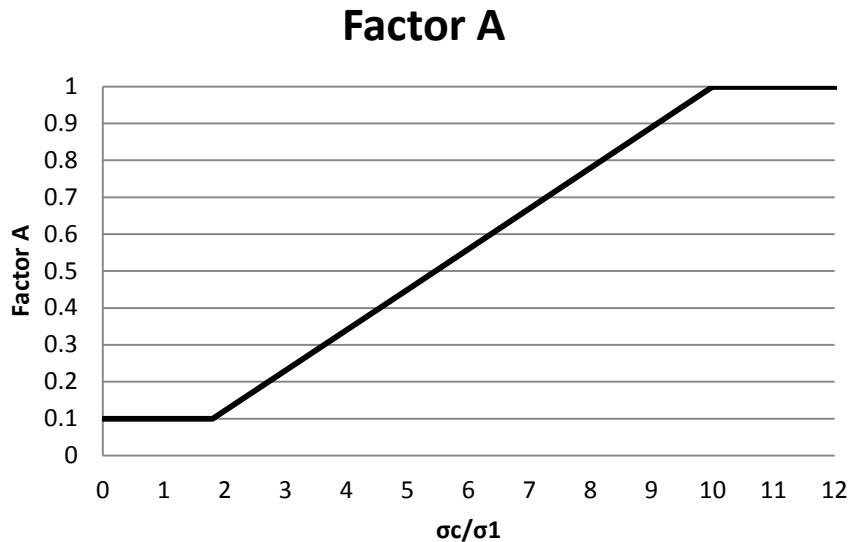


Figura A-5. Gráfico para el cálculo del Factor A - Metodología de Potvin.

Factor B de ajuste modificado por discontinuidades

El factor B de ajuste modificado por discontinuidades se calcula gráficamente mediante la determinación del ángulo α . Este ángulo se calcula para cada set estructural presente en el macizo rocoso, y mide la diferencia angular relativa entre el dip de la pared y el set estructural. De todos los ángulos medidos se selecciona aquel más desfavorable, que representa el menor Factor B para el cálculo del número de estabilidad (N').

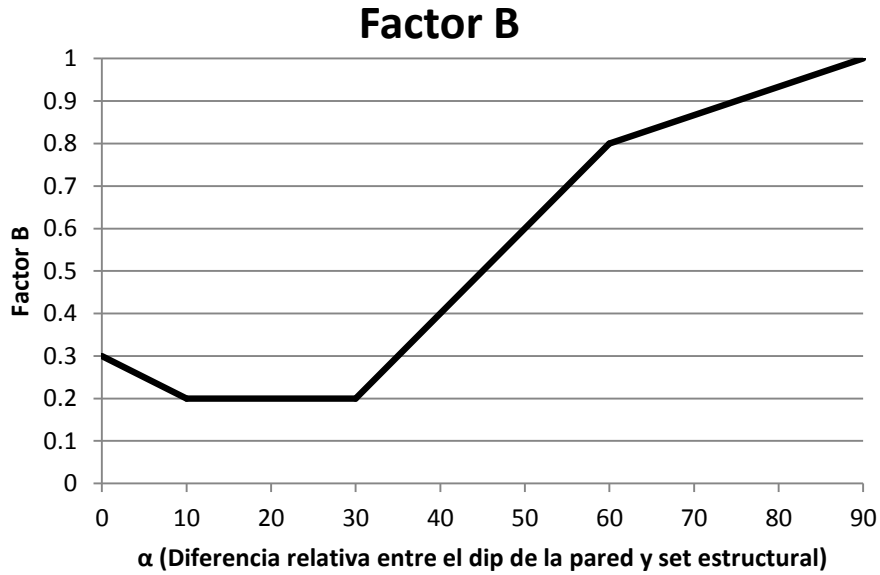


Figura A-6. Gráfico para el cálculo del Factor B - Metodología de Potvin.

Factor C de ajuste modificado por gravedad

El factor C se calcula gráficamente de acuerdo al valor del dip (D) de la pared en evaluación. La gráfica representa la siguiente curva:

Ecuación A-6. Cálculo de factor C - Metodología de Potvin.

$$C = 8 - 6 \cdot \cos(D)$$

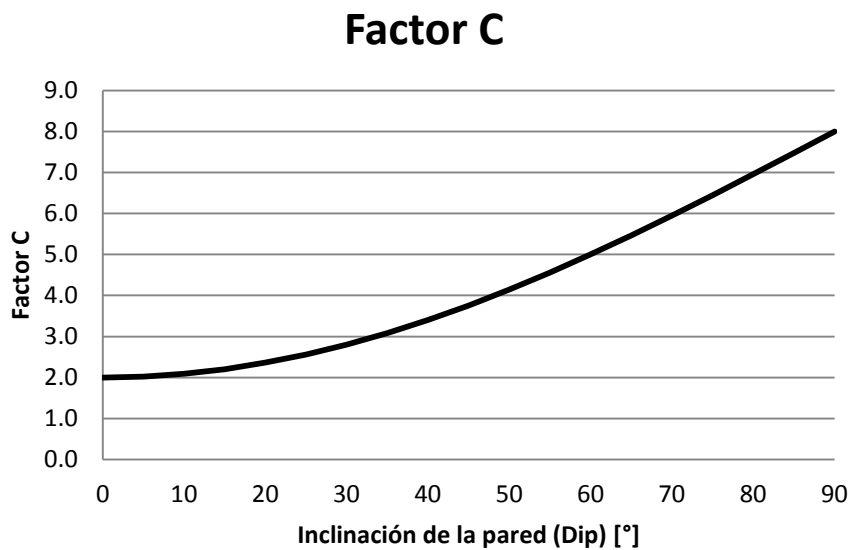


Figura A-7. Gráfico para el cálculo del Factor C - Metodología de Potvin.

Gráfico de estabilidad de Mathews

Teniendo el par ordenado (HR, N') se puede determinar la condición de estabilidad esperada por el método de Potvin, al ingresar el punto y comparar su posición relativa respecto de las guías de estabilidad según la Figura A-8

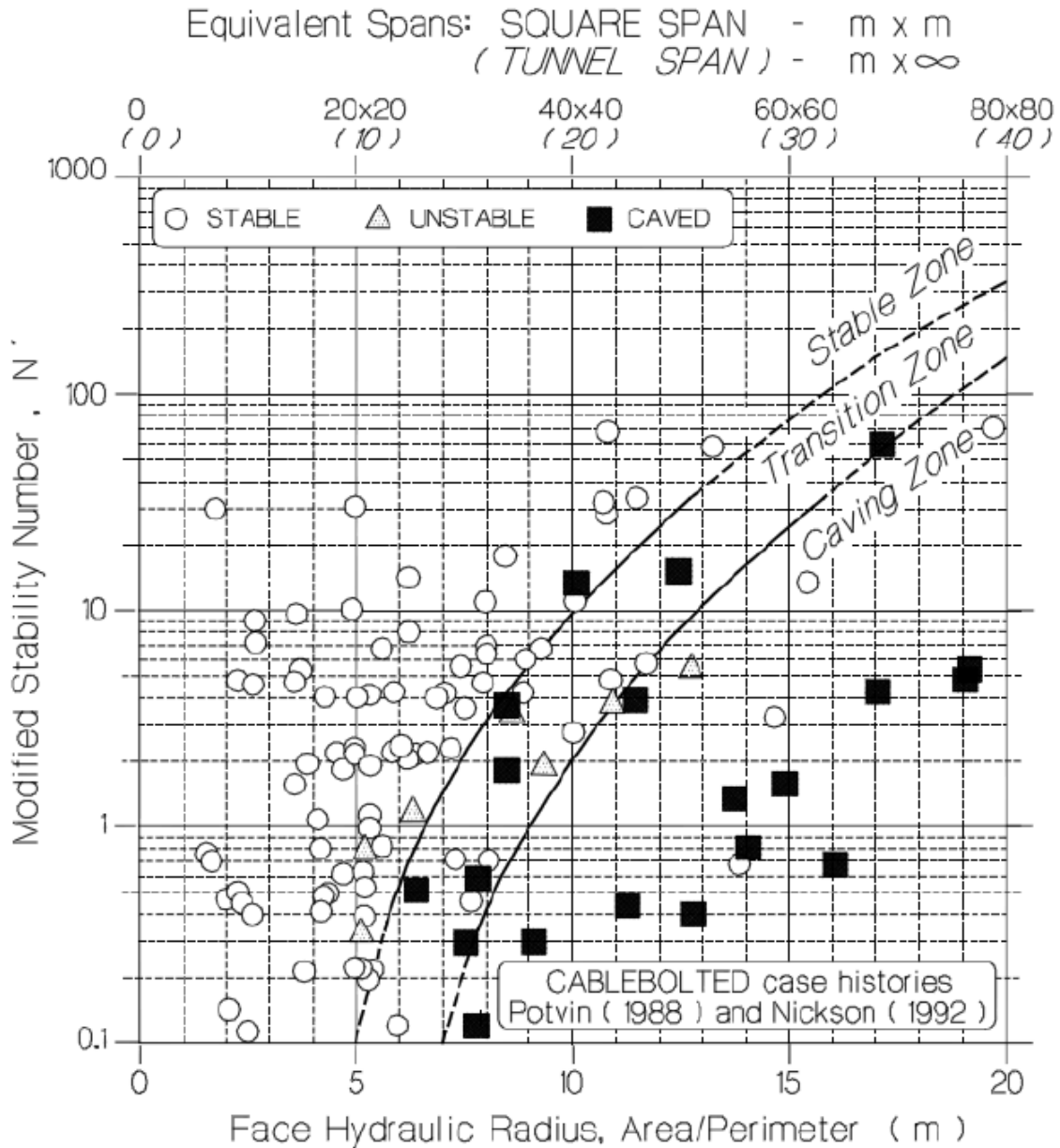


Figura A-8. Gráfico de estabilidad de Potvin (Hutchinson & Diederichs, 1996)

ANEXO B.

ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA DE BASE DE DATOS

B.1 ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA EN BASE DE DATOS DE SUBLEVEL STOPING

Dip [°]

Tabla B-1. Estadística descriptiva - Dip [°]

Dip [°] (Manteo)	
Media	62.8
Mediana	63
Moda	60
Desviación estándar	15.8
Varianza de la muestra	248.9
Curtosis	-0.7
Coefficiente de asimetría	-0.2
Mínimo	23.0
Máximo	90.0
Suma	33287.0
Cuenta	530

Ancho caserón [m]

Tabla B-2. Estadística descriptiva - Ancho [m]

Ancho [m]	
Media	11.7
Mediana	10
Moda	20
Desviación estándar	7.6
Varianza de la muestra	57.5
Curtosis	0.5
Coefficiente de asimetría	0.6
Mínimo	1.4
Máximo	52.0
Suma	5021
Cuenta	429

Largo caserón [m]

Tabla B-3. Estadística descriptiva - Largo [m]

Largo [m]	
Media	21.1
Mediana	18
Moda	15
Desviación estándar	10.7
Varianza de la muestra	113.6
Curtosis	14.0
Coefficiente de asimetría	2.9
Mínimo	5.5
Máximo	98.0
Suma	8816.1
Cuenta	417

Alto caserón [m]

Tabla B-4. Estadística descriptiva - Altura [m]

Altura [m]	
Media	39.6
Mediana	38
Moda	45
Desviación estándar	16.5
Varianza de la muestra	272.8
Curtosis	3.9
Coefficiente de asimetría	1.5
Mínimo	10.0
Máximo	124.0
Suma	16070.7
Cuenta	406

Razón de aspecto h/L

Tabla B-5. Estadística descriptiva - Razón de aspecto h/L

Razón H/L	
Media	2.3
Mediana	2.0
Moda	3.0
Desviación estándar	1.4
Varianza de la muestra	1.8
Curtosis	1.9
Coefficiente de asimetría	1.3
Mínimo	0.4
Máximo	8.0
Suma	914.5
Cuenta	406.0

Radio hidráulico (HR) [m]

Tabla B-6. Estadística descriptiva - Radio hidráulico [m]

HR [m]	
Media	6.5
Mediana	5.9
Moda	5.7
Desviación estándar	2.9
Varianza de la muestra	8.7
Curtosis	8.3
Coefficiente de asimetría	2.4
Mínimo	1.8
Máximo	25.5
Suma	3703.4
Cuenta	567.0

Profundidad [m]

Tabla B-7. Estadística descriptiva - Profundidad [m]

Profundidad [m]	
Media	728.2
Mediana	700.0
Moda	700.0
Desviación estándar	201.6
Varianza de la muestra	40504.8
Curtosis	1.8
Coefficiente de asimetría	-0.5
Mínimo	75.0
Máximo	1080.0
Suma	195170.0
Cuenta	268.0

Clasificación de macizo rocoso Q'

Tabla B-8. Estadística descriptiva - Clasificación de macizo rocoso por Q'

Q'	
Media geométrica	5.0
Mediana	6
Moda	15
Desviación estándar	7.7
Varianza de la muestra	58.7
Curtosis	1.0
Coefficiente de asimetría	1.2
Mínimo	0.1
Máximo	33.8
Suma	4445.8
Cuenta	524

Número de estabilidad de Mathews (N)

Tabla B-9. Estadística descriptiva - Número de estabilidad de Mathews (N)

N	
Media geométrica	0.5
Mediana	12
Moda	2.0
Desviación estándar	20.3
Varianza de la muestra	412.8
Curtosis	5.1
Coefficiente de asimetría	1.9
Mínimo	0.3
Máximo	137.5
Suma	10860.9
Cuenta	582

B.2 ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA EN BASE DE DATOS SUBLEVEL

STOPING SIN SOPORTE

Estadística descriptiva por parámetro, relativa a la base de datos de caserones abiertos en Sublevel Stopping sin utilización de soporte o refuerzo.

Dip [°]

Tabla B-10. Estadística descriptiva - Dip [°]

Dip [°] (Manteo)	
Media	59.2
Mediana	59.5
Moda	60.0
Desviación estándar	16.1
Varianza de la muestra	249.4
Curtosis	-0.5
Coefficiente de asimetría	0.1
Mínimo	23.0
Máximo	90.0
Suma	22260.5
Cuenta	376.0

Ancho caserón [m]

Tabla B-11. Estadística descriptiva - Ancho [m]

Ancho [m]	
Media	12.2
Mediana	9.9
Moda	20.0
Desviación estándar	7.7
Varianza de la muestra	59.5
Curtosis	0.6
Coficiente de asimetría	0.5
Mínimo	1.4
Máximo	52.0
Suma	3775.9
Cuenta	309.0

Largo caserón [m]

Tabla B-12. Estadística descriptiva - Largo [m]

Largo [m]	
Media	20.4
Mediana	18.9
Moda	15.0
Desviación estándar	8.4
Varianza de la muestra	69.7
Curtosis	5.2
Coficiente de asimetría	1.9
Mínimo	5.5
Máximo	60.0
Suma	6977.8
Cuenta	342.0

Alto caserón [m]

Tabla B-13. Estadística descriptiva - Alto [m]

Altura [m]	
Media	39.0
Mediana	38.0
Moda	45.0
Desviación estándar	16.0
Varianza de la muestra	253.1
Curtosis	3.7
Coefficiente de asimetría	1.5
Mínimo	10.0
Máximo	124.0
Suma	12905.5
Cuenta	331.0

Razón de aspecto h/L

Tabla B-14. Estadística descriptiva - Razón de aspecto h/L

Razón H/L	
Media	2.3
Mediana	1.9
Moda	3.0
Desviación estándar	1.4
Varianza de la muestra	1.9
Curtosis	1.8
Coefficiente de asimetría	1.3
Mínimo	0.4
Máximo	8.0
Suma	747.0
Cuenta	331.0

Radio hidráulico (HR) [m]

Tabla B-15. Estadística descriptiva - Radio hidráulico [m]

HR [m]	
Media	6.0
Mediana	5.9
Moda	5.7
Desviación estándar	2.1
Varianza de la muestra	4.2
Curtosis	14.3
Coefficiente de asimetría	2.4
Mínimo	1.8
Máximo	21.2
Suma	2573.7
Cuenta	428.0

Profundidad [m]

Tabla B-16. Estadística descriptiva - Profundidad [m]

Profundidad [m]	
Media	729.2
Mediana	700.0
Moda	700.0
Desviación estándar	212.0
Varianza de la muestra	42418.1
Curtosis	1.7
Coefficiente de asimetría	-0.5
Mínimo	75.0
Máximo	1070.0
Suma	140745.0
Cuenta	193.0

Clasificación de macizo rocoso Q'

Tabla B-17. Estadística descriptiva - Calificación de macizo rocoso por Q'

Q'	
Media geométrica	4.1
Mediana	5.4
Moda	1.0
Desviación estándar	7.1
Varianza de la muestra	50.0
Curtosis	3.5
Coefficiente de asimetría	1.8
Mínimo	0.1
Máximo	33.8
Suma	2637.1
Cuenta	373.0

Número de estabilidad de Mathews (N)

Tabla B-18. Estadística descriptiva - Número de estabilidad de Mathews (N)

N	
Media geométrica	7.5
Mediana	9.2
Moda	2.0
Desviación estándar	19.2
Varianza de la muestra	369.8
Curtosis	9.5
Coefficiente de asimetría	2.6
Mínimo	0.3
Máximo	137.5
Suma	6512.0
Cuenta	428.0

B.3 ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA EN BASE DE DATOS SUBLEVEL

STOPING SIN SOPORTE – CANADÁ

Estadística descriptiva por parámetro, relativa a la base de datos de caserones abiertos en Sublevel Stopping sin soporte de origen Canadiense.

Dip [°]

Tabla B-19. Estadística descriptiva - Dip [°]

Dip [°] (Manteo)	
Media	60.9
Mediana	60.0
Moda	85.0
Desviación estándar	17.2
Varianza de la muestra	294.3
Curtosis	-0.7
Coefficiente de asimetría	-0.3
Mínimo	23.0
Máximo	90.0
Suma	15531.5
Cuenta	255.0

Ancho caserón [m]

Tabla B-20. Estadística descriptiva - Ancho [m]

Ancho [m]	
Media	7.2
Mediana	5.8
Moda	3.5
Desviación estándar	5.8
Varianza de la muestra	33.4
Curtosis	21.4
Coefficiente de asimetría	3.7
Mínimo	1.4
Máximo	52.0
Suma	1355.9
Cuenta	188.0

Largo caserón [m]

Tabla B-21. Estadística descriptiva - Largo [m]

Largo [m]	
Media	23.4
Mediana	22.0
Moda	15.0
Desviación estándar	8.8
Varianza de la muestra	77.2
Curtosis	4.1
Coefficiente de asimetría	1.6
Mínimo	5.5
Máximo	60.0
Suma	5166.8
Cuenta	221.0

Alto caserón [m]

Tabla B-22. Estadística descriptiva - Alto [m]

Altura [m]	
Media	33.3
Mediana	32.3
Moda	22.0
Desviación estándar	13.4
Varianza de la muestra	179.9
Curtosis	10.8
Coefficiente de asimetría	2.2
Mínimo	10.0
Máximo	124.0
Suma	6994.5
Cuenta	210.0

Razón de aspecto h/L

Tabla B-23. Estadística descriptiva - Razón de aspecto h/L

Razón H/L	
Media	1.59
Mediana	1.44
Moda	1.00
Desviación estándar	0.92
Varianza de la muestra	0.85
Curtosis	9.80
Coficiente de asimetría	2.38
Mínimo	0.38
Máximo	7.39
Suma	334.03
Cuenta	210.00

Radio hidráulico (HR) [m]

Tabla B-24. Estadística descriptiva - Radio hidráulico [m]

HR [m]	
Media	6.2
Mediana	6.1
Moda	6.7
Desviación estándar	2.3
Varianza de la muestra	5.4
Curtosis	10.7
Coficiente de asimetría	2.1
Mínimo	1.8
Máximo	21.2
Suma	1895.3
Cuenta	307.0

Profundidad [m]

Tabla B-25. Estadística descriptiva - Profundidad [m]

Profundidad [m]	
Media	778.4
Mediana	905.0
Moda	1070.0
Desviación estándar	332.9
Varianza de la muestra	109261.0
Curtosis	-0.8
Coefficiente de asimetría	-0.8
Mínimo	75.0
Máximo	1070.0
Suma	56045.0
Cuenta	72.0

Clasificación de macizo rocoso Q'

Tabla B-26. Estadística descriptiva - Clasificación de macizo rocoso por Q'

Q'	
Media geométrica	7.4
Mediana	7.3
Moda	15.0
Desviación estándar	7.2
Varianza de la muestra	52.3
Curtosis	2.5
Coefficiente de asimetría	1.7
Mínimo	0.4
Máximo	33.8
Suma	2426.5
Cuenta	252.0

Número de estabilidad de Mathews (N)

Tabla B-27. Estadística descriptiva - Número de estabilidad de Mathews (N)

N	
Media geométrica	11.74
Mediana	14.25
Moda	1.98
Desviación estándar	20.85
Varianza de la muestra	433.40
Curtosis	7.32
Coefficiente de asimetría	2.32
Mínimo	0.75
Máximo	137.48
Suma	6071.96
Cuenta	307.00

B.4 ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA EN BASE DE DATOS SUBLEVEL

STOPING SIN SOPORTE - AUSTRALIA

Estadística descriptiva por parámetro, relativa a la base de datos de caserones abiertos en Sublevel Stopping sin soporte de origen Australiano.

Dip [°]

Tabla B-28. Estadística descriptiva - Dip [°]

Dip [°] (Manteo)	
Media	55.6
Mediana	55.0
Moda	60.0
Desviación estándar	11.6
Varianza de la muestra	133.5
Curtosis	0.4
Coefficiente de asimetría	0.8
Mínimo	36.0
Máximo	90.0
Suma	6729.0
Cuenta	121.0

Ancho caserón [m]

Tabla B-29. Estadística descriptiva - Ancho [m]

Ancho [m]	
Media	20.0
Mediana	20.0
Moda	20.0
Desviación estándar	0.0
Varianza de la muestra	0.0
Curtosis	-
Coefficiente de asimetría	-
Mínimo	20.0
Máximo	20.0
Suma	2420.0
Cuenta	121.0

Largo caserón [m]

Tabla B-30. Estadística descriptiva - Largo [m]

Largo [m]	
Media	15.0
Mediana	15.0
Moda	15.0
Desviación estándar	3.1
Varianza de la muestra	9.5
Curtosis	0.8
Coefficiente de asimetría	0.3
Mínimo	7.0
Máximo	25.0
Suma	1811.0
Cuenta	121.0

Alto caserón [m]

Tabla B-31. Estadística descriptiva - Alto [m]

Altura [m]	
Media	48.9
Mediana	45.0
Moda	45.0
Desviación estándar	15.0
Varianza de la muestra	224.9
Curtosis	1.1
Coficiente de asimetría	1.6
Mínimo	32.0
Máximo	90.0
Suma	5911.0
Cuenta	121.0

Razón de aspecto h/L

Tabla B-32. Estadística descriptiva - Razón de aspecto h/L

Razón H/L	
Media	3.4
Mediana	3.1
Moda	3.0
Desviación estándar	1.3
Varianza de la muestra	1.6
Curtosis	1.1
Coficiente de asimetría	1.2
Mínimo	1.6
Máximo	8.0
Suma	412.9
Cuenta	121.0

Radio hidráulico (HR) [m]

Tabla B-33. Estadística descriptiva - Radio hidráulico [m]

HR [m]	
Media	5.6
Mediana	5.7
Moda	5.7
Desviación estándar	0.9
Varianza de la muestra	0.8
Curtosis	0.1
Coefficiente de asimetría	-0.3
Mínimo	3.0
Máximo	7.9
Suma	678.4
Cuenta	121.0

Profundidad [m]

Tabla B-34. Estadística descriptiva - Profundidad [m]

Profundidad [m]	
Media	700.0
Mediana	700.0
Moda	700.0
Desviación estándar	0.0
Varianza de la muestra	0.0
Curtosis	-
Coefficiente de asimetría	-
Mínimo	700.0
Máximo	700.0
Suma	84700.0
Cuenta	121.0

Clasificación de macizo rocoso Q'

Tabla B-35. Estadística descriptiva - Calificación de macizo rocoso por Q'

Q'	
Media geométrica	1.2
Mediana	1.1
Moda	1.0
Desviación estándar	1.7
Varianza de la muestra	2.9
Curtosis	2.6
Coficiente de asimetría	1.9
Mínimo	0.1
Máximo	6.8
Suma	210.6
Cuenta	121.0

Número de estabilidad de Mathews (N)

Tabla B-36. Estadística descriptiva - Número de estabilidad de Mathews (N)

N	
Media geométrica	2.4
Mediana	2.1
Moda	0.9
Desviación estándar	4.3
Varianza de la muestra	18.5
Curtosis	6.3
Coficiente de asimetría	2.6
Mínimo	0.3
Máximo	20.7
Suma	440.1
Cuenta	121.0

ANEXO C.

ANÁLISIS DE DESEMPEÑO DE MODELOS DE DILUCIÓN POR MÉTRICAS DE CLASIFICACIÓN

El análisis de desempeño llevado a cabo mediante el cálculo de matrices de contingencia y skill scores se presenta a continuación por modelo analizado.

C.1 NUEVO MODELO DE DILUCIÓN BASADO EN REGRESIÓN LOGARÍTMICA

Modelo logarítmico

El modelo empírico de estimación de dilución calibrado en base a la utilización de regresión logarítmica se presenta en la Ecuación C-1.

Ecuación C-1. Nuevo modelo de dilución - Regresión logarítmica.

$$ELOS [m] = 4.01 \cdot LOG_{10}(HR[m]) - 1.87 \cdot LOG_{10}(N)$$

Definición de estados

Para la construcción de las matrices de contingencia, se definieron estados por clase tal como lo muestra la Tabla C-1.

Tabla C-1. Definición de estados para matrices de contingencia.

Estado positivo	Estado negativo
$ELOS \leq 0.5 [m]$	$ELOS > 0.5 [m]$
$0.5 < ELOS \leq 1 [m]$	$ELOS \leq 0.5 [m] \wedge ELOS > 1.0 [m]$
$1 < ELOS \leq 2 [m]$	$ELOS \leq 1.0 [m] \wedge ELOS > 2.0 [m]$
$ELOS > 2 [m]$	$ELOS \leq 2.0 [m]$

Base de datos

Para la clasificación se utilizó la base de datos de SLS sin utilización de soporte.

Matrices de contingencia y skill scores

Los resultados completos del análisis de clasificación por skill scores se pueden ver en la tabla siguiente.

Tabla C-2. Resultados análisis por métricas de clasificación – Nuevo modelo de dilución en regresión logarítmica.

Clase \ Skill Score	TP	FN	FP	TN	TPr	FPr	ACC	PSS	HSS
$ELOS \leq 0.5$ [m]	62	116	16	234	0.35	0.06	0.69	0.28	0.31
$0.5 < ELOS \leq 1$ [m]	21	51	56	300	0.29	0.16	0.75	0.13	0.13
$1 < ELOS \leq 2$ [m]	43	44	126	215	0.49	0.37	0.60	0.12	0.09
$ELOS > 2$ [m]	61	30	59	278	0.67	0.18	0.79	0.50	0.44

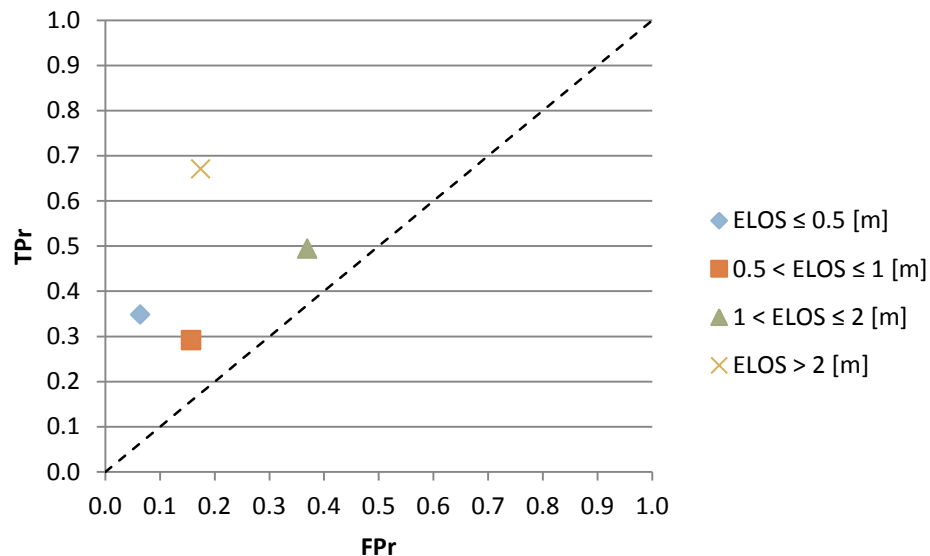


Figura C-1. Análisis de clasificación - Nuevo modelo de dilución en regresión logarítmica.

C.2 NUEVO MODELO DE DILUCIÓN BASADO EN REGRESIÓN LOGÍSTICA

Modelo logístico

El modelo empírico de estimación de dilución calibrado en base a la utilización de regresión logística (cuya máxima clasificación se logra en $p = 0.619$) se presenta en la Tabla C-3.

Tabla C-3. Nuevo modelo de dilución - Regresión logística.

Función ELOS	Ecuación
ELOS = 0.5 [m]	$\ln\left(\frac{p}{1-p}\right) = 2.294 - 2.712 \cdot \ln(HR) + 0.994 \cdot \ln(N)$
ELOS = 1 [m]	$\ln\left(\frac{p}{1-p}\right) = 4.304 - 3.473 \cdot \ln(HR) + 1.111 \cdot \ln(N)$
ELOS = 2 [m]	$\ln\left(\frac{p}{1-p}\right) = 5.695 - 3.770 \cdot \ln(HR) + 1.234 \cdot \ln(N)$

Definición de estados

Para la construcción de las matrices de contingencia, se definieron estados por clase tal como lo muestra la Tabla C-4.

Tabla C-4. Definición de estados para matrices de contingencia.

Estado positivo	Estado negativo
ELOS ≤ 0.5 [m]	ELOS > 0.5 [m]
0.5 < ELOS ≤ 1 [m]	ELOS ≤ 0.5 [m] ^ ELOS > 1.0 [m]
1 < ELOS ≤ 2 [m]	ELOS ≤ 1.0 [m] ^ ELOS > 2.0 [m]
ELOS > 2 [m]	ELOS ≤ 2.0 [m]

Base de datos

Para la clasificación se utilizó la base de datos de SLS sin utilización de soporte.

Matrices de contingencia y skill scores

Los resultados completos del análisis de clasificación por skill scores se pueden ver en la tabla siguiente.

Tabla C-5. Resultados análisis por métricas de clasificación – Nuevo modelo de dilución en regresión logística.

Clase \ Skill Score	TP	FN	FP	TN	TPr	FPr	ACC	PSS	HSS
ELOS ≤ 0.5 [m]	78	100	25	225	0.44	0.10	0.71	0.34	0.36
0.5 < ELOS ≤ 1 [m]	25	47	97	259	0.35	0.27	0.66	0.07	0.06
1 < ELOS ≤ 2 [m]	32	55	92	249	0.37	0.27	0.66	0.10	0.08
ELOS > 2 [m]	59	32	47	290	0.65	0.14	0.82	0.51	0.48

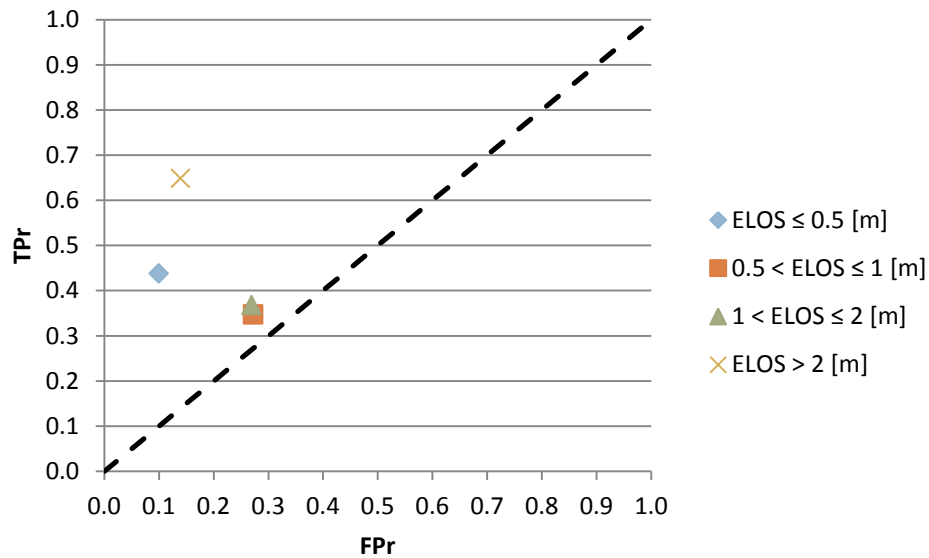


Figura C-2. Análisis de clasificación - Nuevo modelo de dilución en regresión logística.

C.3 MODELO DE DILUCIÓN DE CLARK (1998)

Modelo

El modelo de Clark (1998) parametrizado se presenta en la Ecuación C-2.

Ecuación C-2. Modelo parametrizado de Clark (1998).

$$ELOS [m] = -1.05 + 5.37 \cdot \text{LOG}_{10}(HR[m]) - 2.66 \cdot \text{LOG}_{10}(N')$$

Definición de estados

Para la construcción de las matrices de contingencia, se definieron estados por clase tal como lo muestra la Tabla C-6Tabla C-4.

Tabla C-6. Definición de estados para matrices de contingencia.

Estado positivo	Estado negativo
$ELOS \leq 0.5$ [m]	$ELOS > 0.5$ [m]
$0.5 < ELOS \leq 1$ [m]	$ELOS \leq 0.5$ [m] \wedge $ELOS > 1.0$ [m]
$1 < ELOS \leq 2$ [m]	$ELOS \leq 1.0$ [m] \wedge $ELOS > 2.0$ [m]
$ELOS > 2$ [m]	$ELOS \leq 2.0$ [m]

Base de datos

Para la clasificación se utilizó la base de datos de SLS.

Matrices de contingencia y skill scores

Los resultados completos del análisis de clasificación por skill scores se pueden ver en la tabla siguiente.

Tabla C-7. Resultados análisis por métricas de clasificación – Modelo de Clark (1998).

Clase \ Skill Score	TP	FN	FP	TN	TPr	FPr	ACC	PSS	HSS
$ELOS \leq 0.5$ [m]	110	105	42	219	0.51	0.16	0.69	0.35	0.36
$0.5 < ELOS \leq 1$ [m]	11	63	68	334	0.15	0.17	0.72	-0.02	-0.02
$1 < ELOS \leq 2$ [m]	23	66	115	272	0.26	0.30	0.62	-0.04	-0.03
$ELOS > 2$ [m]	67	31	74	304	0.68	0.20	0.78	0.49	0.42

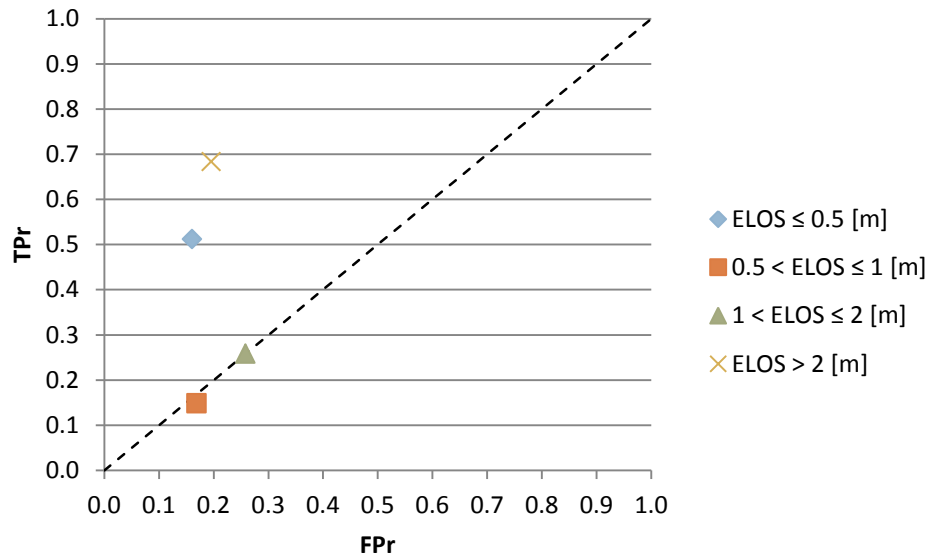


Figura C-3. Análisis de clasificación – Modelo de Clark (1998).

ANEXO D. RESULTADOS DE MODELAMIENTO

NUMÉRICO EN FLAC3D

El detalle de los resultados de las simulaciones llevadas a cabo en FLAC 3D se presentan a continuación, según análisis por criterio.

D.1 RESULTADOS CRITERIO $\sigma_3 \leq 0$, $\sigma_3 \leq \sigma_t$ y $p \leq \sigma_t$

Geometrías

Las geometrías de los caserones a modelar se resumen en la tabla siguiente.

Tabla D-1. Geometrías modelamiento numérico de criterios previos.

HR HW [m]	Ancho [m]	Largo [m]	Alto [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
2.5	7.2	23.4	6.4	60.9	778.4	0.3
3.5	7.2	23.4	10.0	60.9	778.4	0.4
4.5	7.2	23.4	14.6	60.9	778.4	0.6
5.5	7.2	23.4	20.8	60.9	778.4	0.9
6.5	7.2	23.4	29.3	60.9	778.4	1.3
7.5	7.2	23.4	41.9	60.9	778.4	1.8
8.5	7.2	23.4	62.3	60.9	778.4	2.7
9.5	7.2	23.4	101.4	60.9	778.4	4.3

Macizo rocoso

La variación en la calidad de macizo rocoso y parámetros de Hoek & Brown, para cada geometría a modelar se resume en la tabla siguiente.

Tabla D-2. Calidad de macizo y parámetros de Hoek & Brown rocoso a modelar.

N (Mathews)	Q'	GSI	mi	mb	s	a	σ_{tRM} [Mpa]
0.7	0.3	33.9	12.8	0.2	0.000	0.517	-0.1
1.7	0.7	41.4	12.8	0.4	0.000	0.510	-0.1
3.9	1.7	48.9	12.8	0.6	0.000	0.506	-0.3
9.0	4.0	56.4	12.8	1.0	0.001	0.504	-0.5
20.8	9.1	63.9	12.8	1.5	0.004	0.502	-0.8
47.8	21.0	71.4	12.8	2.3	0.013	0.501	-1.4
110.0	48.2	78.9	12.8	3.6	0.041	0.501	-2.5

Tabla D-3. Constantes elásticas de macizo rocoso a modelar.

N (Mathews)	v	E_{RM} [Gpa]
0.7	0.3	6.0
1.7	0.3	10.0
3.9	0.3	16.4
9.0	0.3	25.0
20.8	0.3	34.6
47.8	0.3	43.2
110.0	0.3	49.4

Resultados

Los resultados tabulados por criterio se presentan a continuación.

Criterio $\sigma_3 \leq 0$

Tabla D-4. Resultados de ELOS [m] de modelamiento numérico de criterio $\sigma_3 \leq 0$

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
2.5	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50	0.50
3.5	0.93	0.93	0.93	0.93	0.93	0.93	0.93
4.5	1.39	1.39	1.39	1.39	1.39	1.39	1.39
5.5	1.67	1.68	1.67	1.67	1.67	1.67	1.67
6.5	1.75	1.75	1.75	1.75	1.75	1.75	1.75
7.5	1.63	1.64	1.63	1.63	1.63	1.63	1.63
8.5	1.43	1.44	1.43	1.44	1.44	1.44	1.43
9.5	1.29	1.29	1.29	1.29	1.29	1.29	1.29

Criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$

Tabla D-5. Resultados de ELOS [m] de modelamiento numérico de criterio $\sigma_3 \leq \sigma_t$

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
2.5	0.48	0.47	0.45	0.40	0.16	0.10	0.08
3.5	0.91	0.89	0.83	0.71	0.42	0.20	0.16
4.5	1.35	1.29	1.15	0.95	0.64	0.28	0.22
5.5	1.59	1.45	1.29	1.05	0.64	0.37	0.28
6.5	1.54	1.38	1.17	0.83	0.59	0.43	0.31
7.5	1.30	1.08	0.89	0.73	0.58	0.41	0.29
8.5	1.01	0.88	0.75	0.62	0.49	0.35	0.24
9.5	0.82	0.71	0.64	0.48	0.37	0.24	0.17

Criterio $p \leq \sigma_t$

Tabla D-6. Resultados de ELOS [m] de modelamiento numérico de criterio $p \leq \sigma_t$

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
2.5	0.01	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
3.5	0.03	0.03	0.02	0.02	0.02	0.01	0.00
4.5	0.04	0.04	0.04	0.03	0.03	0.02	0.01
5.5	0.06	0.06	0.06	0.05	0.05	0.03	0.02
6.5	0.07	0.07	0.06	0.06	0.05	0.04	0.01
7.5	0.06	0.06	0.06	0.05	0.04	0.03	0.01
8.5	0.05	0.05	0.04	0.04	0.03	0.03	0.01
9.5	0.03	0.03	0.03	0.03	0.02	0.02	0.01

D.2 RESULTADOS ANÁLISIS DE INFLUENCIA DE H/L

Macizo rocoso

La variación en la calidad de macizo rocoso, para cada geometría a modelar se resume en la tabla siguiente.

Tabla D-7. Calidad de macizo y parámetros de Hoek & Brown rocoso a modelar.

N (Mathews)	Q'	GSI	mi
0.7	0.3	33.9	12.8
1.7	0.7	41.4	12.8
3.9	1.7	48.9	12.8
9.0	4.0	56.4	12.8
20.8	9.1	63.9	12.8
47.8	21.0	71.4	12.8
110.0	48.2	78.9	12.8

Tabla D-8. Constantes elásticas de macizo rocoso a modelar.

N (Mathews)	v	E_{RM} [Gpa]
0.7	0.3	6.0
1.7	0.3	10.0
3.9	0.3	16.4
9.0	0.3	25.0
20.8	0.3	34.6
47.8	0.3	43.2
110.0	0.3	49.4

Valores para la razón de aspecto (h/L)

Se escogieron 5 valores para la razón de aspecto, los que condicionan la geometría de cada batería de simulaciones. Estos valores son: 0.6, 1.1, 1.6, 2.1 y 2.6.

Resultados

Los resultados tabulados por batería de simulaciones de acuerdo al valor de h/L, para el criterio $\sigma_3 \leq 0$ se presentan a continuación.

$$h/L = 0.6$$

Tabla D-9. Geometrías a modelar para h/L = 0.6

HR HW[m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.5	7.2	11.1	18.9	60.9	778.4	0.6
4.5	7.2	14.3	24.3	60.9	778.4	0.6
5.5	7.2	17.5	29.6	60.9	778.4	0.6
6.5	7.2	20.7	35.0	60.9	778.4	0.6
7.5	7.2	23.9	40.4	60.9	778.4	0.6
8.5	7.2	27.0	45.8	60.9	778.4	0.6
9.5	7.2	30.2	51.2	60.9	778.4	0.6
10.5	7.2	33.4	56.6	60.9	778.4	0.6

Tabla D-10. Resultados ELOS [m] para criterio $\sigma_3 \leq 0$ y valor de h/L = 0.6

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
3.5	0.98	0.98	0.98	0.98	0.98	0.98	0.98
4.5	1.41	1.40	1.40	1.41	1.41	1.41	1.41
5.5	1.85	1.85	1.85	1.85	1.85	1.85	1.85
6.5	2.32	2.31	2.31	2.31	2.31	2.31	2.32
7.5	2.76	2.75	2.76	2.76	2.76	2.76	2.76
8.5	3.21	3.21	3.21	3.21	3.21	3.21	3.20
9.5	3.70	3.70	3.70	3.70	3.70	3.70	3.70
10.5	4.16	4.16	4.16	4.16	4.16	4.16	4.16

$$h/L = 1.1$$

Tabla D-11. Geometrías a modelar para $h/L = 1.1$

HR HW[m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.5	7.2	14.6	13.4	60.9	778.4	1.1
4.5	7.2	18.8	17.3	60.9	778.4	1.1
5.5	7.2	23.0	21.1	60.9	778.4	1.1
6.5	7.2	27.2	24.9	60.9	778.4	1.1
7.5	7.2	31.4	28.8	60.9	778.4	1.1
8.5	7.2	35.5	32.6	60.9	778.4	1.1
9.5	7.2	39.7	36.4	60.9	778.4	1.1
10.5	7.2	43.9	40.3	60.9	778.4	1.1

Tabla D-12. Resultados ELOS [m] para criterio $\sigma_3 \leq 0$ y valor de $h/L = 1.1$

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
3.5	0.83	0.83	0.84	0.83	0.84	0.84	0.84
4.5	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17
5.5	1.53	1.53	1.53	1.53	1.53	1.53	1.53
6.5	1.91	1.91	1.91	1.91	1.91	1.91	1.91
7.5	2.30	2.30	2.29	2.30	2.30	2.30	2.30
8.5	2.67	2.67	2.67	2.67	2.67	2.67	2.67
9.5	3.09	3.09	3.09	3.09	3.09	3.09	3.09
10.5	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50	3.50

$$h/L = 1.6$$

Tabla D-13. Geometrías a modelar para $h/L = 1.6$

HR HW[m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.5	7.2	18.1	11.4	60.9	778.4	1.6
4.5	7.2	23.3	14.7	60.9	778.4	1.6
5.5	7.2	28.5	17.9	60.9	778.4	1.6
6.5	7.2	33.7	21.2	60.9	778.4	1.6
7.5	7.2	38.9	24.4	60.9	778.4	1.6
8.5	7.2	44.0	27.7	60.9	778.4	1.6
9.5	7.2	49.2	30.9	60.9	778.4	1.6
10.5	7.2	54.4	34.2	60.9	778.4	1.6

Tabla D-14. Resultados ELOS [m] para criterio $\sigma_3 \leq 0$ y valor de $h/L = 1.6$

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
3.5	0.64	0.64	0.64	0.64	0.64	0.64	0.64
4.5	0.89	0.89	0.89	0.89	0.89	0.89	0.89
5.5	1.19	1.19	1.19	1.19	1.19	1.19	1.19
6.5	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47
7.5	1.78	1.78	1.78	1.78	1.79	1.78	1.79
8.5	2.09	2.09	2.09	2.09	2.09	2.09	2.09
9.5	2.42	2.42	2.42	2.42	2.42	2.42	2.42
10.5	2.78	2.77	2.78	2.77	2.77	2.78	2.78

$$h/L = 2.1$$

Tabla D-15. Geometrías a modelar para $h/L = 2.1$

HR HW[m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.5	7.2	21.6	10.3	60.9	778.4	2.1
4.5	7.2	27.8	13.3	60.9	778.4	2.1
5.5	7.2	34.0	16.3	60.9	778.4	2.1
6.5	7.2	40.2	19.2	60.9	778.4	2.1
7.5	7.2	46.4	22.2	60.9	778.4	2.1
8.5	7.2	52.5	25.1	60.9	778.4	2.1
9.5	7.2	58.7	28.1	60.9	778.4	2.1
10.5	7.2	64.9	31.0	60.9	778.4	2.1

Tabla D-16. Resultados ELOS [m] para criterio $\sigma_3 \leq 0$ y valor de $h/L = 2.1$

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
3.5	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51
4.5	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70	0.70
5.5	0.93	0.93	0.93	0.94	0.93	0.93	0.94
6.5	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.18	1.17
7.5	1.42	1.42	1.42	1.42	1.42	1.42	1.42
8.5	1.70	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69	1.69
9.5	1.97	1.97	1.97	1.97	1.97	1.97	1.97
10.5	2.25	2.25	2.25	2.25	2.25	2.24	2.25

$$h/L = 2.6$$

Tabla D-17. Geometrías a modelar para $h/L = 2.6$

HR HW[m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.5	7.2	25.1	9.7	60.9	778.4	2.6
4.5	7.2	32.3	12.5	60.9	778.4	2.6
5.5	7.2	39.5	15.2	60.9	778.4	2.6
6.5	7.2	46.7	18.0	60.9	778.4	2.6
7.5	7.2	53.9	20.8	60.9	778.4	2.6
8.5	7.2	61.0	23.6	60.9	778.4	2.6
9.5	7.2	68.2	26.3	60.9	778.4	2.6
10.5	7.2	75.4	29.1	60.9	778.4	2.6

Tabla D-18. Resultados ELOS [m] para criterio $\sigma_3 \leq 0$ y valor de $h/L = 2.6$

HR \ N	0.74	1.71	3.93	9.04	20.80	47.83	110.01
3.5	0.46	0.46	0.46	0.46	0.46	0.46	0.46
4.5	0.60	0.61	0.60	0.60	0.61	0.60	0.61
5.5	0.79	0.79	0.79	0.78	0.79	0.79	0.79
6.5	0.98	0.98	0.98	0.98	0.98	0.98	0.98
7.5	1.20	1.20	1.20	1.20	1.20	1.19	1.20
8.5	1.43	1.43	1.42	1.43	1.43	1.43	1.43
9.5	1.69	1.69	1.69	1.68	1.70	1.69	1.70
10.5	1.97	1.97	1.98	1.97	1.98	1.98	1.97

D.3 RESULTADOS CÁLCULO DE CRITERIOS NUEVOS

Para el cálculo de los valores necesarios para σ_3 y p [MPa], se discretizaron las guías de estimación Canadiense y luego se modelaron un total de 408 simulaciones con las cuales se calibraron tres criterios candidatos.

Discretización de las guías de estimación

Cada guías de estimación de dilución del nuevo modelo fue discretizada en 17 puntos. En total el modelo completo quedó resumido en 51 vectores que se resumen en la tabla siguiente.

Tabla D-19. Discretización nuevo modelo de dilución.

HR [m]	ELOS = 0.5 [m]	ELOS = 1 [m]	ELOS = 2 [m]
	N	N	N
3	6.1	2.9	0.7
3.5	8.6	4.2	1.0
4	11.7	5.7	1.4
4.5	15.3	7.5	1.8
5	19.5	9.5	2.3
5.5	24.3	11.8	2.8
6	29.6	14.5	3.4
6.5	35.6	17.4	4.1
7	42.2	20.6	4.9
7.5	49.5	24.1	5.7
8	57.3	27.9	6.6
8.5	65.9	32.1	7.6
9	75.1	36.6	8.7
9.5	85.0	41.4	9.8
10	95.6	46.6	11.1
10.5	107.0	52.1	12.4
11	119.0	58.0	13.8

Macizo rocoso

La variación en la calidad de macizo rocoso, para cada geometría a modelar se resume en la tabla siguiente.

Tabla D-20. Caracterización elástica de macizo rocoso para ELOS = 0.5 [m]

N	Q'	GSI	v	E_{RM} [Gpa]
6.1	2.7	52.8	0.3	20.6
8.6	3.8	56.0	0.3	24.5
11.7	5.1	58.7	0.3	27.9
15.3	6.7	61.1	0.3	31.0
19.5	8.6	63.3	0.3	33.8
24.3	10.6	65.3	0.3	36.3
29.6	13.0	67.1	0.3	38.5
35.6	15.6	68.7	0.3	40.3
42.2	18.5	70.3	0.3	42.0
49.5	21.7	71.7	0.3	42.9
57.3	25.1	73.0	0.3	44.7
65.9	28.9	74.3	0.3	45.9
75.1	32.9	75.4	0.3	46.8
85.0	37.3	76.6	0.3	47.8
95.6	41.9	77.6	0.3	48.5
107.0	46.9	78.6	0.3	49.2
119.0	52.2	79.6	0.3	49.9

Tabla D-21. Caracterización elástica de macizo rocoso para ELOS = 1.0 [m]

N	Q'	GSI	v	E_{RM} [Gpa]
2.9	1.3	46.3	0.3	13.9
4.2	1.8	49.5	0.3	17.0
5.7	2.5	52.2	0.3	19.9
7.5	3.3	54.7	0.3	22.9
9.5	4.2	56.8	0.3	25.5
11.8	5.2	58.8	0.3	28.0
14.5	6.3	60.6	0.3	30.4
17.4	7.6	62.3	0.3	32.6
20.6	9.0	63.8	0.3	34.5
24.1	10.6	65.2	0.3	36.2
27.9	12.2	66.5	0.3	37.8
32.1	14.1	67.8	0.3	39.3
36.6	16.0	69.0	0.3	40.6
41.4	18.2	70.1	0.3	41.8
46.6	20.4	71.2	0.3	43.0
52.1	22.8	72.2	0.3	43.9
58.0	25.4	73.1	0.3	44.8

Tabla D-22. Caracterización elástica de macizo rocoso para ELOS = 2.0 [m]

N	Q'	GSI	v	E_{RM} [Gpa]
0.7	0.3	33.4	0.3	5.8
1.0	0.4	36.6	0.3	7.2
1.4	0.6	39.3	0.3	8.7
1.8	0.8	41.7	0.3	10.2
2.3	1.0	43.9	0.3	11.8
2.8	1.2	45.9	0.3	13.5
3.4	1.5	47.7	0.3	15.2
4.1	1.8	49.3	0.3	16.8
4.9	2.1	50.9	0.3	18.5
5.7	2.5	52.3	0.3	20.0
6.6	2.9	53.6	0.3	21.5
7.6	3.3	54.9	0.3	23.1
8.7	3.8	56.0	0.3	24.5
9.8	4.3	57.2	0.3	26.0
11.1	4.9	58.2	0.3	27.3
12.4	5.4	59.2	0.3	28.6
13.8	6.0	60.2	0.3	29.9

Valores para la razón de aspecto (h/L)

Se escogieron 8 valores para la razón de aspecto, los que condicionan la geometría de cada batería de simulaciones. Estos valores son: 0.5, 0.8, 1.2, 1.6, 2.0, 2.4, 2.8 y 3.1.

Resultados

Los resultados para la cuantificación del esfuerzo σ_3 y p [MPa] necesarios, se encuentran tabulados a continuación por batería de simulaciones de acuerdo al valor de h/L.

$$h/L = 0.5$$

Tabla D-23. Geometrías a modelar para $h/L = 0.5$

HR HW [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.0	7.2	9.0	18.0	60.9	778.4	0.5
3.5	7.2	10.5	21.0	60.9	778.4	0.5
4.0	7.2	12.0	24.0	60.9	778.4	0.5
4.5	7.2	13.5	27.0	60.9	778.4	0.5
5.0	7.2	15.0	30.0	60.9	778.4	0.5
5.5	7.2	16.5	33.0	60.9	778.4	0.5
6.0	7.2	18.0	36.0	60.9	778.4	0.5
6.5	7.2	19.5	39.0	60.9	778.4	0.5
7.0	7.2	21.0	42.0	60.9	778.4	0.5
7.5	7.2	22.5	45.0	60.9	778.4	0.5
8.0	7.2	24.0	48.0	60.9	778.4	0.5
8.5	7.2	25.5	51.0	60.9	778.4	0.5
9.0	7.2	27.0	54.0	60.9	778.4	0.5
9.5	7.2	28.5	57.0	60.9	778.4	0.5
10.0	7.2	30.0	60.0	60.9	778.4	0.5
10.5	7.2	31.5	63.0	60.9	778.4	0.5
11.0	7.2	33.0	66.0	60.9	778.4	0.5

Tabla D-24. Resultados de σ_3 para ELOS = 0.5 [m] y $h/L = 0.5$

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	6.1	0.5	-0.54
3.5	8.6	0.5	-0.70
4.0	11.7	0.5	-0.88
4.5	15.3	0.5	-1.01
5.0	19.5	0.5	-1.15
5.5	24.3	0.5	-1.29
6.0	29.6	0.5	-1.44
6.5	35.6	0.5	-1.58
7.0	42.2	0.5	-2.02
7.5	49.5	0.5	-2.42
8.0	57.3	0.5	-2.98
8.5	65.9	0.5	-3.54
9.0	75.1	0.5	-4.03
9.5	85.0	0.5	-4.49
10.0	95.6	0.5	-4.99
10.5	107.0	0.5	-5.41
11.0	119.0	0.5	-5.81

Tabla D-25. Resultados de σ_3 para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 0.5

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	2.9	1.0	0.42
3.5	4.2	1.0	0.09
4.0	5.7	1.0	-0.30
4.5	7.5	1.0	-0.44
5.0	9.5	1.0	-0.67
5.5	11.8	1.0	-0.84
6.0	14.5	1.0	-0.97
6.5	17.4	1.0	-1.10
7.0	20.6	1.0	-1.21
7.5	24.1	1.0	-1.30
8.0	27.9	1.0	-1.39
8.5	32.1	1.0	-1.47
9.0	36.6	1.0	-1.54
9.5	41.4	1.0	-1.62
10.0	46.6	1.0	-1.72
10.5	52.1	1.0	-1.87
11.0	58.0	1.0	-2.15

Tabla D-26. Resultados de σ_3 para ELOS = 2.0 [m] y h/L = 0.5

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	0.7	2.0	4.33
3.5	1.0	2.0	2.94
4.0	1.4	2.0	1.98
4.5	1.8	2.0	1.20
5.0	2.3	2.0	0.53
5.5	2.8	2.0	0.21
6.0	3.4	2.0	-0.11
6.5	4.1	2.0	-0.25
7.0	4.9	2.0	-0.43
7.5	5.7	2.0	-0.56
8.0	6.6	2.0	-0.71
8.5	7.6	2.0	-0.84
9.0	8.7	2.0	-0.94
9.5	9.8	2.0	-1.05
10.0	11.1	2.0	-1.15
10.5	12.4	2.0	-1.23
11.0	13.8	2.0	-1.31

$$h/L = 0.8$$

Tabla D-27. Geometrías a modelar para $h/L = 0.8$

HR HW [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.0	7.2	10.7	13.6	60.9	778.4	0.8
3.5	7.2	12.5	15.9	60.9	778.4	0.8
4.0	7.2	14.3	18.1	60.9	778.4	0.8
4.5	7.2	16.1	20.4	60.9	778.4	0.8
5.0	7.2	17.9	22.7	60.9	778.4	0.8
5.5	7.2	19.7	24.9	60.9	778.4	0.8
6.0	7.2	21.5	27.2	60.9	778.4	0.8
6.5	7.2	23.3	29.5	60.9	778.4	0.8
7.0	7.2	25.1	31.7	60.9	778.4	0.8
7.5	7.2	26.9	34.0	60.9	778.4	0.8
8.0	7.2	28.6	36.3	60.9	778.4	0.8
8.5	7.2	30.4	38.5	60.9	778.4	0.8
9.0	7.2	32.2	40.8	60.9	778.4	0.8
9.5	7.2	34.0	43.1	60.9	778.4	0.8
10.0	7.2	35.8	45.3	60.9	778.4	0.8
10.5	7.2	37.6	47.6	60.9	778.4	0.8
11.0	7.2	39.4	49.8	60.9	778.4	0.8

Tabla D-28. Resultados de σ_3 para ELOS = 0.5 [m] y $h/L = 0.8$

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	6.1	0.5	-0.37
3.5	8.6	0.5	-0.53
4.0	11.7	0.5	-0.68
4.5	15.3	0.5	-0.80
5.0	19.5	0.5	-0.91
5.5	24.3	0.5	-1.01
6.0	29.6	0.5	-1.13
6.5	35.6	0.5	-1.42
7.0	42.2	0.5	-1.76
7.5	49.5	0.5	-2.24
8.0	57.3	0.5	-2.62
8.5	65.9	0.5	-3.10
9.0	75.1	0.5	-3.51
9.5	85.0	0.5	-3.98
10.0	95.6	0.5	-4.40
10.5	107.0	0.5	-4.82
11.0	119.0	0.5	-5.16

Tabla D-29. Resultados de σ_3 para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 0.8

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	2.9	1.0	0.58
3.5	4.2	1.0	0.10
4.0	5.7	1.0	-0.17
4.5	7.5	1.0	-0.29
5.0	9.5	1.0	-0.45
5.5	11.8	1.0	-0.59
6.0	14.5	1.0	-0.69
6.5	17.4	1.0	-0.81
7.0	20.6	1.0	-0.90
7.5	24.1	1.0	-1.00
8.0	27.9	1.0	-1.06
8.5	32.1	1.0	-1.12
9.0	36.6	1.0	-1.20
9.5	41.4	1.0	-1.29
10.0	46.6	1.0	-1.46
10.5	52.1	1.0	-1.65
11.0	58.0	1.0	-1.89

Tabla D-30. Resultados de σ_3 para ELOS = 2.0 [m] y h/L = 0.8

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	0.7	2.0	4.35
3.5	1.0	2.0	3.05
4.0	1.4	2.0	2.06
4.5	1.8	2.0	1.34
5.0	2.3	2.0	0.73
5.5	2.8	2.0	0.34
6.0	3.4	2.0	0.04
6.5	4.1	2.0	-0.11
7.0	4.9	2.0	-0.20
7.5	5.7	2.0	-0.34
8.0	6.6	2.0	-0.44
8.5	7.6	2.0	-0.54
9.0	8.7	2.0	-0.64
9.5	9.8	2.0	-0.71
10.0	11.1	2.0	-0.80
10.5	12.4	2.0	-0.87
11.0	13.8	2.0	-0.95

$$h/L = 1.2$$

Tabla D-31. Geometrías a modelar para $h/L = 1.2$

HR HW [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.0	7.2	13.1	11.0	60.9	778.4	1.2
3.5	7.2	15.3	12.9	60.9	778.4	1.2
4.0	7.2	17.5	14.7	60.9	778.4	1.2
4.5	7.2	19.7	16.6	60.9	778.4	1.2
5.0	7.2	21.9	18.4	60.9	778.4	1.2
5.5	7.2	24.1	20.2	60.9	778.4	1.2
6.0	7.2	26.3	22.1	60.9	778.4	1.2
6.5	7.2	28.5	23.9	60.9	778.4	1.2
7.0	7.2	30.7	25.8	60.9	778.4	1.2
7.5	7.2	32.9	27.6	60.9	778.4	1.2
8.0	7.2	35.0	29.4	60.9	778.4	1.2
8.5	7.2	37.2	31.3	60.9	778.4	1.2
9.0	7.2	39.4	33.1	60.9	778.4	1.2
9.5	7.2	41.6	35.0	60.9	778.4	1.2
10.0	7.2	43.8	36.8	60.9	778.4	1.2
10.5	7.2	46.0	38.6	60.9	778.4	1.2
11.0	7.2	48.2	40.5	60.9	778.4	1.2

Tabla D-32. Resultados de σ_3 para ELOS = 0.5 [m] y $h/L = 1.2$

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	6.1	0.5	-0.16
3.5	8.6	0.5	-0.25
4.0	11.7	0.5	-0.35
4.5	15.3	0.5	-0.43
5.0	19.5	0.5	-0.55
5.5	24.3	0.5	-0.72
6.0	29.6	0.5	-0.87
6.5	35.6	0.5	-1.11
7.0	42.2	0.5	-1.33
7.5	49.5	0.5	-1.68
8.0	57.3	0.5	-1.98
8.5	65.9	0.5	-2.33
9.0	75.1	0.5	-2.72
9.5	85.0	0.5	-3.08
10.0	95.6	0.5	-3.46
10.5	107.0	0.5	-3.76
11.0	119.0	0.5	-4.08

Tabla D-33. Resultados de σ_3 para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 1.2

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	2.9	1.0	1.02
3.5	4.2	1.0	0.41
4.0	5.7	1.0	0.12
4.5	7.5	1.0	-0.09
5.0	9.5	1.0	-0.14
5.5	11.8	1.0	-0.24
6.0	14.5	1.0	-0.32
6.5	17.4	1.0	-0.40
7.0	20.6	1.0	-0.46
7.5	24.1	1.0	-0.53
8.0	27.9	1.0	-0.60
8.5	32.1	1.0	-0.71
9.0	36.6	1.0	-0.83
9.5	41.4	1.0	-0.97
10.0	46.6	1.0	-1.12
10.5	52.1	1.0	-1.28
11.0	58.0	1.0	-1.42

Tabla D-34. Resultados de σ_3 para ELOS = 2.0 [m] y h/L = 1.2

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	0.7	2.0	4.99
3.5	1.0	2.0	3.62
4.0	1.4	2.0	2.62
4.5	1.8	2.0	1.77
5.0	2.3	2.0	1.20
5.5	2.8	2.0	0.74
6.0	3.4	2.0	0.43
6.5	4.1	2.0	0.17
7.0	4.9	2.0	0.03
7.5	5.7	2.0	-0.05
8.0	6.6	2.0	-0.11
8.5	7.6	2.0	-0.18
9.0	8.7	2.0	-0.25
9.5	9.8	2.0	-0.31
10.0	11.1	2.0	-0.38
10.5	12.4	2.0	-0.45
11.0	13.8	2.0	-0.48

$$h/L = 1.6$$

Tabla D-35. Geometrías a modelar para $h/L = 1.6$

HR HW [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.0	7.2	15.5	9.8	60.9	778.4	1.6
3.5	7.2	18.1	11.4	60.9	778.4	1.6
4.0	7.2	20.7	13.0	60.9	778.4	1.6
4.5	7.2	23.3	14.7	60.9	778.4	1.6
5.0	7.2	25.9	16.3	60.9	778.4	1.6
5.5	7.2	28.5	17.9	60.9	778.4	1.6
6.0	7.2	31.1	19.5	60.9	778.4	1.6
6.5	7.2	33.7	21.2	60.9	778.4	1.6
7.0	7.2	36.3	22.8	60.9	778.4	1.6
7.5	7.2	38.9	24.4	60.9	778.4	1.6
8.0	7.2	41.4	26.1	60.9	778.4	1.6
8.5	7.2	44.0	27.7	60.9	778.4	1.6
9.0	7.2	46.6	29.3	60.9	778.4	1.6
9.5	7.2	49.2	30.9	60.9	778.4	1.6
10.0	7.2	51.8	32.6	60.9	778.4	1.6
10.5	7.2	54.4	34.2	60.9	778.4	1.6
11.0	7.2	57.0	35.8	60.9	778.4	1.6

Tabla D-36. Resultados de σ_3 para ELOS = 0.5 [m] y $h/L = 1.6$

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]	p [MPa]
3.0	6.1	0.5	-0.01	11.26
3.5	8.6	0.5	-0.10	9.99
4.0	11.7	0.5	-0.16	8.92
4.5	15.3	0.5	-0.25	8.05
5.0	19.5	0.5	-0.36	7.22
5.5	24.3	0.5	-0.48	6.55
6.0	29.6	0.5	-0.64	5.98
6.5	35.6	0.5	-0.80	5.46
7.0	42.2	0.5	-0.97	5.00
7.5	49.5	0.5	-1.19	4.61
8.0	57.3	0.5	-1.44	4.22
8.5	65.9	0.5	-1.70	3.88
9.0	75.1	0.5	-1.98	3.57
9.5	85.0	0.5	-2.24	3.27
10.0	95.6	0.5	-2.57	3.00
10.5	107.0	0.5	-2.84	2.75
11.0	119.0	0.5	-3.13	2.52

Tabla D-37. Resultados de σ_3 para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 1.6

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]	p [MPa]
3.0	2.9	1.0	1.49	16.15
3.5	4.2	1.0	0.76	14.48
4.0	5.7	1.0	0.37	13.13
4.5	7.5	1.0	0.12	11.92
5.0	9.5	1.0	-0.02	10.96
5.5	11.8	1.0	-0.07	10.03
6.0	14.5	1.0	-0.11	9.26
6.5	17.4	1.0	-0.16	8.62
7.0	20.6	1.0	-0.20	8.04
7.5	24.1	1.0	-0.25	7.51
8.0	27.9	1.0	-0.33	7.02
8.5	32.1	1.0	-0.41	6.59
9.0	36.6	1.0	-0.53	6.18
9.5	41.4	1.0	-0.64	5.80
10.0	46.6	1.0	-0.78	5.45
10.5	52.1	1.0	-0.91	5.14
11.0	58.0	1.0	-1.06	4.85

Tabla D-38. Resultados de σ_3 para ELOS = 2.0 [m] y h/L = 1.6

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]	p [MPa]
3.0	0.7	2.0	5.83	21.76
3.5	1.0	2.0	4.27	20.27
4.0	1.4	2.0	3.19	18.77
4.5	1.8	2.0	2.34	17.44
5.0	2.3	2.0	1.64	16.28
5.5	2.8	2.0	1.14	15.21
6.0	3.4	2.0	0.78	14.25
6.5	4.1	2.0	0.50	13.36
7.0	4.9	2.0	0.30	12.60
7.5	5.7	2.0	0.14	11.89
8.0	6.6	2.0	0.04	11.29
8.5	7.6	2.0	-0.02	10.68
9.0	8.7	2.0	-0.05	10.16
9.5	9.8	2.0	-0.09	9.66
10.0	11.1	2.0	-0.13	9.19
10.5	12.4	2.0	-0.17	8.77
11.0	13.8	2.0	-0.22	8.36

$$h/L = 2.0$$

Tabla D-39. Geometrías a modelar para $h/L = 2.0$

HR HW [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.0	7.2	18.1	9.0	60.9	778.4	2.0
3.5	7.2	21.1	10.5	60.9	778.4	2.0
4.0	7.2	24.1	12.0	60.9	778.4	2.0
4.5	7.2	27.1	13.5	60.9	778.4	2.0
5.0	7.2	30.1	15.0	60.9	778.4	2.0
5.5	7.2	33.1	16.5	60.9	778.4	2.0
6.0	7.2	36.1	18.0	60.9	778.4	2.0
6.5	7.2	39.1	19.5	60.9	778.4	2.0
7.0	7.2	42.1	21.0	60.9	778.4	2.0
7.5	7.2	45.2	22.5	60.9	778.4	2.0
8.0	7.2	48.2	24.0	60.9	778.4	2.0
8.5	7.2	51.2	25.5	60.9	778.4	2.0
9.0	7.2	54.2	27.0	60.9	778.4	2.0
9.5	7.2	57.2	28.5	60.9	778.4	2.0
10.0	7.2	60.2	30.0	60.9	778.4	2.0
10.5	7.2	63.2	31.4	60.9	778.4	2.0
11.0	7.2	66.2	32.9	60.9	778.4	2.0

Tabla D-40. Resultados de σ_3 para ELOS = 0.5 [m] y $h/L = 2.0$

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	6.1	0.5	0.13
3.5	8.6	0.5	-0.03
4.0	11.7	0.5	-0.07
4.5	15.3	0.5	-0.13
5.0	19.5	0.5	-0.22
5.5	24.3	0.5	-0.30
6.0	29.6	0.5	-0.40
6.5	35.6	0.5	-0.53
7.0	42.2	0.5	-0.68
7.5	49.5	0.5	-0.84
8.0	57.3	0.5	-1.03
8.5	65.9	0.5	-1.24
9.0	75.1	0.5	-1.39
9.5	85.0	0.5	-1.62
10.0	95.6	0.5	-1.86
10.5	107.0	0.5	-2.11
11.0	119.0	0.5	-2.35

Tabla D-41. Resultados de σ_3 para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 2.0

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	2.9	1.0	1.96
3.5	4.2	1.0	1.13
4.0	5.7	1.0	0.61
4.5	7.5	1.0	0.32
5.0	9.5	1.0	0.13
5.5	11.8	1.0	0.03
6.0	14.5	1.0	-0.03
6.5	17.4	1.0	-0.05
7.0	20.6	1.0	-0.07
7.5	24.1	1.0	-0.11
8.0	27.9	1.0	-0.15
8.5	32.1	1.0	-0.21
9.0	36.6	1.0	-0.28
9.5	41.4	1.0	-0.38
10.0	46.6	1.0	-0.48
10.5	52.1	1.0	-0.59
11.0	58.0	1.0	-0.71

Tabla D-42. Resultados de σ_3 para ELOS = 2.0 [m] y h/L = 2.0

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	0.7	2.0	6.46
3.5	1.0	2.0	4.95
4.0	1.4	2.0	3.68
4.5	1.8	2.0	2.87
5.0	2.3	2.0	2.10
5.5	2.8	2.0	1.53
6.0	3.4	2.0	1.09
6.5	4.1	2.0	0.79
7.0	4.9	2.0	0.54
7.5	5.7	2.0	0.39
8.0	6.6	2.0	0.23
8.5	7.6	2.0	0.11
9.0	8.7	2.0	0.04
9.5	9.8	2.0	0.00
10.0	11.1	2.0	-0.03
10.5	12.4	2.0	-0.05
11.0	13.8	2.0	-0.07

$$h/L = 2.4$$

Tabla D-43. Geometrías a modelar para $h/L = 2.4$

HR HW [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.0	7.2	20.6	8.5	60.9	778.4	2.4
3.5	7.2	24.0	9.9	60.9	778.4	2.4
4.0	7.2	27.4	11.3	60.9	778.4	2.4
4.5	7.2	30.9	12.7	60.9	778.4	2.4
5.0	7.2	34.3	14.1	60.9	778.4	2.4
5.5	7.2	37.7	15.5	60.9	778.4	2.4
6.0	7.2	41.2	16.9	60.9	778.4	2.4
6.5	7.2	44.6	18.3	60.9	778.4	2.4
7.0	7.2	48.0	19.8	60.9	778.4	2.4
7.5	7.2	51.5	21.2	60.9	778.4	2.4
8.0	7.2	54.9	22.6	60.9	778.4	2.4
8.5	7.2	58.3	24.0	60.9	778.4	2.4
9.0	7.2	61.7	25.4	60.9	778.4	2.4
9.5	7.2	65.2	26.8	60.9	778.4	2.4
10.0	7.2	68.6	28.2	60.9	778.4	2.4
10.5	7.2	72.0	29.6	60.9	778.4	2.4
11.0	7.2	75.5	31.1	60.9	778.4	2.4

Tabla D-44. Resultados de σ_3 para ELOS = 0.5 [m] y $h/L = 2.4$

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	6.1	0.5	0.26
3.5	8.6	0.5	0.06
4.0	11.7	0.5	-0.05
4.5	15.3	0.5	-0.06
5.0	19.5	0.5	-0.11
5.5	24.3	0.5	-0.20
6.0	29.6	0.5	-0.29
6.5	35.6	0.5	-0.35
7.0	42.2	0.5	-0.44
7.5	49.5	0.5	-0.57
8.0	57.3	0.5	-0.73
8.5	65.9	0.5	-0.88
9.0	75.1	0.5	-1.06
9.5	85.0	0.5	-1.22
10.0	95.6	0.5	-1.44
10.5	107.0	0.5	-1.58
11.0	119.0	0.5	-1.77

Tabla D-45. Resultados de σ_3 para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 2.4

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	2.9	1.0	2.27
3.5	4.2	1.0	1.34
4.0	5.7	1.0	0.77
4.5	7.5	1.0	0.46
5.0	9.5	1.0	0.27
5.5	11.8	1.0	0.12
6.0	14.5	1.0	0.03
6.5	17.4	1.0	-0.01
7.0	20.6	1.0	-0.03
7.5	24.1	1.0	-0.05
8.0	27.9	1.0	-0.07
8.5	32.1	1.0	-0.11
9.0	36.6	1.0	-0.15
9.5	41.4	1.0	-0.21
10.0	46.6	1.0	-0.28
10.5	52.1	1.0	-0.35
11.0	58.0	1.0	-0.46

Tabla D-46. Resultados de σ_3 para ELOS = 2.0 [m] y h/L = 2.4

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	0.7	2.0	6.87
3.5	1.0	2.0	5.46
4.0	1.4	2.0	4.12
4.5	1.8	2.0	3.22
5.0	2.3	2.0	2.47
5.5	2.8	2.0	1.80
6.0	3.4	2.0	1.33
6.5	4.1	2.0	1.00
7.0	4.9	2.0	0.73
7.5	5.7	2.0	0.51
8.0	6.6	2.0	0.38
8.5	7.6	2.0	0.25
9.0	8.7	2.0	0.15
9.5	9.8	2.0	0.08
10.0	11.1	2.0	0.03
10.5	12.4	2.0	0.01
11.0	13.8	2.0	-0.02

$$h/L = 2.8$$

Tabla D-47. Geometrías a modelar para $h/L = 2.8$

HR HW [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.0	7.2	22.6	8.2	60.9	778.4	2.8
3.5	7.2	26.4	9.5	60.9	778.4	2.8
4.0	7.2	30.2	10.9	60.9	778.4	2.8
4.5	7.2	33.9	12.2	60.9	778.4	2.8
5.0	7.2	37.7	13.6	60.9	778.4	2.8
5.5	7.2	41.5	15.0	60.9	778.4	2.8
6.0	7.2	45.2	16.3	60.9	778.4	2.8
6.5	7.2	49.0	17.7	60.9	778.4	2.8
7.0	7.2	52.8	19.1	60.9	778.4	2.8
7.5	7.2	56.6	20.4	60.9	778.4	2.8
8.0	7.2	60.3	21.8	60.9	778.4	2.8
8.5	7.2	64.1	23.1	60.9	778.4	2.8
9.0	7.2	67.9	24.5	60.9	778.4	2.8
9.5	7.2	71.6	25.9	60.9	778.4	2.8
10.0	7.2	75.4	27.2	60.9	778.4	2.8
10.5	7.2	79.2	28.6	60.9	778.4	2.8
11.0	7.2	82.9	29.9	60.9	778.4	2.8

Tabla D-48. Resultados de σ_3 para ELOS = 0.5 [m] y $h/L = 2.8$

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	6.1	0.5	0.33
3.5	8.6	0.5	0.13
4.0	11.7	0.5	-0.02
4.5	15.3	0.5	-0.05
5.0	19.5	0.5	-0.07
5.5	24.3	0.5	-0.11
6.0	29.6	0.5	-0.19
6.5	35.6	0.5	-0.28
7.0	42.2	0.5	-0.33
7.5	49.5	0.5	-0.42
8.0	57.3	0.5	-0.53
8.5	65.9	0.5	-0.67
9.0	75.1	0.5	-0.82
9.5	85.0	0.5	-0.98
10.0	95.6	0.5	-1.17
10.5	107.0	0.5	-1.32
11.0	119.0	0.5	-1.51

Tabla D-49. Resultados de σ_3 para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 2.8

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	2.9	1.0	2.65
3.5	4.2	1.0	1.51
4.0	5.7	1.0	0.88
4.5	7.5	1.0	0.57
5.0	9.5	1.0	0.34
5.5	11.8	1.0	0.19
6.0	14.5	1.0	0.08
6.5	17.4	1.0	0.03
7.0	20.6	1.0	0.00
7.5	24.1	1.0	-0.04
8.0	27.9	1.0	-0.04
8.5	32.1	1.0	-0.06
9.0	36.6	1.0	-0.09
9.5	41.4	1.0	-0.13
10.0	46.6	1.0	-0.19
10.5	52.1	1.0	-0.23
11.0	58.0	1.0	-0.31

Tabla D-50. Resultados de σ_3 para ELOS = 2.0 [m] y h/L = 2.8

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	0.7	2.0	7.36
3.5	1.0	2.0	5.78
4.0	1.4	2.0	4.39
4.5	1.8	2.0	3.41
5.0	2.3	2.0	2.68
5.5	2.8	2.0	1.98
6.0	3.4	2.0	1.52
6.5	4.1	2.0	1.15
7.0	4.9	2.0	0.86
7.5	5.7	2.0	0.66
8.0	6.6	2.0	0.46
8.5	7.6	2.0	0.33
9.0	8.7	2.0	0.22
9.5	9.8	2.0	0.15
10.0	11.1	2.0	0.08
10.5	12.4	2.0	0.04
11.0	13.8	2.0	0.01

$$h/L = 3.1$$

Tabla D-51. Geometrías a modelar para $h/L = 3.1$

HR HW [m]	Ancho [m]	Alto [m]	Largo [m]	Dip [m]	Profundidad [m]	h/L
3.0	7.2	24.7	7.9	60.9	778.4	3.1
3.5	7.2	28.8	9.3	60.9	778.4	3.1
4.0	7.2	32.9	10.6	60.9	778.4	3.1
4.5	7.2	37.0	11.9	60.9	778.4	3.1
5.0	7.2	41.1	13.2	60.9	778.4	3.1
5.5	7.2	45.2	14.5	60.9	778.4	3.1
6.0	7.2	49.3	15.9	60.9	778.4	3.1
6.5	7.2	53.4	17.2	60.9	778.4	3.1
7.0	7.2	57.5	18.5	60.9	778.4	3.1
7.5	7.2	61.7	19.8	60.9	778.4	3.1
8.0	7.2	65.8	21.1	60.9	778.4	3.1
8.5	7.2	69.9	22.5	60.9	778.4	3.1
9.0	7.2	74.0	23.8	60.9	778.4	3.1
9.5	7.2	78.1	25.1	60.9	778.4	3.1
10.0	7.2	82.2	26.4	60.9	778.4	3.1
10.5	7.2	86.3	27.8	60.9	778.4	3.1
11.0	7.2	90.4	29.1	60.9	778.4	3.1

Tabla D-52. Resultados de σ_3 para ELOS = 0.5 [m] y $h/L = 3.1$

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	6.1	0.5	0.38
3.5	8.6	0.5	0.17
4.0	11.7	0.5	0.04
4.5	15.3	0.5	-0.04
5.0	19.5	0.5	-0.05
5.5	24.3	0.5	-0.07
6.0	29.6	0.5	-0.11
6.5	35.6	0.5	-0.21
7.0	42.2	0.5	-0.27
7.5	49.5	0.5	-0.32
8.0	57.3	0.5	-0.40
8.5	65.9	0.5	-0.49
9.0	75.1	0.5	-0.62
9.5	85.0	0.5	-0.78
10.0	95.6	0.5	-0.93
10.5	107.0	0.5	-1.08
11.0	119.0	0.5	-1.23

Tabla D-53. Resultados de σ_3 para ELOS = 1.0 [m] y h/L = 3.1

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	2.9	1.0	2.88
3.5	4.2	1.0	1.67
4.0	5.7	1.0	1.05
4.5	7.5	1.0	0.67
5.0	9.5	1.0	0.42
5.5	11.8	1.0	0.26
6.0	14.5	1.0	0.14
6.5	17.4	1.0	0.07
7.0	20.6	1.0	0.02
7.5	24.1	1.0	0.00
8.0	27.9	1.0	-0.02
8.5	32.1	1.0	-0.03
9.0	36.6	1.0	-0.05
9.5	41.4	1.0	-0.08
10.0	46.6	1.0	-0.12
10.5	52.1	1.0	-0.17
11.0	58.0	1.0	-0.21

Tabla D-54. Resultados de σ_3 para ELOS = 2.0 [m] y h/L = 3.1

HR HW [m]	N	ELOS [m]	σ_3 [MPa]
3.0	0.7	2.0	7.69
3.5	1.0	2.0	5.98
4.0	1.4	2.0	4.68
4.5	1.8	2.0	3.63
5.0	2.3	2.0	2.85
5.5	2.8	2.0	2.19
6.0	3.4	2.0	1.65
6.5	4.1	2.0	1.26
7.0	4.9	2.0	0.97
7.5	5.7	2.0	0.74
8.0	6.6	2.0	0.53
8.5	7.6	2.0	0.42
9.0	8.7	2.0	0.30
9.5	9.8	2.0	0.22
10.0	11.1	2.0	0.14
10.5	12.4	2.0	0.09
11.0	13.8	2.0	0.05