



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

**ESTUDIO COMPARATIVO ENTRE REQUERIMIENTOS DE SOPORTE Y
FORTIFICACIÓN DE TÚNELES DEFINIDOS SEGÚN MÉTODOS EMPÍRICOS DE
CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA VERSUS MÉTODOS ANALÍTICOS Y
NUMÉRICOS.**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL

CARLOS ENRIQUE THOMAS CABRERA

PROFESOR GUÍA:

ALEXANDRE R. ARAO GOMES

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

CÉSAR PASTÉN PUCHI

SERGIO SEPULVEDA VALENZUELA

SANTIAGO DE CHILE

AÑO 2014

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL
TÍTULO DE:** Ingeniero Civil Mención
Construcción, Estructuras y Geotecnia
POR: Carlos Enrique Thomas Cabrera
FECHA: 11/11/2014
PROFESOR GUÍA: Alexandre R. Arao Gomes

**ESTUDIO COMPARATIVO ENTRE REQUERIMIENTOS DE SOPORTE Y
FORTIFICACIÓN DE TÚNELES DEFINIDOS SEGÚN MÉTODOS EMPÍRICOS DE
CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA VERSUS MÉTODOS ANALÍTICOS Y
NUMÉRICOS.**

Los métodos empíricos de clasificación geomecánica son ampliamente usados para la estimación de los requerimientos de soporte en túneles, particularmente en condiciones de rocas diaclasadas. En general, las metodologías empíricas se aplican en las primeras etapas del diseño, cuando no se dispone de suficiente información geotécnica-geológica o como una herramienta adicional para apoyar el juicio de ingeniería. El objetivo de esta investigación es asistir a ingenieros en la identificación de los principales parámetros de control asociados a estas clasificaciones y los respectivos indicadores de estabilidad proporcionados por estos métodos en comparación con los factores de seguridad obtenidos con modelos analíticos y numéricos.

Esta memoria presenta los resultados de un estudio comparativo de los requerimientos de soporte para la excavación de una sección de túnel tipo herradura de 10mx10m (~90m²), obtenidos con diferentes métodos empíricos, métodos analíticos (estabilidad 3D de cuñas) y numéricos (método de elementos finitos). Los métodos empíricos considerados son RMR, Q y R_{Mi}, el método analítico de estabilidad de cuña usado es a través de Unwedge y el software de elementos finitos es Phase2D (Rocscience Inc.). Los escenarios consideran macizos rocosos diaclasados a muy diaclasados, condición seca, esfuerzos bajos a intermedios y mecanismos de falla controlados principalmente por las condiciones estructurales y gravitacionales.

Los resultados indican que las metodologías empíricas son más sensibles a parámetros de volumen de bloque que a los de calidad de diaclasas, que el método Q propone menores requerimientos de soporte y que los factores de seguridad obtenidos con Unwedge aumentan drásticamente con el uso de shotcrete. Dado que la sección de túnel no se considera en el diagrama GSI, la definición de diaclasado y muy diaclasado no captura apropiadamente el comportamiento esperado de los modelos de elementos finitos según Phase2D.

DEDICATORIA

A Ana Luisa Pérez Martínez

AGRADECIMIENTOS

Gratitud: Sentimiento que nos obliga a estimar el beneficio o favor que se nos ha hecho o ha querido hacer, y a corresponder a él de alguna manera.

Corresponder a él... muy difícil en una plana pero espero considerar a todos aquellos que en alguna oportunidad quisieron mi beneficio.

Gratitud infinita a mis padres y mi hermano, quienes entienden bien lo que me costó cerrar esta etapa de mi vida. Será una deuda eterna devolver su esfuerzo, generosidad y amor sin condiciones.

A mis amigos de la U, Rolo, Meji, Miñiño, Mati, Nico, Aru y la pecera, que con buena onda y risas lograron que esta haya sido la mejor etapa de mi vida.

A Francisca, que apareció con su amistad cuanto todo parecía ponerse más oscuro de lo esperado. Un sol.

A Pachi, compañero dentro y fuera de la U, en noches eternas de estudio y en millones de risas por situaciones impensadas y que son finalmente las que quedarán guardadas para siempre.

A mi profesor guía Alexandre Gomes, por su disposición y orientación en este trabajo.

A mis profesores integrantes, César Pastén y Sergio Sepúlveda, por siempre disponer de tiempo para aclarar mis dudas.

A Juan Carlos Ulloa, por permitirme interrumpirlo cada vez que necesité su ayuda.

Finalmente, a María Jesús, por cada abrazo, cada beso y cada sonrisa...las de ayer y las de hoy.

TABLA DE CONTENIDO

CAPÍTULO 1 INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Objetivos	3
1.1.1. Objetivo general	3
1.1.2. Objetivos específicos.....	4
1.2. Metodología	4
1.3. Organización de esta memoria	7
CAPÍTULO 2 CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS	9
2.1. Introducción.....	9
2.2. Sistema de clasificación Q	9
2.2.1. Tamaño relativo de bloque, RQD/ J_n	12
2.2.2. La resistencia al corte interbloque, J_r/J_a	12
2.2.3. El esfuerzo activo, J_w/SRF	13
2.2.4. Dimensión equivalente, D_e	14
2.3. Rock mass rating, RMR	16
2.3.2. Resistencia a la compresión del material de roca intacta.....	16
2.3.3. Rock quality designation, RQD.....	16
2.3.4. Espaciamiento de juntas o discontinuidades.....	17
2.3.5. Condición de la discontinuidad.....	17
2.3.6. Condición de agua en suelo	17
2.3.7. Orientación de las discontinuidades	17
2.3.8. Estimación y Aplicaciones del RMR	18
2.3.9. Tiempo de auto-soporte de túneles.....	19
2.3.10. Requerimiento de Soporte según RMR.....	20
2.4. Rock Mass Index, RMI	21
2.4.1. Requerimientos de Soporte según el método RMI	26
2.4.1.1. Macizos Diaclasados (en bloques)	28
2.4.1.2. Macizos Continuos.....	31
2.4.2. Ábacos de requerimiento de soporte.....	32
2.5. Geological Strength Index (GSI)	33
2.6. Aplicaciones de las clasificaciones geomecánicas	36

CAPÍTULO 3	DEFINICIÓN DE ESCENARIOS	42
3.1.	Introducción	42
3.2.	Criterios de selección de escenarios	42
3.3.	Variación de parámetros	50
3.3.1.	Forma de bloque	51
3.3.2.	Orientación de la familia de diaclasas principal	51
3.3.3.	Largo de juntas	53
3.3.4.	Separación o apertura de las juntas	54
3.3.5.	Presencia de agua infiltrada	54
3.3.6.	Nivel de tensión, estallidos y squeezing	55
3.4.	Clasificaciones geomecánicas para escenarios definidos	57
3.5.	Correlaciones para clasificaciones geomecánicas obtenidas	66
CAPÍTULO 4	SOPORTE Y FORTIFICACIÓN POR CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS	70
4.1.	Introducción	70
4.2.	Requerimientos de soporte y fortificación	72
4.3.	Presión de soporte del sistema de soporte	80
CAPÍTULO 5	MÉTODOS ANALÍTICOS, NUMÉRICOS Y SUS REQUERIMIENTOS DE SOPORTE Y FORTIFICACIÓN	89
5.1	Introducción	89
5.2	Parámetros de entrada para el software	90
5.2.1.	Campo de tensiones	90
5.2.2.	Propiedades y características del material	91
5.2.3.	Propiedades y características de diaclasas	93
5.2.4.	Propiedades y características del shotcrete	99
5.2.5.	Propiedades y características de pernos	100
5.2.6.	Resumen parámetros entrada para cada software	101
5.3	Unwedge	102
5.3.1.	Modelos	102
5.3.2.	Resultados	106
5.4	Phase2	114
5.4.1.	Modelos	114

5.4.2. Resultados	116
CAPÍTULO 6 DISCUSIONES Y CONCLUSIONES.....	124
6.1. Discusiones.....	124
6.1.1. Discusión sobre metodologías empíricas	124
6.1.2. Discusión sobre resultados de clasificaciones geomecánicas	125
6.1.3. Discusión sobre requerimientos de soporte y fortificación.....	127
6.1.4. Discusión sobre método analítico (Unwedge)	129
6.1.5. Discusión sobre método numérico (Phase2).....	130
6.1.6. Discusión sobre rango GSI estudiado	131
6.2. Conclusiones finales	131
BIBLIOGRAFÍA.....	134
ANEXO I. Tablas de parámetros para clasificaciones geomecánica ..	137
ANEXO II. Soporte según clasificaciones geomecánica	142
ANEXO III. Diagramas de esfuerzos en soporte	146
III.1. Escenarios A ₁	147
III.2. Escenarios A ₂	150
III.3. Escenarios A ₃	153
III.4. Escenarios B ₁	156
III.5. Escenarios B ₂	159
III.6. Escenarios B ₃	162
III.7. Escenarios C ₁	165
III.8. Escenarios C ₂	168
III.9. Escenarios C ₃	171

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2-1 Descripción y valores para el parámetro J_w	13
Tabla 2-2 Categorías para la relación de soporte de excavación, ESR.....	14
Tabla 2-3 Clasificación del macizo rocoso a partir del Rock Mass Rating, RMR.	19
Tabla 2-4 Guía para la excavación y soporte de túneles de acuerdo al Rock Mass Rating, RMR (Bieniawski, 1989).....	21
Tabla 2-5 Valores y valoración para parámetros de entrada de RMi. (Palmstrom, A., 2000).....	25
Tabla 2-6 Límites para bloques cúbicos para diferentes factores de continuidad. (Palmstrom & Stille, 2008).....	28
Tabla 2-7 Factores de ajuste S_L y N_j para el soporte en roca según sistema RMi. (Palmstrom A., 2000)	30
Tabla 2-8 Factor de ajuste C_o para el soporte en roca según sistema RMi. (Palmstrom A., 2000)	30
Tabla 2-9 Factor de ajuste G_W para el soporte en roca según sistema RMi. (Palmstrom A., 2000)	30
Tabla 3-1 Valores de J_c y V_b para los escenarios definidos en el diagrama de GSI	44
Tabla 3-2 Descripción de la ondulación a gran escala. (Cai et al., 2004)	45
Tabla 3-3 Descripción suavidad en pequeña escala para factor J_s . (Cai et al., 2004)	46
Tabla 3-4 Descripción del parámetro Joint Alteration Factor J_a . (Cai et al., 2004)	46
Tabla 3-5 Combinaciones de J_s , J_w y J_a para obtener J_c	47
Tabla 3-6 Parámetros dimensionales para bloques en rango estudiado.	49
Tabla 3-7 Número de familias de diaclasas estimadas a partir del volumen de bloque. (Palmstrom A., 2012).....	50
Tabla 3-8 Listado de conceptos de interés en la definición de escenarios	50
Tabla 3-9 Representación de forma de bloque según β . (Palmstrom A. , 1995) .	51
Tabla 3-10 Descripción de categorías para orientación de familia principal de diaclasas, según rumbos y manteos.	52

Tabla 3-11 Rumbos y manteos para las orientaciones de la familia principal de diaclasas en cada categoría.....	53
Tabla 3-12 Categorías de largo de juntas en macizo rocoso. (Palmstrom A. , 2012).....	53
Tabla 3-13 Categorías de apertura de diaclasas. (Palmstrom A. , 2012)	54
Tabla 3-14 Categorías para el flujo de agua en el túnel. (Palmstrom A. , 2012)..	55
Tabla 3-15 Categorías para las tensiones en el macizo rocoso. (Palmstrom A. , 2012).....	56
Tabla 3-16 Resumen consideraciones para la investigación y parámetros considerados por cada sistema de clasificación.....	56
Tabla 3-17 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A1 en diagrama GSI.....	57
Tabla 3-18 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A2 en diagrama GSI.....	58
Tabla 3-19 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A3 en diagrama GSI.....	58
Tabla 3-20 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A4 en diagrama GSI.....	58
Tabla 3-21 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A5 en diagrama GSI.....	59
Tabla 3-22 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B1 en diagrama GSI.....	59
Tabla 3-23 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B2 en diagrama GSI.....	59
Tabla 3-24 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B3 en diagrama GSI.....	60
Tabla 3-25 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B4 en diagrama GSI.....	60
Tabla 3-26 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B5 en diagrama GSI.....	60
Tabla 3-27 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C1 en diagrama GSI.....	61

Tabla 3-28 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C ₂ en diagrama GSI	61
Tabla 3-29 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C ₃ en diagrama GSI	61
Tabla 3-30 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C ₄ en diagrama GSI	62
Tabla 3-31 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C ₅ en diagrama GSI	62
Tabla 4-1 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A ₁	73
Tabla 4-2 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A ₂	73
Tabla 4-3 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A ₃	74
Tabla 4-4 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A ₄	74
Tabla 4-5 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A ₅	74
Tabla 4-6 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B ₁	74
Tabla 4-7 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B ₂	74
Tabla 4-8 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B ₃	74
Tabla 4-9 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B ₄	75
Tabla 4-10 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B ₅	75
Tabla 4-11 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C ₁	75
Tabla 4-12 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C ₂	75
Tabla 4-13 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C ₃	75
Tabla 4-14 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C ₄	75
Tabla 4-15 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C ₅	76
Tabla 5-1 Valores de constantes A y B según sección excavada (Hoek & Brown, 1980)	91
Tabla 5-2 Parámetros para la caracterización del estado tensional del macizo rocoso	91
Tabla 5-3 Características y parámetros asociados a la roca. Datos a partir de González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo (2002)	92
Tabla 5-4 Módulos de elasticidad para el macizo rocoso según escenarios de análisis	93
Tabla 5-5 Valores obtenidos para JRC según Jr de cada escenario utilizado.	95

Tabla 5-6 Parámetros para obtención de ángulo de fricción residual, r desde (Singh & Goel, 1999), R desde (Hubbard & Glasser, 2005), ϕ_b desde (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002) y ϕ_r a partir de ecuación 5.10.....	96
Tabla 5-7 Parámetros de entrada para la orientación y espaciamiento de las discontinuidades.....	98
Tabla 5-8 Parámetros de entrada para la persistencia de las familias de diaclasas	99
Tabla 5-9 Parámetros de entrada para modelación de shotcrete. Elasticidad y Poisson desde (American Concrete Institute, 1995), resistencia a tracción y residuales desde Phase2 (por defecto).	100
Tabla 5-10 Parámetros de entrada para modelación pernos.....	101
Tabla 5-11 Resumen parámetros de entrada para cada software	101
Tabla 5-12 Resumen parámetros de entrada para cada software (Continuación).	102
Tabla 5-13 Volúmenes y pesos de las cuñas generadas	105
Tabla 6-1 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A_1 , B_1 y C_1	126
Tabla 6-2 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A_2 , B_2 y C_2	126
Tabla 6-3 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A_3 , B_3 y C_3	127
Tabla 6-4 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A_4 , B_4 y C_4	127
Tabla 6-5 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A_5 , B_5 y C_5	127
Tabla 6-6 Parámetros de entrada para obtención de sostenimiento para cada sistema.....	128
Tabla I-1 Parámetros para clasificación RMR (Bieniawski, 1989).	138
Tabla I-2 Valoración RQD en clasificación Q.....	139
Tabla I-3 Valoración para índice de diaclasado en clasificación Q	139
Tabla I-4 Valoración para índice de rugosidad en clasificación Q	139
Tabla I-5 Valoración para índice de alteración en clasificación Q.....	140

Tabla I-6 Valoración por presencia de agua en clasificación Q	140
Tabla I-7 Valoración para estado tensional en clasificación Q.....	141
Tabla II-1 Resumen parámetros de clasificación, soporte y presión de soporte. Escenarios A _i	143
Tabla II-2 Resumen parámetros de clasificación, soporte y presión de soporte. Escenarios B _i	144
Tabla II-3 Resumen parámetros de clasificación, soporte y presión de soporte. Escenarios B _i	145

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1-1 Diagrama de diseño geotécnico de túneles. (Gomes, 2012).....	2
Figura 1-2 Descripción de escenarios de macizos rocosos considerados sobre diagrama GSI. Modificado de (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998).....	6
Figura 2-1 Procedimiento de medición y cálculo de RQD. (Palmstrom A. 2005).	11
Figura 2-2 Correlación entre J_v y RQD con el rango de variación. (Palmstrom A. 2005).....	11
Figura 2-3 Gráfico de soporte para Q. (Palmstrom A., 2009)	15
Figura 2-4 Dirección de avance respecto manto de discontinuidades	18
Figura 2-5 Tiempo de auto-soporte versus luz de túnel para varias clases de macizos rocosos y sus clasificaciones según RMR. (Bieniawski, 1989)	20
Figura 2-6 Combinación gráfica del volumen de bloque (V_b) y Diámetro equivalente de bloque (D_b), factor de condición de juntas (j_c) y parámetro de juntas (J_p). (Palmstrom, A., 2000).....	24
Figura 2-7 Parámetros de entrada usados en sistema de clasificación RMI. (Palmstrom, 2000).....	26
Figura 2-8 Datos de entrada y su uso dentro del sistema RMI para soporte. (Palmstrom A., 2000)	27
Figura 2-9 Comportamiento del macizo rocoso, determinado a partir de condiciones de tensión y continuidad de macizo (CF). (Palmstrom A., 2000).....	28
Figura 2-10 Abaco de soporte para macizos diaclasados. (Palmstrom A., 2000)	31
Figura 2-11 Abaco de soporte para macizos continuos. (Palmstrom A., 2000) ...	32
Figura 2-12 Cuadro de estimación del GSI a partir de observación geológica (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998)	35
Figura 2-13 Diagrama GSI con ejes numerados y resultados de la investigación. (Cai et al., 2004).....	41
Figura 3-1 Diagrama de GSI, con la cuantificación de los ejes propuesta por (Cai et al., 2004)	43
Figura 3-2 Pares ordenados de J_c y V_b para la definición de los escenarios estudiados.....	44
Figura 3-3 Medición de la ondulación para J_w	45

Figura 3-4 Dirección de avance respecto manto de discontinuidades	52
Figura 3-5 Condición <i>Favourable</i> , <i>Fair</i> y <i>Unfavourable</i> para la familia principal de diaclasas.	53
Figura 3-6 Valores RMR máximos sobre diagrama GSI estudiado	63
Figura 3-7 Valores RMR mínimos sobre diagrama GSI estudiado	64
Figura 3-8 Valores Q sobre diagrama GSI estudiado	64
Figura 3-9 Valores R _{Mi} sobre diagrama GSI estudiado	65
Figura 3-10 Correlación entre resultados de RMR y Q. (Palmstrom A., 2009)	66
Figura 3-11 Correlaciones para RMR y Q.....	68
Figura 3-12 Correlaciones para R _{Mi} y Q	68
Figura 3-13 Correlaciones para RMR y R _{Mi}	69
Figura 4-1 Diagrama de presión de soporte de túnel.....	71
Figura 4-2 Espesores de shotcrete en escenarios A _i	76
Figura 4-3 Espesores de shotcrete en escenarios B _i	77
Figura 4-4 Espesores de shotcrete en escenarios C _i	77
Figura 4-5 Espaciamientos de pernos en escenarios A _i	78
Figura 4-6 Espaciamientos de pernos en escenarios B _i	78
Figura 4-7 Espaciamientos de pernos en escenarios C _i	79
Figura 4-8 Presión de soporte total, escenarios A ₁	80
Figura 4-9 Presión de soporte total, escenarios A ₂	80
Figura 4-10 Presión de soporte total, escenarios A ₃	81
Figura 4-11 Presión de soporte total, escenarios A ₄	81
Figura 4-12 Presión de soporte total, escenarios A ₅	81
Figura 4-13 Presión de soporte total, escenarios B ₁	82
Figura 4-14 Presión de soporte total, escenarios B ₂	82
Figura 4-15 Presión de soporte total, escenarios B ₃	82
Figura 4-16 Presión de soporte total, escenarios B ₄	83
Figura 4-17 Presión de soporte total, escenarios B ₅	83
Figura 4-18 Presión de soporte total, escenarios C ₁	83
Figura 4-19 Presión de soporte total, escenarios C ₂	84
Figura 4-20 Presión de soporte total, escenarios C ₃	84
Figura 4-21 Presión de soporte total, escenarios C ₄	84

Figura 4-22 Presión de soporte total, escenarios C ₅	85
Figura 4-23 Resumen de presiones de soporte total, orientación favorable	86
Figura 4-24 Resumen de presiones de soporte total, orientación media	87
Figura 4-25 Resumen de presiones de soporte total, orientación desfavorable ..	87
Figura 5-1 Relación entre Jr y JRC (Barton & Bandis, 1990).....	94
Figura 5-2 Diagrama descripción de largos con persistencia.	99
Figura 5-3 Redes de Schmidt con orientación de familias según categoría	103
Figura 5-4 Configuración problema con orientación Favorable	103
Figura 5-5 Configuración problema con orientación Media.....	104
Figura 5-6 Configuración problema con orientación Desfavorable	104
Figura 5-7 Volumen de cuñas generadas según categoría de orientación	106
Figura 5-8 Modelo Unwedge con soporte instalado; Escenario I-a-RMi, Shotcrete: 9[cm], Espaciamiento pernos: 1,30[m], Largo pernos: 3[m]	107
Figura 5-9 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A1	108
Figura 5-10 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A ₂	108
Figura 5-11 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A3	109
Figura 5-12 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A ₄	109
Figura 5-13 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A ₅	109
Figura 5-14 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B1	110
Figura 5-15 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B2	110
Figura 5-16 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B ₃	110
Figura 5-17 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B ₄	111
Figura 5-18 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B ₅	111
Figura 5-19 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C ₁	111
Figura 5-20 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C ₂	112
Figura 5-21 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C ₃	112
Figura 5-22 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C ₄	112
Figura 5-23 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C ₅	113
Figura 5-24 Secciones de excavación por orientación, volumen V1 = 0,4[m ³] ..	114
Figura 5-25 Secciones de excavación por orientación, volumen V2 = 0,13[m ³] ..	115
Figura 5-26 Secciones de excavación por orientación, volumen V3 = 0,05[m ³] ..	115
Figura 5-27 Rango válido de Phase2 en diagrama GSI para investigación.....	116

Figura 5-28 Comportamiento escenario A ₁ ; Orientación Media; Soporte RMR; Shotcrete S = 5[cm]; Pernos, l = 2,5[m], L = 3 [m].....	117
Figura 5-29 Comportamiento escenario A ₂ ; Orientación Media; Soporte RMR; Shotcrete S = 5[cm]; Pernos, l = 2,5[m], L = 3 [m].....	117
Figura 5-30 Comportamiento escenario A ₃ ; Orientación Media; Soporte RMR; Shotcrete S = 5[cm]; Pernos, l = 2,5[m], L = 3 [m].....	118
Figura 5-31 Comportamiento escenario B ₁ ; Orientación Media; Soporte Q; Shotcrete S = 5,5[cm]; Pernos, l = 2,4[m], L = 3 [m].....	118
Figura 5-32 Comportamiento escenario B ₂ ; Orientación Media; Soporte Q; Shotcrete S = 5,5[cm]; Pernos, l = 2,3[m], L = 3 [m].....	118
Figura 5-33 Comportamiento escenario B ₃ ; Orientación Media; Soporte Q; Shotcrete S = 5,5[cm]; Pernos, l = 2,3[m], L = 3 [m].....	119
Figura 5-34 Comportamiento escenario C ₁ ; Orientación Media; Soporte RMi; Shotcrete S = 6[cm]; Pernos, l = 1,5[m], L = 3 [m].....	119
Figura 5-35 Comportamiento escenario C ₂ ; Orientación Media; Soporte RMi; Shotcrete S = 8[cm]; Pernos, l = 1,4[m], L = 3 [m].....	119
Figura 5-36 Comportamiento escenario C ₃ ; Orientación Media; Soporte RMi; Shotcrete S = 10[cm]; Pernos, l = 1,25[m], L = 3 [m].....	120
Figura 5-37 Escenario A ₁ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	121
Figura 5-38 Deformación típica sección herradura	122
Figura 5-39 Diagrama esfuerzo axial escenario I-c, soporte RMi, pernos, l = 1,2 [m]; L = 3 [m], shotcrete, S = 13 [cm]	123
Figura 6-1 Revisión de los parámetros usados por cada clasificación. (Palmstrom A. ,2009).....	125
Figura III-1 Escenario A ₁ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	147
Figura II-2 Escenario A ₁ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]	147
Figura II-3 Escenario A ₁ -a, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2 [m]; L = 3 [m]	148

Figura II-4 Escenario A ₁ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	148
Figura II-5 Escenario A ₁ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]	148
Figura II-6 Escenario A ₁ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	148
Figura II-7 Escenario A ₁ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	149
Figura II-8 Escenario A ₁ -c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]	149
Figura II-9 Escenario A ₁ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,9 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	149
Figura II-10 Escenario A ₂ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	150
Figura II-11 Escenario A ₂ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 3,5 [m]; L = 3 [m]	150
Figura II-12 Escenario A ₂ -a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	150
Figura II-13 Escenario A ₂ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	151
Figura II-14 Escenario A ₂ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 3,5 [m]; L = 3 [m]	151
Figura II-15 Escenario A ₂ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,8 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	151
Figura II-16 Escenario A ₂ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	152
Figura II-17 Escenario A ₂ -c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 3,5 [m]; L = 3 [m]	152
Figura II-18 Escenario A ₂ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,6 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 6 [cm]	152
Figura II-19 Escenario A ₃ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	153

Figura II-20 Escenario A ₃ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]	153
Figura II-21 Escenario A ₃ -a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,7$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]	153
Figura II-22 Escenario A ₃ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]	154
Figura II-23 Escenario A ₃ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]	154
Figura II-24 Escenario A ₃ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6$ [cm]	154
Figura II-25 Escenario A ₃ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]	155
Figura II-26 Escenario A ₃ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]	155
Figura II-27 Escenario A ₃ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 8$ [cm]	155
Figura II-28 Escenario B ₁ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]	156
Figura II-29 Escenario B ₁ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]	156
Figura II-30 Escenario B ₁ -a, soporte RMI; Esfuerzo axial en pernos, $l = 2$ [m]; $L = 3$ [m]	156
Figura II-31 Escenario B ₁ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]	157
Figura II-32 Escenario B ₁ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]	157
Figura II-33 Escenario B ₁ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]	157
Figura II-34 Escenario B ₁ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	158
Figura II-35 Escenario B ₁ -c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]	158

Figura II-36 Escenario B ₁ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,8 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	158
Figura II-37 Escenario B ₂ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	159
Figura II-38 Escenario B ₂ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,3 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	159
Figura II-39 Escenario B ₂ -a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,7 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	159
Figura II-40 Escenario B ₂ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	160
Figura II-41 Escenario B ₂ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,3 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	160
Figura II-42 Escenario B ₂ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 6 [cm]	160
Figura II-43 Escenario B ₂ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,75 [m]; L = 4 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	161
Figura II-44 Escenario B ₂ -c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,3 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	161
Figura II-45 Escenario B ₂ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,4 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7 [cm]	161
Figura II-46 Escenario B ₃ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]	162
Figura II-47 Escenario B ₃ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,3 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	162
Figura II-48 Escenario B ₃ -a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7 [cm]	162
Figura II-49 Escenario B ₃ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,75 [m]; L = 4 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	163
Figura II-50 Escenario B ₃ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,3 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5,5 [cm]	163
Figura II-51 Escenario B ₃ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,4 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 9 [cm]	163

Figura II-52 Escenario B ₃ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	164
Figura II-53 Escenario B ₃ -c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]	164
Figura II-54 Escenario B ₃ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 10$ [cm]	164
Figura II-55 Escenario C ₁ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]	165
Figura II-56 Escenario C ₁ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	165
Figura II-57 Escenario C ₁ -a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,8$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]	165
Figura II-58 Escenario C ₁ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	166
Figura II-59 Escenario C ₁ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	166
Figura II-60 Escenario C ₁ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6$ [cm]	166
Figura II-61 Escenario C ₁ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	167
Figura II-62 Escenario C ₁ -c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	167
Figura II-63 Escenario C ₁ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6,5$ [cm]	167
Figura II-64 Escenario C ₂ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	168
Figura II-65 Escenario C ₂ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	168
Figura II-66 Escenario C ₂ -a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6,5$ [cm]	168
Figura II-67 Escenario C ₂ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]	169

Figura II-68 Escenario C ₂ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,1 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	169
Figura II-69 Escenario C ₂ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,4 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 8 [cm]	169
Figura II-70 Escenario C ₂ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,75 [m]; L = 4 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	170
Figura II-71 Escenario C ₂ -c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,1 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	170
Figura II-72 Escenario C ₂ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,3 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 10 [cm]	170
Figura II-73 Escenario C ₃ -a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,75 [m]; L = 4 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	171
Figura II-74 Escenario C ₃ -a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,8 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	171
Figura II-75 Escenario C ₃ -a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,3 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 9 [cm]	171
Figura II-76 Escenario C ₃ -b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,75 [m]; L = 4 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	172
Figura II-77 Escenario C ₃ -b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,8 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	172
Figura II-78 Escenario C ₃ -b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,25 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 10 [cm]	172
Figura II-79 Escenario C ₃ -c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,75 [m]; L = 4 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	173
Figura II-80 Escenario C ₃ -c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,8 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 7,5 [cm]	173
Figura II-81 Escenario C ₃ -c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 1,2 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 13 [cm]	173

CAPÍTULO 1 INTRODUCCIÓN

Los métodos empíricos de clasificación geomecánica, así como el sistema RMR (Bieniawski, 1989), Q (Barton et al. 1974, 2002) y RMi (Palmström, 2000), son ampliamente utilizados como herramientas para la caracterización del macizo rocoso y la estimación de requerimientos de soporte de la excavación para el diseño y construcción de túneles en roca, en particular en el caso de túneles excavados en macizos rocosos duros y diaclasados.

Los métodos empíricos se desarrollaron de forma independiente a principios de los años 70 (en el caso del RMR y Q) y posteriormente a principios de la década pasada (ej. RMi) con el propósito común de cuantificar preliminarmente las características del macizo rocoso en base a descripciones geológicas cuantitativas.

Hay consenso en la industria tunelera que estos esquemas se aplican a las etapas tempranas de un proyecto, cuando no se cuenta con suficientes antecedentes geotécnicos o como una herramienta suplementaria, aplicada en forma adecuada y criteriosa, como parte del arsenal de herramientas de análisis disponibles para los ingenieros en la definición de los requerimientos de soporte de túneles. Efectivamente, las limitaciones inherentes de estas metodologías y la importancia de su uso criterioso para fines de ingeniería es ampliamente comentado en la literatura. Tal como es enunciado por (Brekke & Howard, 1972): *"La mayoría de los sistemas de clasificación son continuamente mal-usados porque las premisas e hipótesis hechas en su desarrollo no son bien estudiadas por sus usuarios y porque ellos dan validez a una 'cuantificación' del comportamiento del macizo rocoso que con creces es más general que la pretendida por sus respectivos autores"*.

La aplicación de las clasificaciones geomecánicas es ilustrada en el diagrama de la Figura 1-1, propuesto por Gomes (2012) en base a recomendaciones de la Sociedad Austriaca de Geomecánica (2008), donde se indican los pasos metodológicos considerados en el diseño geotécnico de túneles y el rol de los métodos empíricos como herramienta de diseño geotécnico de túneles y apoyo al juicio experto de ingeniería, paralelo análisis del comportamiento del macizo rocoso excavado y soportado.

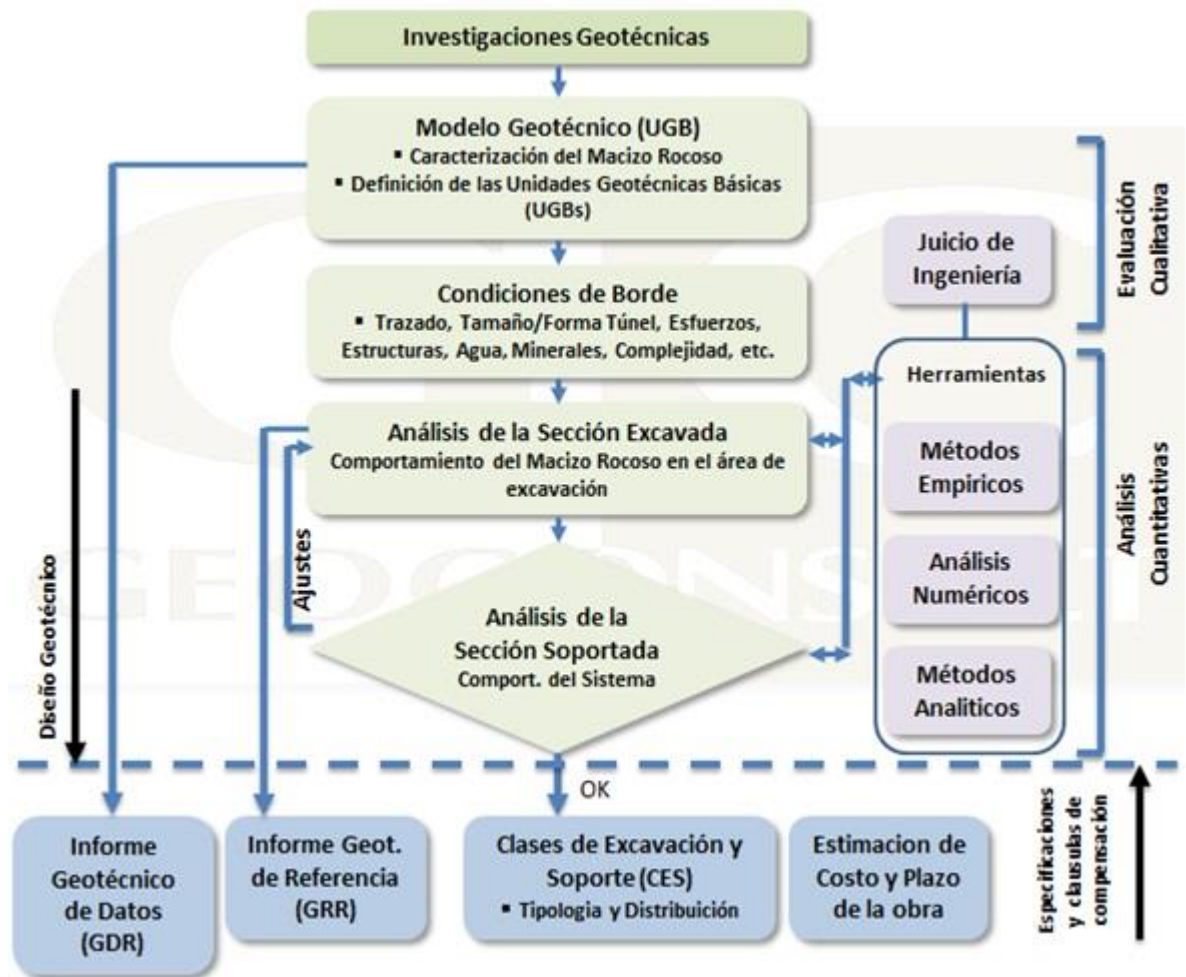


Figura 1-1 Diagrama de diseño geotécnico de túneles. (Gomes, 2012)

Uno de los intentos por caracterizar macizos rocosos diaclasados es el *Geological Strength Index* (GSI), desarrollado en (Hoek et al., 1995) y (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998) en base a la experiencia práctica y observación en terreno. Este índice usa propiedades de la roca intacta y de las diaclasas para estimar la deformación y resistencia de un macizo rocoso. Los valores de GSI pueden ser estimados en base a descripciones geológicas, que *“resulta conveniente para caracterizar el macizo rocoso cuando no hay acceso directo a él desde el túnel”* (Cai et al., 2004). El GSI concentra su descripción en función de dos factores, la estructura y la condición de la superficie de los bloques constituyentes del macizo rocoso. La combinación de estos dos parámetros proporciona una base práctica para describir un amplio rango de macizos rocosos, con estructuras diversificadas y distintas calidades de superficie de diaclasas.

El uso del GSI posee un sesgo asociado a la subjetividad de sus descripciones y al alto requerimiento de experiencia de sus usuarios. En este contexto (Cai et al., 2004)

han hecho esfuerzos por generar un planteamiento cuantitativo para los *inputs* usados en el GSI, buscando disminuir la dependencia respecto a la experiencia de los usuarios, sin afectar la simpleza que caracteriza a este indicador. En esta memoria de título, las indicaciones hechas por (Cai et al., 2004) a los *inputs* del GSI son consideradas para definir un rango en el diagrama sobre el cual realizar la investigación.

1.1. Objetivos

La finalidad de este trabajo de ingeniería es realizar un estudio comparativo de los requerimientos de soporte para la excavación de una sección de túnel tipo herradura de 10mx10m (~90m²), obtenidos a partir de diferentes métodos empíricos de clasificación geomecánica, comparándolos entre sí y con los resultados obtenidos a partir de métodos analíticos (análisis tridimensional de estabilidad de cuñas) y numéricos (Método de elementos finitos).

Los sistemas empíricos de clasificación geomecánica considerados en el marco del presente estudio corresponden al sistema Q (Barton et al. 1974, 2002), RMR (Bieniawski, 1989) y RMi (Palmström, 2000). Para la estabilidad de cuñas y análisis numérico se ocupan los software Unwedge y Phase2, de Rocscience Inc. Las condiciones de borde para el estudio corresponden a una sección tipo herradura de 10mx10m (~90m²). Los escenarios de macizo rocoso considerados varían de diaclasado a muy diaclasado, sin presencia de agua o poca infiltración y asociado a condiciones de esfuerzo bajas a intermedias, de tal forma que los mecanismos de falla sean controlados principalmente por las condiciones estructurales y gravitacionales.

1.1.1. Objetivo general

- Evaluar los requerimientos de soporte en túneles obtenidos mediante el uso de metodologías empíricas y comparando sus resultados entre sí y con el resultado de escenarios análogos obtenidos a partir de modelos analíticos y numéricos (software).

1.1.2. Objetivos específicos

- Estudiar las características de un macizo rocoso a partir de parámetros geomecánicos cuantitativos e identificar la sensibilidad de estas clasificaciones asociada a los parámetros de entrada.
- Estimar los requerimientos de soporte y fortificación usando parámetros geomecánicos cuantitativos.
- Representar los distintos escenarios de interés con los software Unwedge y Phase2.
- Identificar la sensibilidad de los principales parámetros de estas clasificaciones y comparar los factores de seguridad inferidos a partir de cada método empírico considerado y los obtenidos a través de modelos analíticos y numéricos.
- Generar recomendaciones útiles para investigaciones futuras en el área, que logren orientar las proyecciones de este trabajo.

1.2. Metodología

La primera etapa consiste en recopilar información teórica respecto a los parámetros geomecánicos que caracterizan los macizos rocosos de acuerdo con el Q-system, (Barton et. al 1974, 1993), el RMR (Bieniawski, 1989) y el RMi (Palmström, 2000).

Respecto a los escenarios seleccionados para análisis, éstos corresponden a condiciones de macizo rocoso de bajo a mediano grado de fracturación y condiciones de esfuerzo bajas a intermedias. Estos escenarios corresponden al rango del *Geological Strength Index* (GSI) de 20 a 70 (Figura 1-2). Con este criterio acotado de escenarios es posible enfocarse en el análisis de mecanismos de falla controlados principalmente por las estructuras del macizo rocoso.

Las hipótesis asumidas son las siguientes.

- Grado de fracturamiento “*Diaclasado*”: Macizo rocoso bien entabado, no perturbado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de

diaclasas ortogonales. Espaciamiento de diaclasas 30-100 [cm]. (Cai et al., 2004).

- Grado de fracturamiento “*Muy Diaclasado*”: Macizo rocoso entrabado, parcialmente perturbado, constituido por bloques angulares formados por 4 o más familias de diaclasas. Espaciamiento de diaclasas 10-30 [cm]. (Cai et al., 2004).
- Respecto a las condiciones “*Diaclasado*” y “*Muy Diaclasado*”, corresponden al rango de GSI de 20 a 70.
- Estado tensional “*Intermedio*”: Solo los sistemas Q y R_{Mi} poseen *inputs* para el estado tensional, los que quedan definidos de la siguiente manera:
 - Q: Stress Reduction Factor (SRF)=1 (Ver Anexo).
 - R_{Mi}: SL=1 (Ver Tabla 2-7).

Estas definiciones corresponden a estados de esfuerzo definidos de la siguiente manera, $\sigma_c/\sigma_1 \in [200 - 10]$ o con $\sigma_\theta/\sigma_c \in [0,01 - 0,3]$. (Palmstrom A. , 2009), de tal forma que el aspecto tensional tenga el menor efecto sobre los requerimientos de soporte, los que quedarán controlados principalmente por los aspectos estructurales y gravitacionales.

- Aguas subterranea: se consideran condiciones secas o poca infiltración (<5 l/min), tal que:
 - Q: J_w=1.
 - R_{Mi}: G_w=1.

La Figura 1-2 presenta la descripción de escenarios de macizos rocosos considerados sobre el diagrama GSI, modificado de (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998).

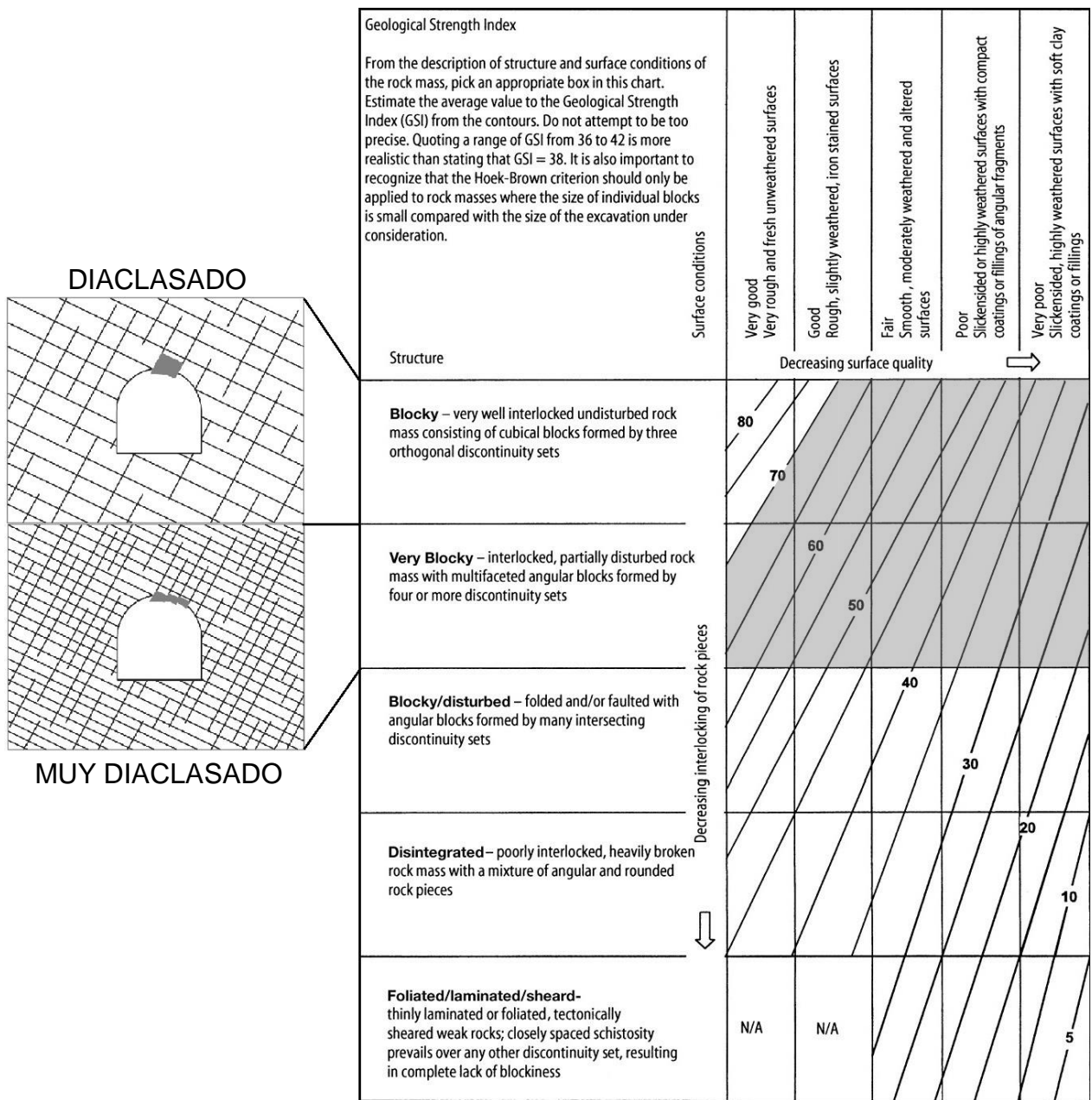


Figura 1-2 Descripción de escenarios de macizos rocosos considerados sobre diagrama GSI. Modificado de (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998)

Respecto a las medidas de soporte y fortificación, el estudio está orientado a las excavaciones soportadas con elementos convencionales, así como son el hormigón proyectado, simple o reforzado, pernos y marcos. Se excluyen la consideración de medidas de fortificación anticipada del frente, tales como marchi-avanti y paraguas u otros.

Para cada uno de los distintos escenarios considerados, se definen los requerimientos de soporte del túnel mediante el uso de gráficas y tablas definidas por los autores de las respectivas clasificaciones geomecánicas.

La segunda etapa consiste en el análisis de los distintos escenarios de macizo rocoso con los software de modelación de Rocscience Inc, para encontrar los requerimientos de soporte y fortificación de acuerdo a los métodos analíticos (análisis tridimensional de estabilidad de cuñas) y numéricos (método de elementos finitos), comparándolos con los resultados de la primera etapa (requerimientos de soporte a partir de las clasificaciones geomecánicas).

Como tercer paso y final se comparan los resultados y se concluye respecto a las metodologías empleadas para el trabajo de título, proyectando nuevas investigaciones en el área.

1.3. Organización de esta memoria

Esta memoria de título está dividida en seis capítulos, cuyos alcances son descritos en esta sección.

En el capítulo número uno se realiza una breve descripción y contextualización del tema y se describen los objetivos y metodología del trabajo de título.

En el capítulo número dos se describen los antecedentes teóricos rescatados de la revisión bibliográfica y que son utilizados en la memoria. Explicación de las teorías asociadas a las clasificaciones geomecánicas definidas por los autores, consideradas para la definición de las calidades de macizos rocosos y los requerimientos de soporte asociados a cada escenario de análisis. Además se hace una breve revisión de trabajos previos, experimentales y analíticos, de los que se rescatan aspectos importantes, información o características para el trabajo de título propuesto.

En el tercer capítulo se definen escenarios de macizos rocosos para las condiciones de bajo a mediano grado de fracturación y condiciones de esfuerzo intermedias a bajas. Para efectos de la definición de estos escenarios, se toma como base del grado de fracturación del macizo el parámetro GSI ($GSI \in [20 - 75]$) y para la

condición de esfuerzos, la relación entre el esfuerzo en el macizo y la resistencia uniaxial de la roca intacta ($\sigma_c/\sigma_1 \in [200 - 10]$ o $\sigma_\theta/\sigma_c \in [0,01 - 0,3]$). (Palmstrom A. , 2009)). Respecto a la presencia de agua subterránea, se consideran condiciones secas o de poca infiltración (<5 l/min).

En el capítulo número cuatro se estudian las calidades de los macizos rocosos de los escenarios definidos con cada una de las clasificaciones geomecánicas usadas, Q, RMR y RMi, y se obtienen las cantidades de soporte y fortificación.

En el quinto capítulo se realiza una descripción breve de los software de análisis (Phase2 y Unwedge) usados para estudiar las cantidades de soporte y fortificación para los escenarios definidos con anterioridad. Además se entregan las cantidades de soporte y fortificación para los escenarios definidos, usando dichos softwares.

Finalmente, en el capítulo número seis se concluye respecto a los resultados obtenidos y se hacen observaciones a las metodologías.

CAPÍTULO 2 CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS

2.1. Introducción

Durante las primeras etapas de diseño de un proyecto de túnel, cuando existe poca información detallada acerca de los macizos rocosos, sus condiciones de tensiones, características hidrológicas, grados de fracturación, etc., el uso de una clasificación geomecánica puede resultar considerablemente beneficioso, ya que estos sistemas combinan los atributos del macizo rocoso (geológico, geométrico y tensional) en un número único relacionado con la calidad global de la roca. A su vez, estos números permiten, gracias a su uso en innumerables proyectos subterráneos y la experiencia recogida de estos, la definición de un soporte del túnel y la estimación de otros parámetros o datos asociados al comportamiento de los macizos rocosos intervenidos, como lo son la resistencia del macizo rocoso, tiempo de estabilidad de una excavación no sostenida, módulo de deformación, entre otros. Asimismo, en todos los casos, es importante citar que estos no reemplazan la experiencia y el juicio experto de ingeniería tanto en la caracterización del macizo como en la estimación de los requerimientos de soporte asociados a una excavación subterránea.

2.2. Sistema de clasificación Q

Basado en una gran cantidad de datos asociados a proyectos de túneles, (Barton et al, 1974) del Norwegian Geotechnical Institute (NGI) desarrolló el sistema de clasificación geomecánica Q para estimar la necesidad de soporte y fortificación de túneles. El valor de Q está definido por seis parámetros combinados en la ecuación 2.1.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad 2.1$$

Donde:

RQD: Rock quality designation

J_n : Parámetro para el número de familias de discontinuidades

J_r : Parámetro para la rugosidad de la junta

J_a : Parámetro para la alteración de la junta

J_w : Parámetro para presencia de agua

SRF: Factor asociado al estado tensional

La aplicación tradicional del valor de Q en función de sus 6 parámetros es para la selección de una combinación competente de shotcrete y pernos para el soporte y fortificación de macizos rocosos, es decir para la estimación del revestimiento permanente para túneles o cavernas en roca.

El parámetro RQD fue desarrollado por Deere (Deere et al, 1963) para proveer una estimación cuantitativa de la calidad de las rocas en función de testigos. Está definido como “*El porcentaje de trozos intactos más largos que 100mm sobre el largo total del testigo*”.

Respecto a los demás parámetros, cuyos valores se encuentran en la sección ANEXO I, se establece que, J_n es el índice para el número de familias de diaclasas en la zona de interés, J_r es el índice para la rugosidad de la familia de diaclasas más desfavorable o discontinuidad rellena, J_a es el índice para el grado de alteración o relleno de arcilla para la familia de diaclasas más desfavorable, J_w es el índice para la afluencia de agua y efectos de presión, que pueden causar vaciado del relleno de las diaclasas, y SRF es el índice para la falla, para razones resistencia/solicitud en rocas masivas duras, para squeezing o para swelling.

El RQD es una herramienta de medición relativamente sencilla y rápida, ocupada en los registros por testigos y muchas veces es el único método usado para medir el grado de fracturación en la zona de interés.

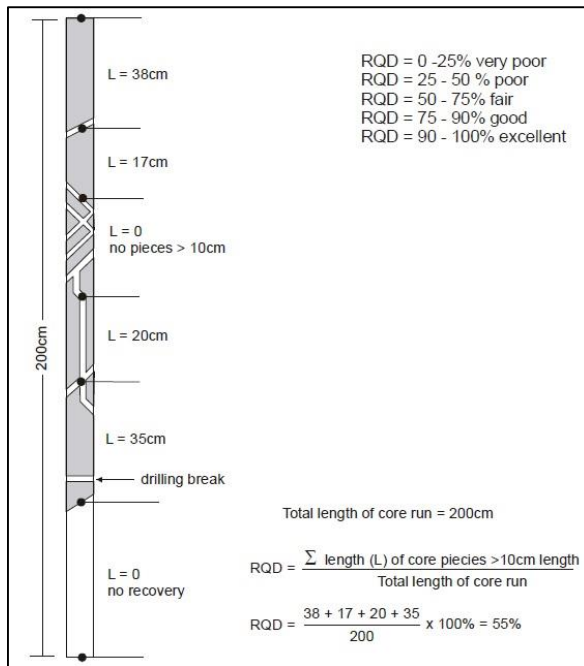


Figura 2-1 Procedimiento de medición y cálculo de RQD. (Palmstrom A. 2005)

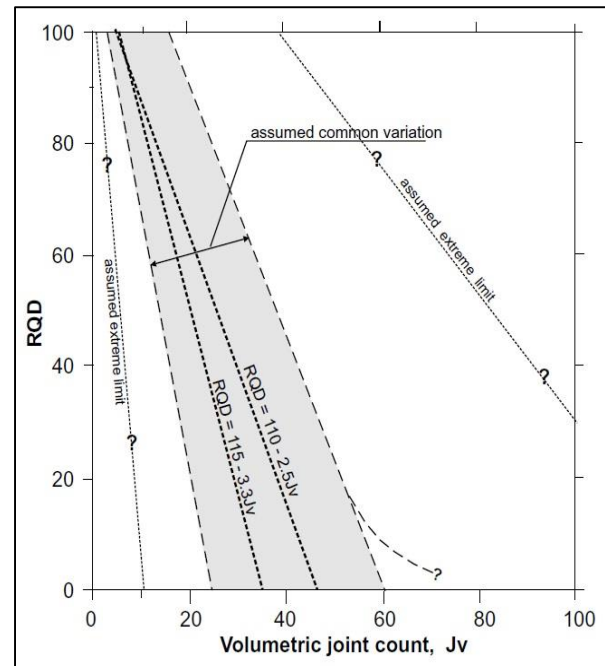


Figura 2-2 Correlación entre Jv y RQD con el rango de variación. (Palmstrom A. 2005)

Los estudios hasta la fecha muestran que es difícil relacionar el parámetro RQD con otras mediciones del grado de fracturación (Palmstrom, 2005), porque el RQD es un indicador unidimensional promediado basado sólo en testigos. Simulaciones usando bloques de tamaño y forma similar con muestreos lineales en distintos ángulos fueron usadas para hacer las estimaciones que relacionen parámetros relativos al tamaño de bloque. Los primeros intentos fueron hechos por Palmstrom (Palmstrom, 1974) cuando introdujo el concepto de *Volumetric Joint Count* (J_v), que es una estimación del número de diaclasas que intersectan un volumen de macizo rocoso.

$$RQD = 115 - 3.3J_v \quad 2.2$$

$$(RQD = 0 \text{ para } J_v > 35, \text{ y } RQD = 100 \text{ para } J_v < 4.5)$$

La expresión 2.2 relaciona RQD y J_v , esta expresión fue incluida en la introducción del parámetro Q por Barton (Barton et al, 1974). Al observar la Figura 2-2 es clara la pobreza de la correlación entre ambos parámetros especialmente cuando las muestras de testigos tienen largos de alrededor de 0.1m. Ante dicha condición, (Palmstrom, 2005) propuso la relación 2.3 entre los parámetros, que ante los casos estudiados en el citado trabajo, demostraron una mejor correlación.

$$RQD = 110 - 2.5Jv$$

2.3

($RQD = 0$ para $Jv > 44$, y $RQD = 100$ para $Jv < 4$)

De todas maneras, cuando Jv es casi el único parámetro disponible, la ecuación 2.3 ha sido una alternativa para la transición entre RQD y Jv .

La asociación de factores permite darle un sentido físico a cada uno de los cuocientes que conforman el parámetro Q

2.2.1. Tamaño relativo de bloque, RQD/J_n

El cuociente RQD/J_n , representando la estructura del macizo rocoso, tiene dos valores extremos, $100/0.5$ y $10/20$, entendiéndose el valor mínimo de $RQD=10\%$, por lo tanto el rango limitado de RQD se extiende gracias a la división por el factor J_n . Este cuociente representa la estructura a gran escala del macizo rocoso dando una cruda medición respecto al tamaño de bloque dentro de sus dos valores extremos 200 y 0.5 . Si analizamos los valores extremos del cuociente y los interpretáramos como centímetros, las partículas “extremas” de 200 y 0.5 son vistas como una aproximación cruda pero bastante realista, aunque probablemente los tamaños más grandes serán varias veces el tamaño extremo del parámetro y los fragmentos más pequeños, menores a la mitad del valor del cuociente, donde las partículas de arcilla están obviamente excluidas.

2.2.2. La resistencia al corte interbloque, J_r/J_a

El segundo cuociente representa la rugosidad y características friccionales de las paredes de juntas, con o sin material de relleno. El cuociente J_r/J_a es una caracterización útil para la condición de las discontinuidades, para numerosas descripciones, bien definidas, y condiciones fácilmente reconocibles. “*Este cuociente está ponderado a favor de la aspereza de juntas inalteradas en contacto directo, donde se espera que las superficies en contacto estén cerca de peaks de esfuerzo, que se dilatan fuertemente cuando existe cizalle y que serán especialmente favorables para la estabilidad del túnel*” (Hoek, 2004). Cuando las juntas tienen rellenos de arcillas finas, el esfuerzo se reduce significativamente.

2.2.3. El esfuerzo activo, J_w /SRF

El cociente J_w /SRF es una relación empírica de dos grupos de parámetros de esfuerzo, pérdida de carga en casos de excavaciones a través de zonas de debilidad o rocas arcillosas, esfuerzos en rocas competentes, cargas de squeezing en rocas plásticas incompetentes. El parámetro J_w es una medida de la presión de agua, que tiene un efecto adverso sobre el esfuerzo de corte en la junta debido a una reducción en la tensión normal efectiva. El agua, además, causa ablandamiento y posibles flujos que lixivien material arcilloso presente en las juntas. *“Está comprobado que es imposible combinar estos dos parámetros en términos de tensiones efectivas interbloque, porque paradójicamente, un valor alto de tensión normal efectiva a veces puede significar condiciones menos estables que un valor bajo, a pesar de la resistencia al corte más alta”* (Hoek, 2004).

Tabla 2-1 Descripción y valores para el parámetro J_w

Caracterización	p_w [kg/cm ²]	J_w
Excavaciones secas o poca infiltración, i.e. <5l/min localmente	< 1	1
Infiltración o presión mediana con lavado ocasional de los rellenos	1 - 2.5	0.66
Gran infiltración o presión alta en roca competente con diaclasas sin relleno	2.5 - 10	0.5
gran infiltración o presión alta, lavado importante de los rellenos	2.5 - 10	0.3
Infiltración o presión excepcionalmente alta con agua en chorro, disminuyendo con el tiempo	> 10	0.2 - 0.1
Infiltración o presión excepcionalmente alta con agua constante sin disminución en el tiempo	> 10	0.1 - 0.05

Es claro que para flujos leves de agua ($J_w \geq 0.5$) existe influencia en las condiciones para un túnel, pero generalmente no significan grandes variaciones en las cantidades de soporte y fortificación. Para flujos donde se tienen $J_w < 0.5$, el agua puede limitar el uso de shotcrete y requerir soluciones especiales de soporte (Palmstrom & Broch, 2006).

El factor de reducción de esfuerzos (Stress reduction factor, SRF), es básicamente una medida de:

- Pérdida de carga en casos de intersección entre zonas de debilidad/fallas, con la excavación
- Esfuerzos de roca en macizos rocosos competentes, o problemas de sobreesfuerzo de roca en macizos rocosos frágiles

- Carga de squeezing en macizos rocosos plásticos poco competentes
- Cargas por swelling de reacciones químicas causadas por agua

2.2.4. Dimensión equivalente, D_e

En relación al valor de Q y sus requerimientos de estabilidad y soporte de excavaciones subterráneas, Barton (Barton et al, 1974) definió un parámetro adicional llamado dimensión equivalente, D_e , de la excavación, obtenido según la relación 2.4.

$$D_e = \frac{\text{Luz, diametro o altura de la excavación (m)}}{\text{Relacion de soporte de excavación, ESR}} \quad 2.4$$

El valor de ESR está relacionado con el uso posterior de la excavación y el nivel de seguridad asociado, que influencia el sistema de soporte a instalar para mantener la estabilidad de la excavación. Barton (Barton et al, 1974) definió los siguientes valores.

Tabla 2-2 Categorías para la relación de soporte de excavación, ESR

Tipo de excavación	ESR
Excavaciones mineras provisionales	3 - 5
Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares	1.3
Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel	1.0
Estaciones nucleares eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deporte y reuniones, fábricas	0.8

Finalmente los valores de Q son combinados con las dimensiones del túnel en un gráfico. Dicho gráfico está basado en más de 1000 casos de soporte para rocas en túneles o cavernas. Además se define el valor de la clasificación Q , usando una serie de tablas mostradas en la sección anexos de esta memoria, donde se definen los números asociados a los diferentes parámetros que constituyen el valor de Q , basados en observaciones geológicas de macizo, en túneles o por muestreo de testigos. Se muestra en la Figura 2-3 el gráfico generado para la clasificación geomecánica Q .

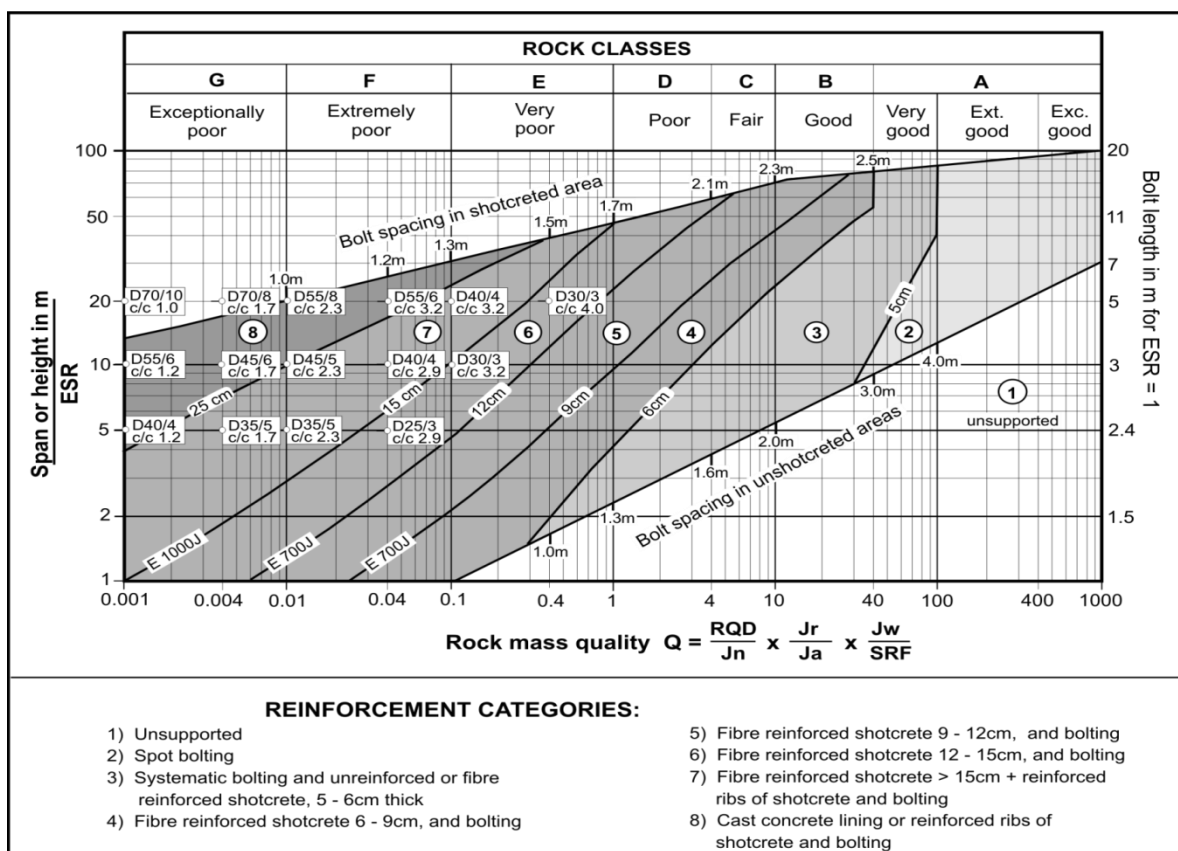


Figura 2-3 Gráfico de soporte para Q. (Palmstrom A., 2009)

En este se determina la dimensión equivalente, D_e , versus el valor de Q , quedando definidas las categorías de soporte en el gráfico publicado originalmente por Barton en 1974, (Barton et al, 1974). Dicho gráfico fue posteriormente actualizado para entregar directamente el soporte para las condiciones definidas por la clasificación. Finalmente Grimstad y Barton (1993) hicieron una de las últimas actualizaciones reflejando el incremento en el uso de fibras de acero para refuerzo de shotcrete en excavaciones subterráneas. La Figura 2-3 fue extraída desde esta última actualización.

2.3. Rock mass rating, RMR

El sistema de clasificación rock mass rating (RMR) fue inicialmente desarrollado en el South African Council of Scientific and Industrial Research (CSIR) por Bieniawski en 1973 en base a la experiencia en túneles poco profundos en rocas sedimentarias. El sistema de clasificación ha sufrido varios cambios desde su desarrollo en 1973, bajando la cantidad de parámetros de 8 a 6, ajustando o bajando los requerimientos de soporte, modificando alcances, etc. La clasificación geomecánica descrita en este apartado corresponde a la actualización realizada por Bieniawski en 1984.

Para el uso de la clasificación RMR, el área de estudio debe ser dividida en unidades estructurales particulares sobre las cuales se determina la calidad del macizo rocoso. Los siguientes seis parámetros son usados para clasificar un macizo rocoso usando el sistema RMR, donde el último parámetro corresponde a un ajuste de la clasificación por su uso en túneles.

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- Rock quality designation, RQD.
- Espaciamiento de las juntas o discontinuidades.
- Condición de la discontinuidad.
- Condición de agua en el suelo.
- Orientación de las discontinuidades.

2.3.2. Resistencia a la compresión del material de roca intacta

La resistencia del material intacto de la roca se obtiene de testigos del macizo rocoso de acuerdo a sus condiciones de sitio. El índice está basado en la resistencia a la compresión uniaxial y/o por la resistencia de carga puntual. Aunque para resistencias pequeñas se recomienda el uso de sólo la resistencia a la compresión uniaxial (Ver anexo).

2.3.3. Rock quality designation, RQD

El parámetro RQD debe ser determinado como fue discutido en el punto 2.2.

2.3.4. Espaciamiento de juntas o discontinuidades

El término discontinuidad cubre las juntas, foliaciones, zonas de cizalle, fallas menores, u otras superficies de debilidad. La distancia lineal entre dos discontinuidades adyacentes debe ser medida para todas las familias de discontinuidades y el índice del parámetro debe ser calculado para la discontinuidad crítica. Se entrega en los anexos, los valores del parámetro para cada intervalo de espaciamiento de juntas, junto a una descripción cualitativa del espaciamiento.

2.3.5. Condición de la discontinuidad

Este parámetro incluye la rugosidad de las superficies de la discontinuidad, su separación, largo, continuidad, meteorización de los bordes de roca o planos de debilidad y el material de relleno de las discontinuidades. Los detalles de las descripciones de las condiciones de la discontinuidad y sus valores asociados para el parámetro se muestran en la sección anexos.

2.3.6. Condición de agua en suelo

En el caso de túneles, se debe determinar el índice para la condición de agua en suelo en base a la medición de litros por minuto para un largo de 10 metros de túnel excavado, o una condición general descrita como completamente seco, húmedo, mojado, goteando o con flujos de agua. Si se maneja el dato de presión de agua, este debe ser expresado en términos de la fracción entre la presión de agua infiltrada y la mayor tensión principal. Los valores para la condición de agua se muestran en los anexos.

2.3.7. Orientación de las discontinuidades

Este parámetro ajusta el valor de la suma de los cinco parámetros anteriores, según el uso de la clasificación en túneles, fundaciones o taludes. En este trabajo se utiliza el ajuste para al RMR usado en túneles.

La orientación hace referencia al rumbo y manto de las discontinuidades. El rumbo debe ser medido respecto al norte magnético. El ángulo de manto es aquel

entre la horizontal y el plano de discontinuidad tomado en la dirección en la que el plano cae o se inclina.

La influencia del rumbo y manto de las discontinuidades se considera en función de la dirección de construcción del túnel. Para facilitar la elección de si el rumbo y manto son o no favorables para el proceso constructivo, se considera una valoración cualitativa para el efecto de la orientación de las juntas en túneles, como también se define una valoración cuantitativa para el parámetro asociado a la orientación de juntas. Respecto a la valoración cualitativa, se consideran dos categorías principales, clasificadas según la orientación del rumbo de las discontinuidades, según sean estas paralelas o perpendiculares al eje del túnel. Además existe diferenciación respecto a si se construye a favor o en contra del manto de las discontinuidades.

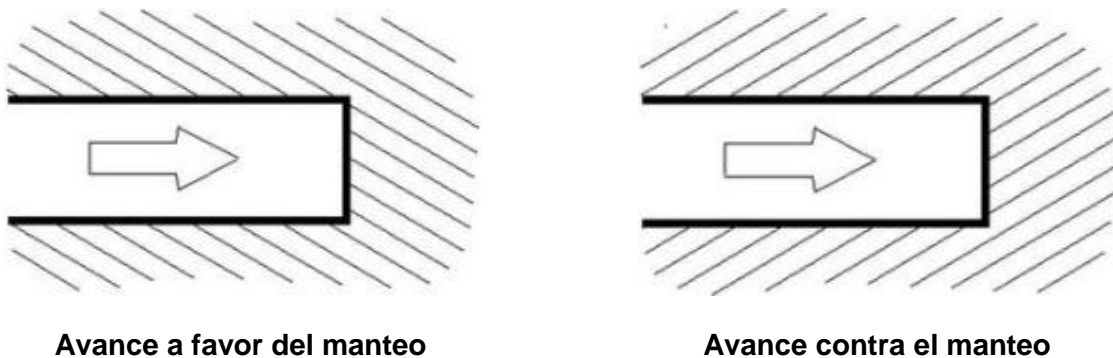


Figura 2-4 Dirección de avance respecto manto de discontinuidades

Una vez que el efecto de las discontinuidades es conocido, la suma aritmética de los seis índices descritos en este apartado, representan el valor final del *Rock Mass Rating*, RMR.

2.3.8. Estimación y Aplicaciones del RMR

El *Rock Mass Rating* quedará definido como la suma algebraica de los cinco valores obtenidos a partir de los parámetros dados entre la sección anexos para esta clasificación, además del ajuste por orientación de las discontinuidades mostrada en el anexo. Sobre la base de los valores de RMR para una estructura dada, el macizo rocoso es clasificado dentro de una de las cinco categorías nombradas como Muy buena, Buena, Media, Pobre y Muy pobre tal como se describe en la Tabla 2-3.

Tabla 2-3 Clasificación del macizo rocoso a partir del Rock Mass Rating, RMR

Propiedades del parámetro del macizo	Rock Mass Rating				
	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
Clasificación de la roca	Muy Buena	Buena	Media	Pobre	Muy pobre
Tiempo promedio de auto-soporte	10 años para 15 [m] de luz	6 meses para 8 [m] de luz	1 semana para 5[m] de luz	10 horas para 2,5 [m] de luz	30 min para 1 [m] de luz
Cohesión del macizo rocoso	>0,4 [MPa]	0,3 – 0,4 [MPa]	0,2 – 0,3 [MPa]	0,1 – 0,2 [MPa]	<0,1 [MPa]
Ángulo de fricción interna del macizo rocoso	<45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	15°

Asumiendo que el macizo rocoso se comporta como un material que cumple con la ley constitutiva de Coulomb, su esfuerzo de corte dependerá de su valor de cohesión y ángulo de fricción interna, mostrados en la Tabla 2-3. En base a la experiencia de la aplicación de esta clasificación geomecánica, estos valores son aplicables solo para laderas o pendientes con macizos rocosos saturados y meteorizados. El valor de cohesión es un orden de magnitud mayor en el caso de túneles gracias a que las discontinuidades son relativamente más estrechas y menos espaciadas entre ellas.

A partir del valor de RMR es posible obtener una serie de parámetros útiles como son la luz de túnel no soportada, el tiempo de soporte autónomo de túneles, la presión del soporte para aberturas subterráneas, entre otros.

2.3.9. Tiempo de auto-soporte de túneles

En la Tabla 2-3 se puede observar la estimación del tiempo de auto-soporte de túneles según su clasificación RMR, tiempo que depende de la luz efectiva del túnel, que está definida como la distancia más pequeña entre el ancho de la abertura subterránea y la distancia entre el frente del túnel y el último soporte instalado. Para túneles con techo en forma de arco el tiempo de auto-soporte será significativamente más grande que para aquellos túneles con techos planos. Para túneles con techos en forma de arco, el tiempo de soporte autónomo está relacionado con la categoría de clasificación RMR, mostrado en la Tabla 2-3. Es importante destacar que no se debe retrasar innecesariamente el soporte del techo, en los casos de macizos rocosos con alto tiempo de auto-soporte, ya que esto puede conducir a un deterioro del macizo rocoso.

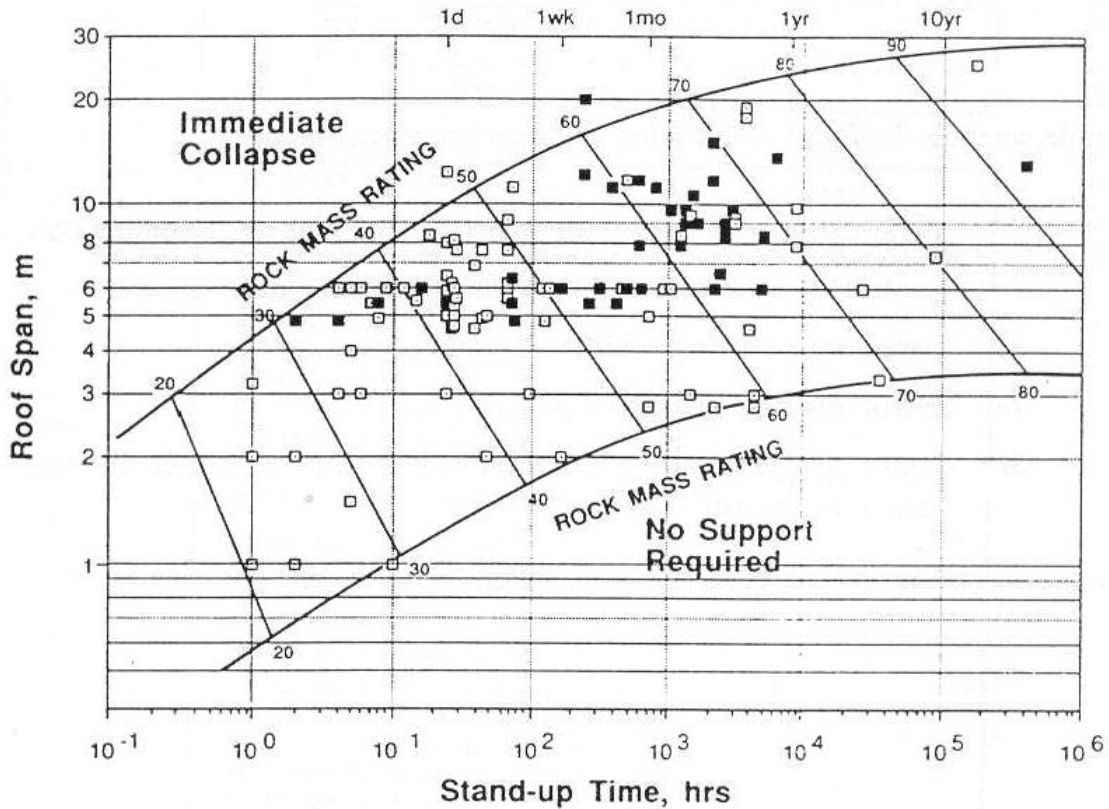


Figura 2-5 Tiempo de auto-soporte versus luz de túnel para varias clases de macizos rocosos y sus clasificaciones según RMR. (Bieniawski, 1989)

2.3.10. Requerimiento de Soporte según RMR

Bieniawski (1989) proporcionó una guía para la determinación de los requerimientos de soporte para un túnel, con luz libre de 10m, excavado según el método convencional o *Drill and Blast*. De igual manera, la guía es aplicable en función de factores como la profundidad desde la superficie (para tener presente problemas de sobrecarga o tensiones in situ), tamaño del túnel y método de excavación. Las cantidades de soporte y soporte presentes en la Tabla 2-4 corresponden al soporte permanente y no al temporal o soporte primario.

Tabla 2-4 Guía para la excavación y soporte de túneles de acuerdo al Rock Mass Rating, RMR (Bieniawski, 1989)

Clase de macizo rocoso	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos (ϕ 20 mm, adhesión total)	Shotcrete	Marcos de acero
Roca muy buena I RMR: 81 - 100	Avances de 3 [m] a sección completa	Generalmente no se necesita sostenimiento, excepto algunos pernos para refuerzo local		
Roca buena II RMR: 61 - 80	Avances de 1 a 1,5 [m] a sección completa. Sostenimiento total a 20 [m] del frente	Pernos locales en el techo, 3 [m] de largo y espaciado de 2,5 [m] con malla ocasional	50 [mm] en el techo donde fuera necesario	No
Roca regular III RMR: 41 - 60	Media sección y banqueo, progresiones de 1,5 a 3,0 [m] en la media sección. Sostenimiento primario después de cada voladura. Sostenimiento completo a 10 [m] del frente	Empernado sistemático de 4 [m] de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 [m] en el techo y paredes con malla en el techo	50 - 100 [mm] en el techo. 30 [mm] en las paredes	No
Roca mala IV RMR: 21 - 40	Media sección y banqueo, progresiones de 1,0 a 1,5 [m] en la media sección. Hay que instalar los refuerzos conforme el avance, a 10 [m] del frente	Empernado sistemático de 4 a 5 [m] de largo, espaciados de 1,0 a 1,5 [m] en el techo y paredes con malla	100 a 150 [mm] en el techo. 100 [mm] en las paredes	Marcos ligeros a medianos separados 1,5 [m], donde haga falta
Roca muy mala V RMR: < 20	Etapas múltiples. A veces de 0,5 a 1,5 [m] en la media sección. Instalación del sostenimiento a medida que se excava. Hormigón lanzado con la mayor brevedad después de las voladuras.	Empernado sistemático de 5 a 6 [m] de largo, espaciado 1 a 1,5 [m] en el techo y paredes con malla. Instalación de pernos en el piso o contrabóveda	150 - 200 [mm] en el techo. 150 [mm] en las paredes y 50 [mm] en el frente	Marcos medianos a pesados espaciados a 0,75 [m] con tablestacado donde se necesite

2.4. Rock Mass Index, RMI

Al igual que las clasificaciones geomecánicas descritas anteriormente, no hay parámetros singulares que logren describir a cabalidad las propiedades de los macizos

rocosos y la influencia de sus características en su comportamiento estructural. Varios parámetros tienen distintos significados y sólo de una manera integrada logran describir un macizo rocoso de manera satisfactoria.

Palmstrom (1995) propuso el Rock Mass Index R_{Mi}, después de revisar varios sistemas de clasificación, para caracterizar los macizos rocosos como materiales para la construcción. Este índice geomecánico considera varios de los defectos y características de los macizos rocosos que tienden a reducir la resistencia inherente del material. El Rock Mass Index R_{Mi} se expresa de la según las ecuaciones 2.5 y 2.6 según sea el caso.

- Para rocas diaclasadas

$$R_{Mi} = \sigma_c * JP \quad 2.5$$

- Para rocas masivas

$$R_{Mi} = \sigma_c * f_\sigma \quad 2.6$$

Donde:

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial del material intacto en MPa.

JP: Parámetro de juntas dependiente del tamaño de bloque o densidad de juntas, rugosidad de las juntas, alteración de las juntas y tamaño de juntas. Es un factor de reducción que varía desde casi 0 para rocas muy diaclasadas hasta 1 para rocas intactas.

f_σ : Parámetro de masividad, que ajusta el efecto de escala en la resistencia a la compresión en una roca masiva.

R_{Mi}: Rock Mass Index, indica la resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso en MPa.

Los parámetros de entrada para calcular el R_{Mi} se determinan de acuerdo a lo siguiente:

- El tamaño de bloque delimitado por las juntas, se mide como volumen de bloque, V_b
- La resistencia de los bloques, se mide como resistencia a la compresión uniaxial, q_c.

- Esfuerzo de corte en las caras de los bloques, se caracteriza por factores asociados a las discontinuidades, j_R y j_A
- El tamaño y terminación de las juntas, está dado por un factor de largo y continuidad, j_L

Ensayos de gran escala y mediciones en macizo de la resistencia de los macizos rocosos han servido para determinar la manera en que V_b y j_C pueden combinarse para expresar el parámetro de juntas, J_P . La calibración ha sido desarrollada usando resultados de ensayos conocidos de resistencia a la compresión uniaxial y parámetros inherentes del macizo rocoso. Los valores de V_b y J_P se grafican en la Figura 2-6, junto a líneas que representan el factor de condición de junta j_C . Dichas líneas están expresadas como se indica en la ecuación 2.7.

$$J_P = 0.2j_C^{0.5} * V_b^D \quad 2.7$$

Donde V_b está dado en m^3 y el parámetro D queda definido según la ecuación 2.8.

$$D = 0.37j_C^{0.2} \quad 2.8$$

El factor de condición de juntas está relacionado con j_R , j_A y j_L según la ecuación 2.9.

$$j_C = j_L * \left(\frac{j_R}{j_A} \right) \quad 2.9$$

Donde los valores correspondientes a los parámetros j_L , j_R y j_A se entregan en la Tabla 2-5.

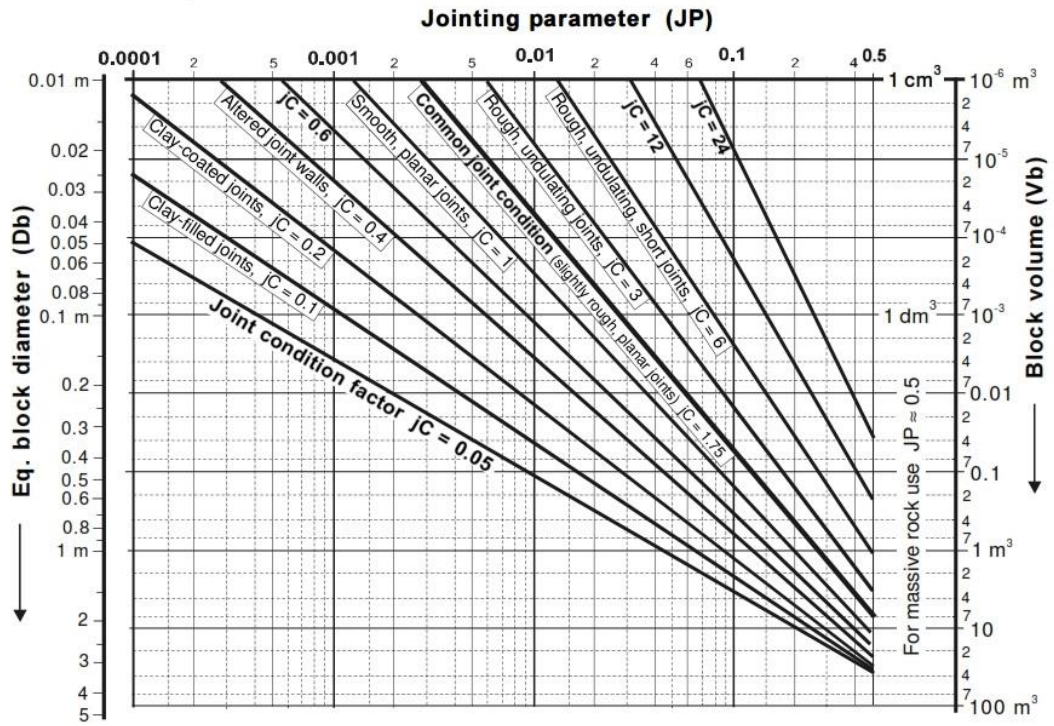


Figura 2-6 Combinación gráfica del volumen de bloque (V_b) y Diámetro equivalente de bloque (D_b), factor de condición de juntas (J_C) y parámetro de juntas (J_p). (Palmstrom, A., 2000)

Tabla 2-5 Valores y valoración para parámetros de entrada de RMI. (Palmstrom, A., 2000)

PARÁMETROS DE ENTRADA AL R M I						
RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE, ϵ_c de la roca intacta		valor (en MPa)		Obtenidos de ensayos de laboratorio (o asumidos de las tablas de manuales)		
VOLUMEN DEL BLOQUE, V_b		value (in m ³)		Medido visualmente en el sitio (o estimado de testigos de sondeos)		
FACTOR DE ESTADO (CONDICIÓN) DE LAS DIACLASAS, j_C		$j_C = j_R \times j_L / j_A$		Debajo, en las tablas se presentan las valoraciones de j_R, j_A y j_L		
FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS (j_R) (las valoraciones de j_R están basadas en J_r del sistema Q)						
(Las valoraciones resaltadas en Itálico son similares a J_r)		Ondulación del plano diaclasado a gran escala				
		Planar	Ligeramente ondulado	Ondulado	Altamente ondulado	Escalonado o entrelazado
Suavidad del plano de junta a pequeña escala	Muy rugoso	2	3	4	6	6
	<i>Rugoso</i>	<i>1,5</i>	2	<i>3</i>	4,5	6
	<i>Suave</i>	<i>1</i>	1,5	<i>2</i>	3	4
	Pulido o espejo de falla*)	<i>0,5</i>	1	<i>1,5</i>	2	3
<i>Para diaclasas (Juntas) rellenas $j_R=1$ Para diaclasas irregulares se sugiere una valoración $j_R=5$</i>						
*)Aplicar estas valoraciones a espejos de falla con posibles movimientos a través de estrías.						
FACTOR DE ALTERACIÓN DE JUNTAS (j_A) (las valoraciones de j_A se basan en J_a del sistema Q)						
Contacto entre las paredes de la junta	CARACTERÍSTICAS DE LAS PAREDES DE LAS JUNTAS		Condición		Contacto entre paredes	
	DIACLASAS (JUNTAS) LIMPIAS:	Pegadas o soldadas	relleno de cuarzo, epidota, etc.		0,75	
		Roca inalterada (fresca)	sin cubierta o relleno, excepto decoloración (pátina de óxido)		1	
		Superficies alteradas	un grado más de alteración que la roca		2	
CUBIERTOS O RELLENOS DE POCO ESPESOR	Materiales de fricción	arenas, limo, calcita, etc. sin contenido de arcilla		3		
	Materiales cohesivos	arcilla, clorita, talco, etc.		4		
Paredes de la junta con contacto parcial o sin contacto	RELLENOS DE:		Tipo		Contacto parcial entre paredes	No contacto entre paredes
					Relleno fino (< 5 mm)	Relleno grueso
	Material friccional		arena, limo, calcita, etc. (sin reblandecimiento)		4	8
	Materiales duros y cohesivos		relleno compactado de arcilla, clorita, talco, etc.		6	6 - 10
	Materiales blandos y cohesivos		arcillas de media a baja sobreconsolidación, clorita, talco, etc.		8	12
Materiales expansivos y arcillosos		materiales de relleno que exhiben propiedades expansivas		8 - 12	13 - 20	
FACTOR DE TAMAÑO Y CONTINUIDAD DE LAS DIACLASAS (JUNTAS) (j_L)						
TIPO	Longitud	Tamaño	Juntas continuas	Juntas discontinuas *		
División de la estratificación o foliación	< 0.5 m	muy corto	3	6		
Diaclasas o juntas	0.1 - 1 m	corto o pequeño	2	4		
	1 - 10 m	mediano	1	2		
	10 - 30 m	grande o largo	0,75	1,5		
Junta (sellada), dique o cizalla **)	> 30 m	muy grande o largo	0,5	1		
*) Las juntas discontinuas acaban en roca masiva			**)Frecuentemente son una singularidad y deben en este caso ser tratadas por separado.			

En el caso de rocas masivas, el parámetro de masividad queda expresado como se muestra en la ecuación 2.10.

$$f_{\sigma} = \left(\frac{0.05}{Db} \right)^{0.2} \quad 2.10$$

Donde:

Db: Diámetro equivalente del bloque $Db = \sqrt[3]{V_b}$, medido en m

Generalmente se consideran rocas masivas cuando $D_b > 2m$ aproximadamente, para lo cual $f_\sigma \approx 0.5$. Cuando $J_P < f_\sigma$ (esto es cuando $J_P < 0.5$ aproximadamente), se utiliza la ecuación 2.5 (Palmstrom, 2000)

La Figura 2-7 muestra el diagrama de flujo para determinar la clasificación geomecánica RMI

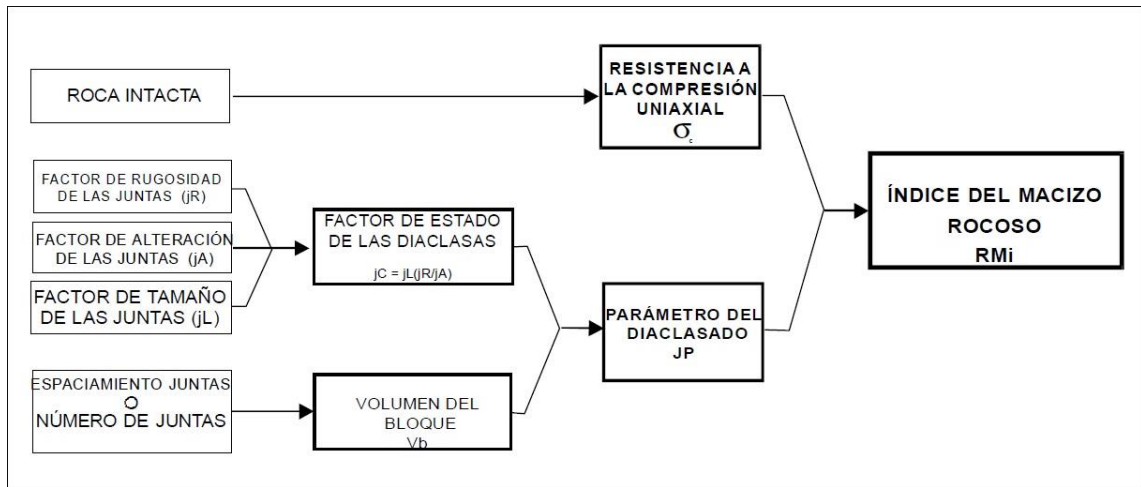


Figura 2-7 Parámetros de entrada usados en sistema de clasificación RMI. (Palmstrom, 2000)

2.4.1. Requerimientos de Soporte según el método RMI

Los principios del método RMI para el soporte de macizos rocosos se muestra en la Figura 2-8. De la Figura 2-9 se establece que el número de bloques en la periferia de una apertura subterránea determinará si los alrededores del macizo se comportarán:

- Como un continuo: Masa de material donde la magnitud de las tensiones de la roca es importante; o
- Como material diaclasado: Masa dominada por la presencia de bloques individuales y las características de las diaclasas o juntas.

Lo anterior puede ser evaluado en la relación denominada factor de continuidad

$$CF = \frac{Dt}{Db} \quad 2.11$$

Donde:

Dt: Diámetro del túnel

Db: Diámetro equivalente de bloque

Los dos grupos así definidos, presentan una marcada diferencia en el comportamiento (ver Figura 2-9), con lo cual el método de soporte RMI aplica diferentes cálculos y ábacos de soporte, según se trate de macizos continuos (rocas masivas o intensamente fragmentadas), o de macizos diaclasados (en bloques o discontinuos).

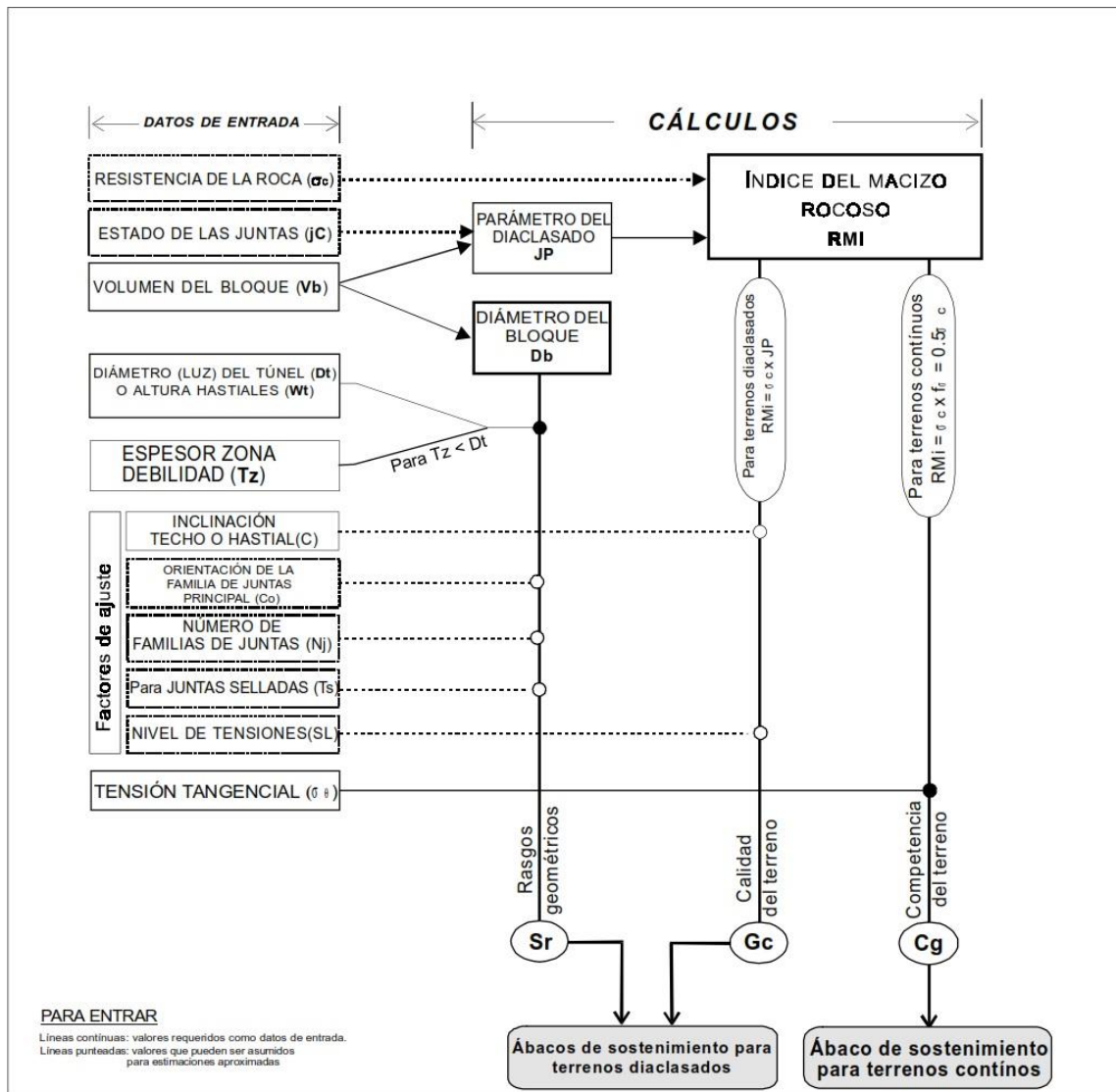


Figura 2-8 Datos de entrada y su uso dentro del sistema RMI para soporte. (Palmstrom A., 2000)

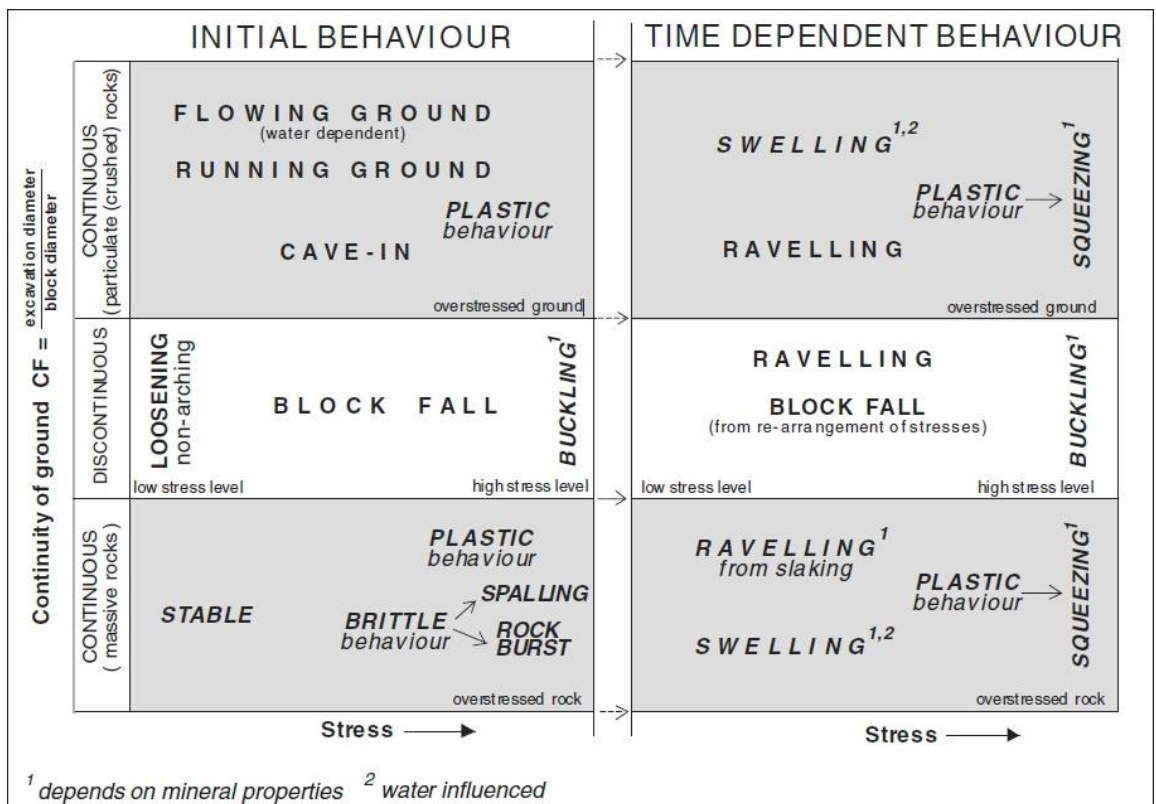


Figura 2-9 Comportamiento del macizo rocoso, determinado a partir de condiciones de tensión y continuidad de macizo (CF). (Palmstrom A., 2000)

“El problema se hace más difícil por el hecho de que el tamaño de bloque no es un parámetro fácil de medir” (Palmstrom, 2005). Es obvio que se requieren más investigaciones sistemáticas respecto a la aplicabilidad del factor de continuidad del macizo, pero en función del contexto a la fecha, los autores Hakan Stille y Arild Palmstrom definen la siguiente división (Palmstrom & Stille, 2008):

Tabla 2-6 Limites para bloques cúbicos para diferentes factores de continuidad. (Palmstrom & Stille, 2008)

Ground continuity (CF)	CF = D_t/D_b	Variation in block volume (V_b)		
		For $D_t = 2$ m	For $D_t = 10$ m	For $D_t = 50$ m
Continuous (bulky)	>30	<0.0003 m ³ (<0.3 dm ³)	<0.04 m ³	<5 m ³
Discontinuous-continuous (blocky-bulky)	15-30	0.0003-0.003 m ³ (0.3-3 dm ³)	0.04-0.3 m ³	5-40 m ³
Discontinuous (blocky)	6-15	0.003-0.04 m ³ (3-40 dm ³)	0.3-5 m ³	40-600 m ³
Continuous-discontinuous (intact-blocky)	3-6	0.04-0.3 m ³	5-40 m ³	600-5000 m ³
Continuous (intact)	<3	>0.3 m ³	>40 m ³	>5000 m ³

2.4.1.1. Macizos Diaclasados (en bloques)

La estabilidad de un macizo rocoso diaclasado está influenciada principalmente por el tamaño del bloque, por la resistencia al corte de las discontinuidades que delimitan dichos bloques y por la orientación de las diaclasas o juntas en relación a la orientación que lleve el eje de la excavación. Los siguientes dos parámetros de soporte

(Gc y Sr), los cuales incluyen todos los rasgos del fracturamiento nombrados, se usan para entrar en el ábaco de soporte de la Figura 2-10. Los parámetros son:

- La calidad del macizo, dado por el factor de calidad del macizo (Gc)

$$G_c = R_{Mi} \cdot \left(\frac{SL}{GW}\right) = \sigma_c \cdot JP \cdot \left(\frac{SL}{GW}\right) \quad 2.12$$

Donde:

RMi: Rock Mass Index

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial del material intacto en MPa

JP: Parámetro de juntas

SL: Factor de ajuste por nivel de tensiones

GW: Factor de ajuste por presencia de agua en el macizo.

- El factor de escala, expresado como relación de tamaños (Sr)

$$S_r = CF \cdot \left(\frac{Co}{N_j}\right) = \left(\frac{Dt}{Db}\right) \cdot \left(\frac{Co}{N_j}\right) \quad 2.13$$

Donde:

CF: Factor de continuidad

Dt: Diámetro del túnel

Db: Diámetro equivalente de bloque

Co: Factor de ajuste por orientación de la familia principal de diaclasas

Nj: Factor de ajuste por número de familias de diaclasas

En las Tabla 2-7, Tabla 2-8 y Tabla 2-9 se entregan las valoraciones para los factores participantes en la aplicación del método RMi en el soporte de macizos rocosos. Las valoraciones en la Tabla 2-7, para los factores de ajuste SL, GW, Co y Nj, presentan valores unitarios para sus condiciones más comunes o típicas. Así las ecuaciones 2.12 y 2.13 pueden expresarse como:

$$G_c = R_{Mi} = \sigma_c \cdot JP \quad 2.14$$

Donde:

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial del material intacto en MPa

JP: Parámetro de juntas

$$Sr = CF = \left(\frac{Dt}{Db} \right)$$

2.15

Donde:

CF: Factor de continuidad

Dt: Diámetro del túnel

Db: Diámetro equivalente de bloque

Tabla 2-7 Factores de ajuste SL y Nj para el soporte en roca según sistema RMI. (Palmstrom A., 2000)

Nivel de Tensiones	Recubrimiento aproximado	Valoración SL	Número de familias de diaclasas *)	Valoración Nj	Número de familias de diaclasas *)	Valoración Nj
Muy bajo (En portales, etc.)	< 10 m	0.1	Una familia	3	Tres familias	1
Bajo	10 - 35 m	0.5	Una familia + random	2	Tres familias + random	0.85
Moderado	35 - 350 m	1.0	Dos familias	1.5	Cuatro familias	0.75
Alto	> 350 m	1.5 *)	Dos familias + random	1.2	Cuatro familias + random	0.65
*) Un alto nivel de tensiones puede ser desfavorable para la estabilidad de hastiales altos. Valoración posible SL=0.5-0.75			*) Significa el número de familias de juntas dentro del sitio de observación, (no el número de juntas observadas dentro de una gran área)			

Tabla 2-8 Factor de ajuste Co para el soporte en roca según sistema RMI. (Palmstrom A., 2000)

Orientación de las juntas (En relación al eje del túnel)				Valoración Co y Co _s
En hastiales		En techo	Término	
Para rumbos > 30°	Para rumbo < 30°	Para cualquier rumbo		
Buzamiento < 30°	Buzamiento < 20°	Buzamiento > 60°	Favorable	1.0
Buzamiento = 30° - 60°	Buzamiento = 20° - 45°	Buzamiento = 45° - 60°	Admisible	1.5
Buzamiento > 60°	Buzamiento = 45° - 60°	Buzamiento = 20° - 45°	Desfavorable	2.0
-	Buzamiento > 60°	Buzamiento < 20°	Muy desfavorable	3.0

Tabla 2-9 Factor de ajuste GW para el soporte en roca según sistema RMI. (Palmstrom A., 2000)

GW	Descripción para GW
1.0	Cuando el agua tiene baja influencia en la estabilidad
2,5	Cuando el agua tiene algo de influencia en la estabilidad
5.0	Cuando el agua tiene influencia significativa en la estabilidad

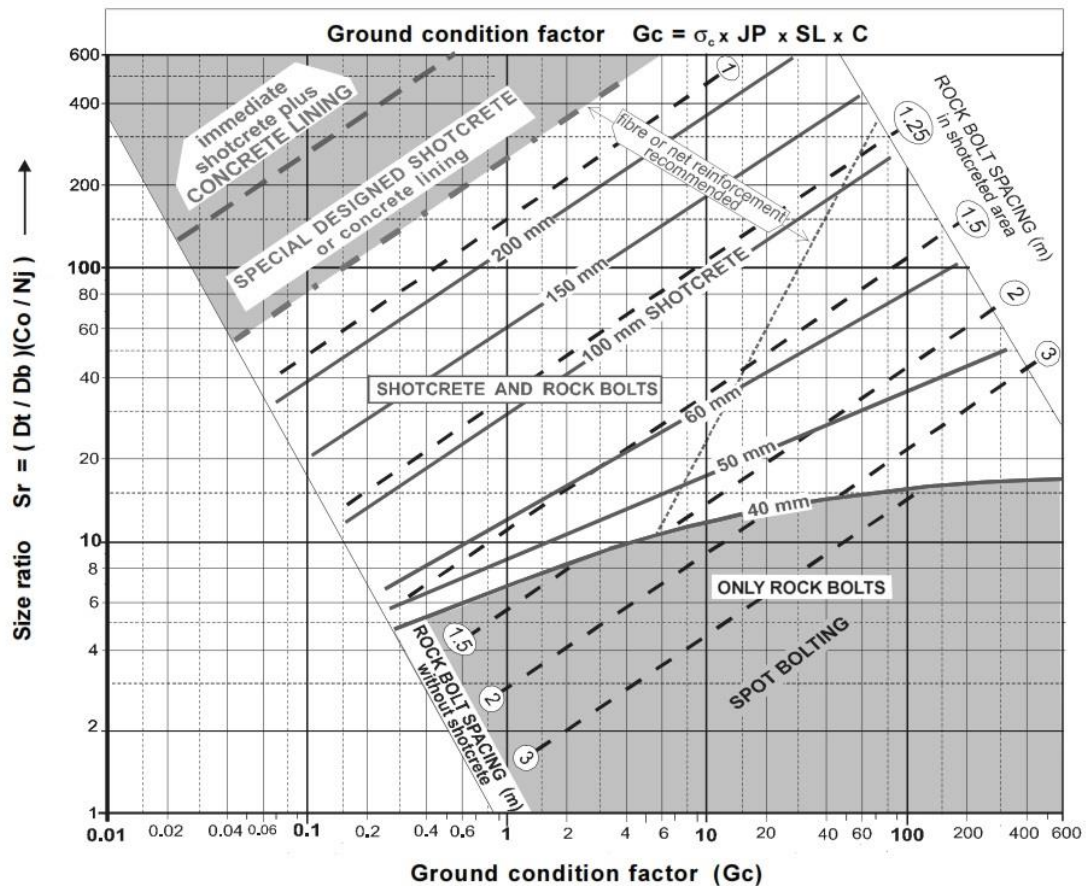


Figura 2-10 Abaco de soporte para macizos diaclasados. (Palmstrom A., 2000)

2.4.1.2. Macizos Continuos

Se tendrán macizos continuos cuando $CF < 3$ aproximadamente (roca masiva), en la cual dominan las propiedades de la roca intacta, y cuando $CF > 30$ aproximadamente (roca altamente diaclasada), donde el macizo se comporta como una masa material. En estos tipos de macizos la principal influencia en el comportamiento dentro de la excavación subterránea viene dada por las tensiones. Por lo tanto, se usa un factor de competencia (C_g), expresado como:

- En macizos rocosos masivos

$$C_g = \frac{RMi}{\sigma_\theta} = f_\sigma \cdot \frac{\sigma_c}{\sigma_\theta} \quad 2.16$$

Donde:

C_g : Factor de Competencia

RMi : Rock Mass Index, en [MPa]

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial del material intacto, en [MPa]

f_σ : Parámetro de masividad

σ_θ : Tensión tangencial aplicada en el macizo rocoso alrededor de la excavación, en [MPa]

- En macizos altamente Diaclasados

$$C_g = \frac{RMi}{\sigma_\theta} = JP \cdot \frac{\sigma_c}{\sigma_\theta} \quad 2.17$$

Donde:

C_g : Factor de Competencia

RMi: Rock Mass Index, en [MPa]

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial del material intacto, en [MPa]

JP: Parámetro de juntas

σ_θ : Tensión tangencial aplicada en el macizo rocoso alrededor de la excavación, en [MPa]

Se considera un macizo competente cuando se tienen $C_g > 1$, de otro modo, el macizo es considerado sobretensionado (incompetente). C_g es aplicado en el ábaco de soporte de macizos continuos, mostrado en la Figura 2-11

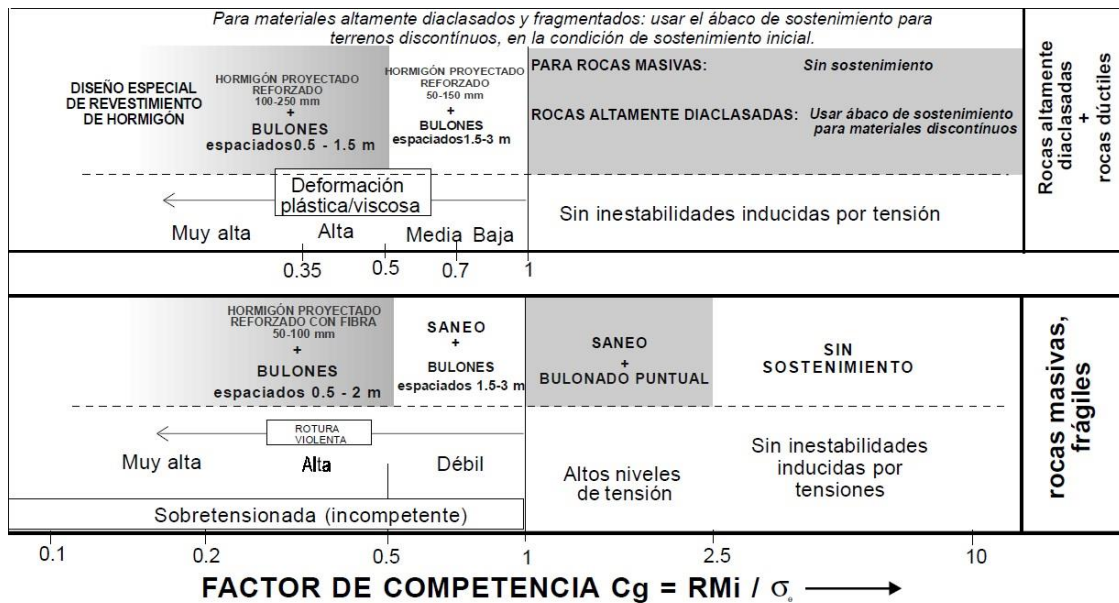


Figura 2-11 Abaco de soporte para macizos continuos. (Palmstrom A., 2000)

2.4.2. Ábacos de requerimiento de soporte

Los ábacos de soporte de las Figura 2-10 y Figura 2-11 indican la cantidad y tipos de soporte total estimado. Ellos están basados en experiencias de varios túneles y

otras excavaciones subterráneas realizadas mediante perforación y tronadura en Escandinavia.

Para obtener una buena caracterización del macizo rocoso y de las condiciones de macizo, es esencial adquirir un entendimiento de las condiciones geológicas del sitio, además de ser útil para seleccionar adecuadamente los valores de entrada para los cálculos de la calidad en función de la clasificación R_{Mi}. En este contexto debe tenerse en cuenta que los ábacos de soporte presentados en las Figura 2-10 y Figura 2-11, dada su base estadística, nunca podrán representar exactamente las condiciones del macizo investigado. Las múltiples variaciones que presenta el sitio investigado en la composición, propiedades, así como en la geometría, densidad y estructura del diaclasamiento, hacen muy difícil caracterizarlo con un simple, o unos pocos, parámetros. Además, el método de soporte R_{Mi}, incluye más parámetros sobre las condiciones del macizo y sobre los rasgos geométricos del sitio investigado, que muchos de los otros sistemas de clasificación para soporte de rocas.

2.5. Geological Strength Index (GSI)

El Geological Strength Index (GSI) es un sistema de caracterización de macizos rocosos que se ha desarrollado en la ingeniería de rocas para satisfacer la necesidad de definir datos fiables acerca de las características de los macizos rocosos, como aporte para los análisis numéricos complementarios para los diseños de túneles, taludes o fundaciones. La caracterización ocupa como base dos parámetros principales, el estado de fracturamiento y la calidad de las discontinuidades. Este criterio de obtención de información fue tomado gracias a la comparación hecha a sistemas de clasificación como RMR y Q. El GSI indica entonces la reducción de la resistencia de un macizo rocoso, con respecto a la roca intacta, para diferentes condiciones geológicas.

El índice y su uso para el criterio de falla de Hoek-Brown fue desarrollado por Hoek (1994) y presentado en Hoek et al. (1995) y Hoek and Brown (1997), pero hasta ese entonces seguía siendo una herramienta rígida, dirigida a macizos rocosos duros y equivalente al RMR. Desde 1998, Evert Hoek y Paul Marinos, extendieron el desarrollo del índice, desarrollando el sistema GSI a su forma actual, incluyendo macizos rocosos poco competentes, ver Figura 2-12.

Este índice está basado en una evaluación de la litología, estructura y el estado de las superficies de discontinuidad en el macizo rocoso, y su valor se estima en función de un examen visual al macizo rocoso expuesto en afloramientos, en excavaciones superficiales o en las caras del túnel. El GSI, mediante la combinación de los dos parámetros fundamentales de los procesos geológicos, la formación de bloques en el macizo y las condiciones de las discontinuidades, respeta las principales limitaciones que gobiernan una formación geológica. Es por lo tanto un índice geológicamente sólido que es fácil de aplicar en terreno.

Notar que se han hecho intentos por cuantificar el sistema GSI bajo la percepción de que *“los ingenieros se sienten más cómodos con números”*. Existen autores (Cai et al., 2004) interesados en generar estas cuantificaciones, pero deben ser aplicadas con precaución a fin de no perder la lógica geológica del sistema GSI. La cuantificación propuesta utiliza procesos relacionados con la frecuencia y orientación de las discontinuidades y se limitan a macizos rocosos en los que estos números pueden ser fácilmente medidos. Estas cuantificaciones no funcionan bien en tectónicas alteradas o macizos rocosos donde la fábrica ha sido destruida. En tales rocas, los autores recomiendan el uso del enfoque cualitativo original basado en la observación. Por lo tanto, el sistema de cuantificación propuesto sólo es válido en el rango de $35 < \text{GSI} < 75$, aproximadamente, cuando el comportamiento del macizo rocoso depende del deslizamiento y rotación de los bloques intactos, y donde la separación y el estado de las discontinuidades que definen los bloques controlan el comportamiento y no la resistencia de los bloques intactos. Cuando los bloques de roca intacta pueden fallar por sí solos, las cuantificaciones dejan de ser válidas.

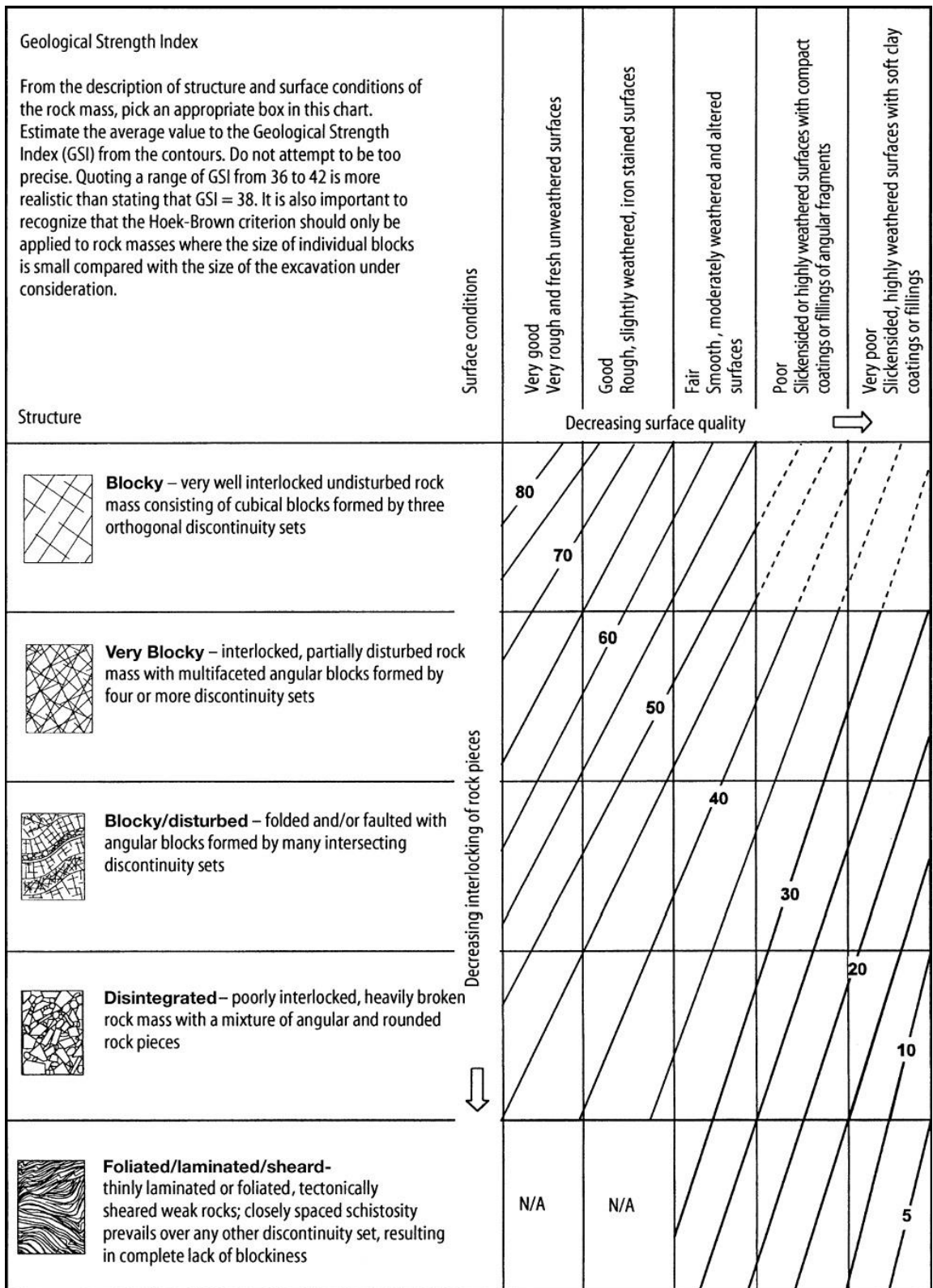


Figura 2-12 Cuadro de estimación del GSI a partir de observación geológica (Hoek, Marinos, & Benissi, 1998)

2.6. Aplicaciones de las clasificaciones geomecánicas

Desde el surgimiento de las clasificaciones geomecánicas Q y RMR a principios de los años 70, principalmente por su simpleza y facilidad de uso, estas han sido ampliamente aplicadas para la caracterización de la calidad del macizo rocoso y la definición de los requerimientos de soporte en términos de espesor de hormigón proyectado, largo y de pernos de anclaje y marcos de acero.

Dado que estos sistemas de clasificación ya tienen más de 40 años de existencia (RMR y Q), su aplicación, limitaciones y alcance, han sido objeto de discusión por una gran cantidad de autores e investigadores.

A continuación se destacan las principales referencias consideradas en este trabajo de título en sus distintas etapas, que consisten en trabajos realizados por Arild Palmstrom llamado *Combining the RMR, Q and RMI Classification Systems*, realizado el año 2009 y la investigación realizada por Ming Cai y otros autores, llamada *Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system*, realizada el año 2004.

Palmstrom (2009) propone una metodología para combinar los distintos *inputs* que utilizan los sistemas de clasificación geomecánica *Rock Mass Rating* (RMR), Q y *Rock Mass Index* (RMI), desarrollando un set de parámetros básicos que permiten, bajo ciertos supuestos, obtener la calidad del macizo rocoso en forma inmediata en los tres sistemas, sin la necesidad de usar correlaciones entre ellos.

Palmstrom (2009) hace una descripción de las metodologías usadas por las clasificaciones tanto para la obtención de sus valores representativos de calidad de macizos rocosos, como para la obtención de los requerimientos de soporte que proponen los sistemas. Además, establece las principales diferencias entre estos sistemas, a pesar de las similitudes en los parámetros de entrada ocupados por cada una. Estas diferencias pueden resumirse de la siguiente manera.

- Modo en que los sistemas combinan sus *inputs* para calcular la calidad del macizo

- RMR usa una sumatoria de los parámetros de entrada considerados.
- Q usa multiplicaciones y divisiones
- RMi usa una combinación de multiplicaciones y relaciones exponenciales.
- Los requerimientos de soporte son definidos de diferentes maneras:
 - RMR solo entrega una tabla con las medidas de soporte para un túnel de 10[m] de luz.
 - Q, se basa en un diagrama que correlaciona el valor de Q, las dimensiones del túnel y el tipo de uso.
 - RMi divide su estimación de soporte según macizos rocosos fracturados y macizos rocosos sobretensionados (continuos). En el primer caso se usa el valor de RMi y la relación geométrica del túnel (Diámetro del túnel y tamaño de bloque), en el segundo caso se usa el valor de RMi y la estimación de la tensión tangencial en el túnel.
- Q no considera la resistencia a la compresión de la roca intacta
- RMR no considera el efecto tensional (i.e. grado de utilización del macizo, estallido de rocas, squeezing, swelling)
- Los sistemas evalúan de distinta manera las zonas de debilidad en el macizo. RMR no posee un parámetro especial; Q aplica una clasificación basada en la composición y profundidad de la zona de debilidad; RMi usa el tamaño de la zona de debilidad.

El autor agrupa los parámetros usados por las clasificaciones bajo los siguientes criterios:

- Resistencia de la roca intacta
- Grado de fracturación del macizo
- Patrón de diaclasado
- Características de las diaclasas
- Condición de infiltración de agua
- Esfuerzos alrededor del túnel
- Zonas de debilidad

Palmstrom (2009) propone una planilla Excel de libre acceso y descargable desde www.rockmass.net que automatiza el cálculo de las clasificaciones geomecánicas y reúne los diagramas para la obtención de las cantidades de soporte propuestas por cada sistema. El autor utiliza dicho archivo Excel para estudiar dos ejemplos de macizos rocosos, uno moderadamente fracturado y otro altamente fracturado.

Finalmente Palmström compara los tres sistemas de clasificación, donde concluye la facilidad del cálculo de las calidades de un macizo rocoso en las tres clasificaciones de manera independiente. A pesar de la imprecisión respecto a las correlaciones existentes entre los sistemas de clasificación, que pueden llegar a $\pm 30-50\%$, Palmstrom (2009) establece que existe una mejor correlación entre los valores de Q con R_{Mi} y de RMR con R_{Mi}, por sobre Q y RMR donde la razón principal recae en la falta de consideración de la resistencia a la compresión del material intacto de roca en el sistema Q.

Respecto a las conclusiones generales de la investigación, se define lo siguiente:

- El uso de dos o más sistemas de clasificación generarán resultados mejores y más precisos.
- Es preferible la obtención independiente de las clasificaciones geomecánicas, por sobre la estimación de una clasificación en función de la otra mediante el uso de correlaciones.
- Las clasificaciones geomecánicas usadas funcionan mejor para macizos rocosos parcialmente fracturados y existe validez en las correlaciones existentes para describir el grado de fracturación mediante los parámetros usados por las clasificaciones (RQD, volumen de bloque, espaciamiento de diaclasas, etc.). Obviamente, es mejor obtener datos para cada uno de los parámetros del grado de fracturación.
- Se recomienda el uso de las clasificaciones geomecánicas por usuarios experimentados, con conocimiento práctico sobre geología e ingeniería subterránea.

- Respecto a los requerimientos de soporte, el sistema RMI es más exigente, indicando la necesidad de más soporte, principalmente en lo relativo a los espesores de shotcrete.
- Es importante considerar siempre que las metodologías empíricas usan valores promedio, por lo que se debe tener en cuenta la variabilidad de los parámetros en términos individuales y espaciales, de tal modo de determinar la condición que efectivamente controlará el comportamiento de la excavación. El uso de valores promedio también debe ser considerado al definir cantidades de soporte.

Cai et al. (2004) destacan la necesidad de obtener parámetros y características de los macizos rocosos en las etapas tempranas del diseño, cuando no existen ensayo *in-situ* y destacan el uso práctico de las clasificaciones geomecánicas para caracterizar y definir las propiedades los macizos rocosos. Destacan además la clasificación geomecánica GSI, por ser un sistema que permite relacionarlo directamente con los parámetros que intervienen en el criterio de falla de Mohr-Coulomb, Hoek-Brown, y en la determinación del módulo de elasticidad del macizo rocoso, entre otros. Sin embargo, la aplicación del GSI es criticada por varios autores, debido a ser un índice muy genérico y subjetivo, que requiere mucha experiencia por parte de sus usuarios, en particular en el caso de macizos más complejos.

Se presenta en esta investigación un planteamiento cuantitativo para asistir en la determinación del índice GSI, usando el volumen de bloque y el *Joint Condition Factor* como parámetros cuantitativos de las propiedades del macizo rocoso. La intención de estas inclusiones es disminuir la dependencia respecto de la experiencia de sus usuarios sin disminuir su simpleza, dando *inputs* cuantitativos para *outputs* cuantitativos.

Los parámetros de entrada son el volumen de bloque y el *Joint Condition Factor* (Jc) definidos en las relaciones 2.18 y 2.19, respectivamente.

$$Vb = \frac{S1 \cdot S2 \cdot S3}{\sin \gamma_1 \cdot \sin \gamma_2 \cdot \sin \gamma_3} \quad 2.18$$

Donde:

Si: Espaciamiento de las diaclasas

γ_i : Ángulo entre las diaclasas

$$Jc = \frac{Jw \cdot Js}{Ja} \quad 2.19$$

Donde:

Jw: Factor de ondulación de gran escala

Js: Factor de ondulación de pequeña escala

Ja: Factor de alteración de las diaclasas

Los autores seleccionan cinco muestras de valor de GSI usando los planteamientos propuestos en la investigación y los comparan con los valores de GSI obtenidos a partir de distintas fuentes; dos casos de la tesis doctoral de Palmström (Casos 1 y 2), el mapeo de dos minas en Canadá (Casos 3 y 4) y el diseño del *Gjovik Olympic Hall*, en Noruega (Caso 5), cuya representación se muestra en la Figura 2-13.

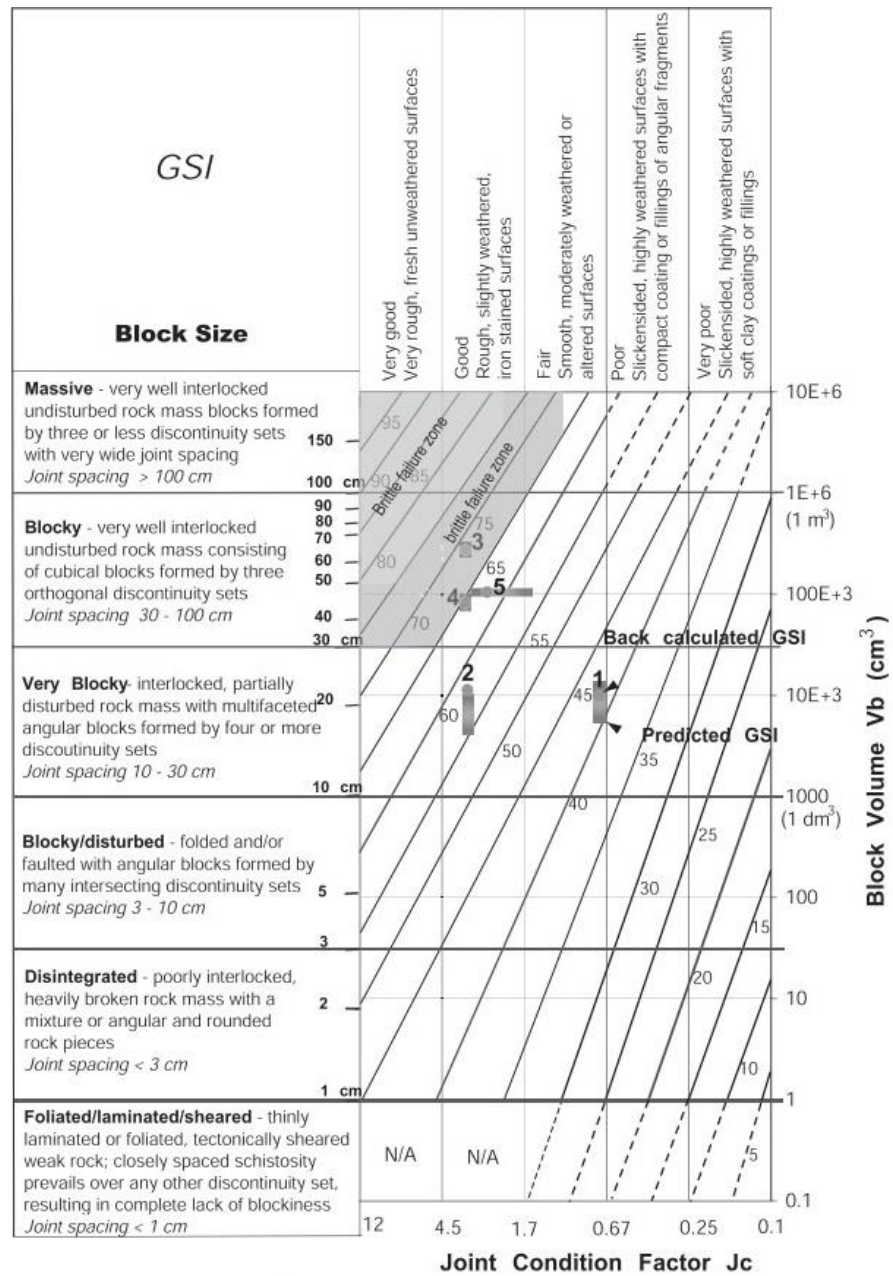


Figura 2-13 Diagrama GSI con ejes numerados y resultados de la investigación. (Cai et al., 2004)

A partir de los resultados, los autores destacan la proximidad entre los valores de GSI obtenidos de los antecedentes de los casos seleccionados y los valores calculados usando las definiciones de volumen de bloque y *Joint Condition Factor* (J_c), entregándole validez a las proposiciones hechas como cuantificación de los ejes del diagrama GSI.

CAPÍTULO 3 DEFINICIÓN DE ESCENARIOS

3.1. Introducción

El comportamiento de la excavación de un túnel es función de sus condiciones de borde específicas, incluyendo la sección y forma del túnel, las propiedades del macizo rocoso y del campo de esfuerzos. Para efectos de este trabajo, los escenarios analizados se limitarán a condiciones de fracturamiento bajas a medias, y condiciones de esfuerzo bajas a intermedias, que para efectos del diagrama de GSI corresponden a las descripciones *blocky* y *very blocky*. Respecto a las descripciones de calidad de la superficie de contacto de las diaclasas presentes en el macizo, el estudio abarca todo el espectro de posibilidades presentes en el diagrama de GSI, pasando desde *very good* hasta *very poor*. Adicionalmente, se estableció la restricción de no tomar configuraciones donde se tengan valores de GSI mayores a 75, ya que el trabajo realizado por Cai et al. (2004) se basa en macizos rocosos donde el comportamiento este controlado por el deslizamiento y rotación de los bloques constituyentes del macizo, además de la separación y estado de las superficies de las discontinuidades que definen dichos bloques.

3.2. Criterios de selección de escenarios

En la Figura 3-1 se muestra el área considerada en el alcance del trabajo. El diagrama corresponde al entregado por Cai et al. (2004), donde se propone una cuantificación de los ejes de entrada para el diagrama de GSI, considerando el Joint Condition Factor (Jc) en el eje de las abscisas y el Block Volume (Vb) en las ordenadas.

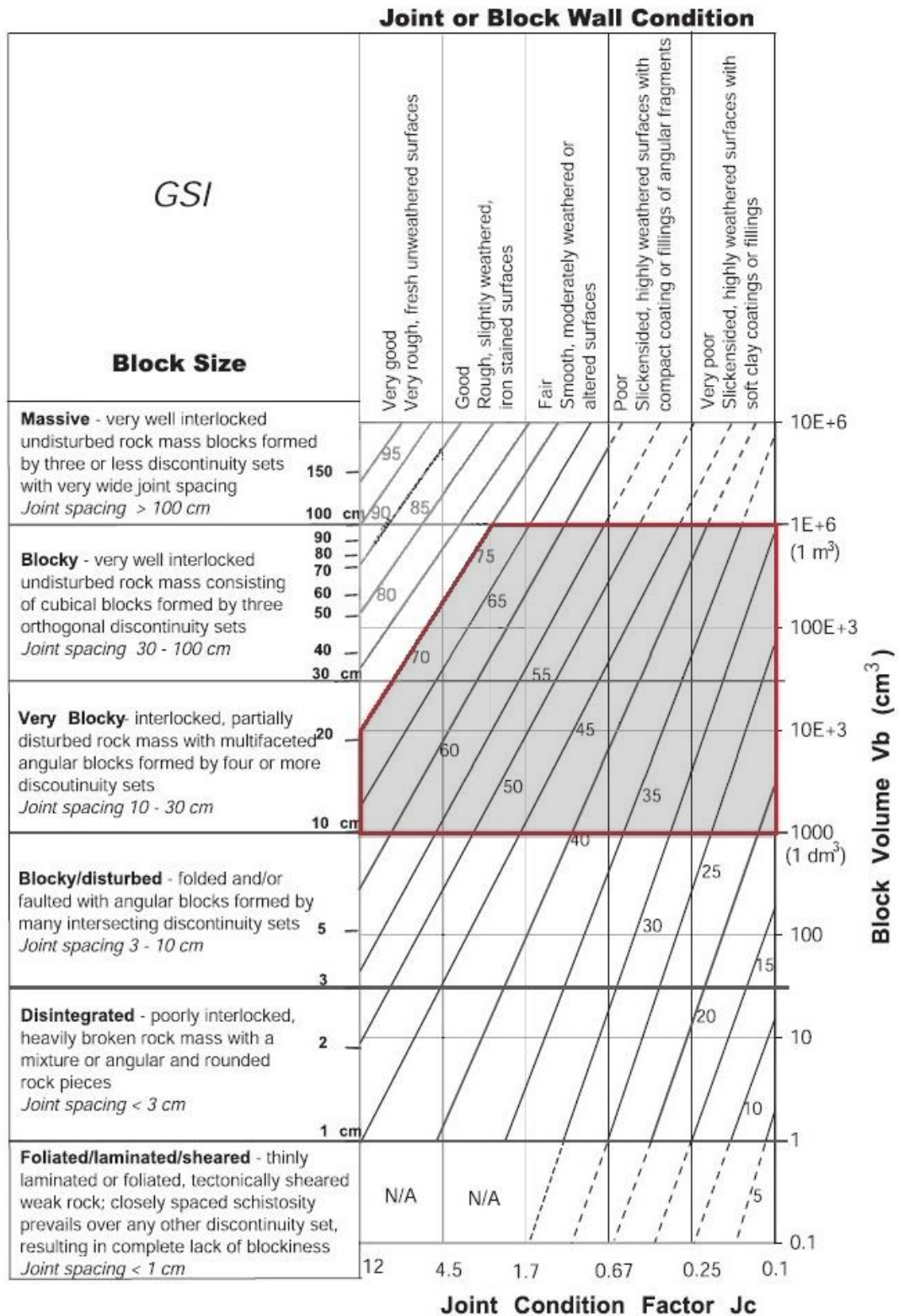


Figura 3-1 Diagrama de GSI, con la cuantificación de los ejes propuesta por (Cai et al., 2004)

Habiendo definido los rangos de Block Volume (V_b) y Joint Condition Factor (J_c), es posible definir los pares ordenados (J_c, V_b) sobre los cuales se sentará la investigación. El objetivo es establecer la cantidad necesaria de pares ordenados tal

que se cubra toda el área previamente definida, y obtener la mayor cantidad de configuraciones posibles para los macizos rocosos estudiados.

Se muestra a continuación la Figura 3-2, donde quedan definidos los pares ordenados y sus respectivos códigos (A₁, A₂... A₅; B₁, B₂... B₅ y C₁, C₂... C₅) para posterior identificación.

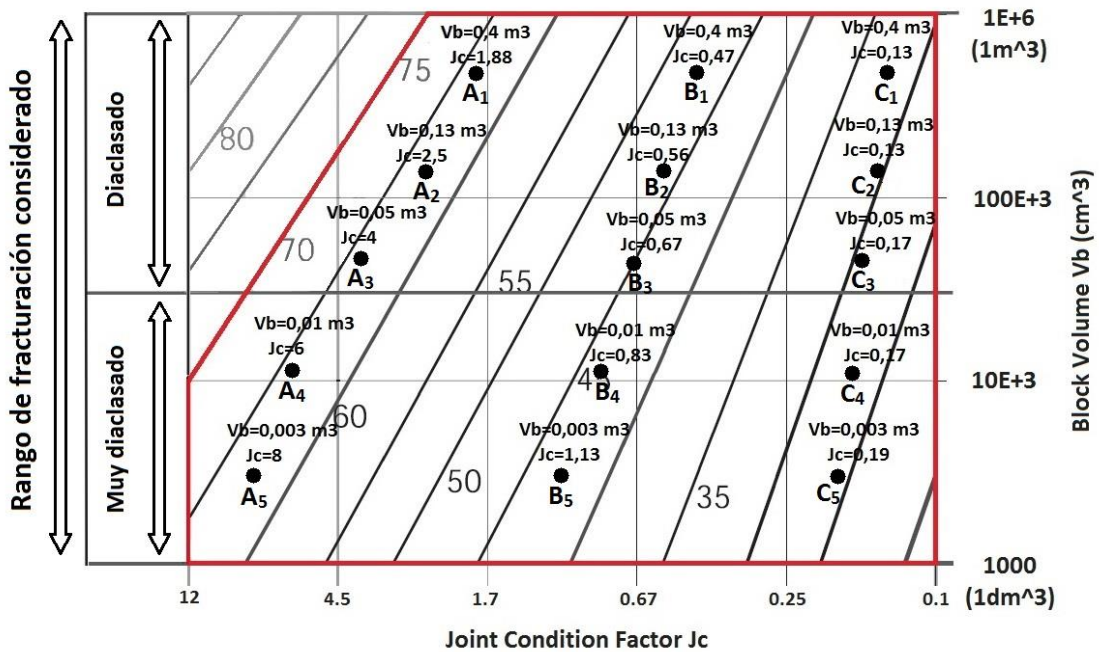


Figura 3-2 Pares ordenados de Jc y Vb para la definición de los escenarios estudiados.

Tabla 3-1 Valores de Jc y Vb para los escenarios definidos en el diagrama de GSI

Escenarios	Joint Condition Factor	Block Volume [m ³]	GSI
A ₁	1,88	0,4	64
A ₂	2,50	0,13	63
A ₃	4,00	0,05	64
A ₄	6,00	0,01	64
A ₅	8,00	0,003	63
B ₁	0,47	0,4	48
B ₂	0,56	0,13	46
B ₃	0,67	0,05	45
B ₄	0,83	0,01	44
B ₅	1,13	0,003	43
C ₁	0,13	0,4	33
C ₂	0,13	0,13	31
C ₃	0,17	0,05	29
C ₄	0,17	0,01	28
C ₅	0,19	0,003	26

De esta forma, combinando diferentes tamaños de bloque con diferentes grados de alteración se obtiene que:

- A₁ ~ A₂ ~ A₃ ~ A₄ ~ A₅ → GSI ~ 63-64
- B₁ ~ B₂ ~ B₃ ~ B₄ ~ B₅ → GSI ~ 43-48
- C₁ ~ C₂ ~ C₃ ~ C₄ ~ C₅ → GSI ~ 26-33

Las clasificaciones geomecánicas utilizadas en el estudio trabajan con una serie de parámetros que fueron explicados en la sección 1, A pesar de eso el trabajo propuesto por Cai et al. (2004) considera J_c y V_b donde el parámetro J_c que queda descrito según la ecuación 3.1.

$$J_c = \frac{J_w \cdot J_s}{J_a} \quad 3.1$$

Donde:

J_w: Factor de ondulación de gran escala.

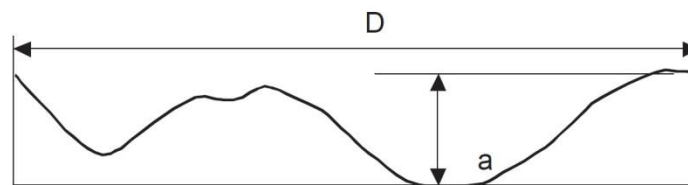
J_s: Factos de suavidad de pequeña escala.

J_a: Factor de alteración de la junta.

En las Tabla 3-2, Tabla 3-3 y Tabla 3-4 se describen los parámetros J_w, J_s y J_a.

Tabla 3-2 Descripción de la ondulación a gran escala. (Cai et al., 2004)

Waviness terms	Undulation	J _w
Interlocking (large-scale)	<div style="display: flex; align-items: center; justify-content: center;"> <div style="margin-right: 10px;">> 3%</div> <div style="margin-right: 10px;">0.3 - 3%</div> <div style="margin-right: 10px;"><0.3%</div> </div>	3
Stepped		2,5
Large undulation		2
Small to moderate undulation		1,5
Planar		1
For filled joints		1



$$\text{Undulation} = a/D$$

D - length between maximum amplitudes

Figura 3-3 Medición de la ondulación para J_w

Tabla 3-3 Descripción suavidad en pequeña escala para factor Js. (Cai et al., 2004)

Smoothness terms	Description	Js
Very rough or interlocking	Near vertical steps and ridges occur with interlocking effect on the joint surface	3
Rough or irregular	Some ridge and side-angle are evident; asperities are clearly visible; discontinuity surface feels very abrasive (rougher than sandpaper grade 30)	2
Slightly rough	Asperities on the discontinuity surface are distinguishable and can be felt (like sandpaper grade 30–300)	1,5
Smooth	Surface appear smooth and feels so to touch (smoother than sandpaper grade 300)	1
Polished	Visual evidence of polishing exists. This is often seen in coating of chlorite and specially talc	0,75
Slickensided	Polished and striated surface that results from sliding along a fault surface or other movement surface	0,5
For filled joints	-	1

Tabla 3-4 Descripción del parámetro Joint Alteration Factor Ja. (Cai et al., 2004)

	Term	Description	Ja	
Joint weathering	Healed or welded joints	Softening, impermeable filling (quartz, epidote, etc.)	0,75	
	Unweathered, fresh joint walls	No coating or filling on joint surface, except for staining	1	
	Slightly to moderate weathered joint walls (coloured, stained)	The joint surface exhibits one class higher alteration than the rock	2	
	Highly weathered / Altered joint wall (no loose material)	The joint surface exhibits two class higher alteration than the rock	4	
	Coating of friction materials (silt, sand, etc.)	Coating of frictional material without clay	3	
	Decomposed / Coating of cohesive materials (clay, chlorite, etc.)	Coating of softening and cohesive minerals	4	
	Filled joints	-	-	
Joint infilling	<i>For filled joints</i> → <i>(t = joint thickness)</i>		t < 5mm	t > 5mm
	No filling	-	-	-
	Friction materials (silt, sand, etc.)	Filling of frictional material without clay	4	8
	Hard, cohesive materials (clay, talc, chlorite)	"Hard" filling of softening and cohesive materials	6	8
	Soft, cohesive materials (soft clay)	Medium to low over-consolidation of filling	8	12
	Swelling clay materials	Filling material exhibits swelling properties	10	18

De acuerdo a la ecuación 3.1 y a los valores de Jc de la Tabla 3-1, se deben obtener los valores de Jw, Js y Ja tales de obtener el valor de Jc definido en el diagrama GSI, las combinaciones para obtener esos Jc son mostradas en la Tabla 3-5.

Tabla 3-5 Combinaciones de Js, Jw y Ja para obtener Jc

Punto	Jc	Valores convenientemente asumidos		
		Js	Jw	Ja
A ₁	1,88	1,5	2,5	2,0
A ₂	2,50	2,0	2,5	2,0
A ₃	4,00	2,0	2,0	1,0
A ₄	6,00	2,0	3,0	1,0
A ₅	8,00	3,0	2,0	0,8
B ₁	0,47	0,8	2,5	4,0
B ₂	0,56	1,5	1,5	4,0
B ₃	0,67	1,0	2,0	3,0
B ₄	0,83	1,0	2,5	3,0
B ₅	1,13	1,5	3,0	4,0
C ₁	0,13	1,0	1,0	8,0
C ₂	0,13	0,5	1,0	4,0
C ₃	0,17	1,0	1,0	6,0
C ₄	0,17	1,0	1,0	6,0
C ₅	0,19	0,8	1,0	4,0

Se debe tener en cuenta que dentro del sistema de clasificación R_{Mi} existe el factor de condición de la junta, definido en la ecuación 2.9, si bien este factor y el definido en la ecuación 3.1, reciben igual nombre, estos no están definidos de la misma manera, aun cuando tienen gran similitud, en la ecuación 3.2 se muestra la relación entre ellos, para evitar confusiones.

$$jC = \frac{jL \cdot jR}{jA} = \frac{jL \cdot Js \cdot Jw}{Ja} = jL \cdot Jc \quad 3.2$$

Donde:

jC y Jc: Factor de condición de la junta.

jL: Factor de tamaño de la junta.

jR: Factor de rugosidad de la junta.

jA=Ja: Factor de alteración de la junta.

Js: Factos de ondulación de pequeña escala.

Jw: Factor de ondulación de gran escala.

Notar de la ecuación 3.2 que se tiene la siguiente relación para los parámetros de rugosidad y ondulación de pequeña y gran escala

$$jR = Js \cdot Jw \quad 3.3$$

El valor de Vb puede obtenerse a partir de Jv según la relación 3.4.

$$Vb = \beta \cdot Jv^{-3} \quad 3.4$$

Donde:

β : Factor de forma de bloque, cuyo valor común es $\beta=36$. (Palmstrom A., 2005).

Jv: Número volumétrico de juntas.

El valor del diámetro del bloque se obtiene a partir del volumen de bloque usando la relación 3.5.

$$Db = \frac{\beta_o}{\beta} \sqrt[3]{Vb} \quad 3.5$$

Donde

β_o : Constante de forma de bloque, $\beta_o=27$

Además, es posible relacionar el valor de Vb y RQD, compatibilizando las ecuaciones 2.3 y 3.4.

Por otra parte, el parámetro Jv es una cuantía de la cantidad de juntas que interceptan un volumen determinado (1 m^3) en función de la observación en terreno. Se puede obtener este valor a partir de los espaciamientos de cada familia de diaclasas (Palmstrom, 2005), según la ecuación 3.6.

$$Jv = \frac{1}{S1} + \frac{1}{S2} + \frac{1}{S3} + \dots + \frac{1}{Sn} + \frac{Nr}{5\sqrt{A}} = \sum_{i=1}^n \frac{1}{Si} \quad 3.6$$

Donde:

Si: Espaciamiento de la familia i

Nr: Número de familias random.

A: Área de análisis.

Se puede desprender desde el valor de Jv, un valor de espaciamiento representativo del conjunto de familias de diaclasas presentes en el área de interés. Obtenido de la relación 3.7.

$$\bar{s} = \frac{1}{Jv}$$

3.7

Como resumen de las condiciones dimensionales para los bloques, se muestra la Tabla 3-6 con los valores de los parámetros asociados a cada uno de los cinco volúmenes de bloque usados para esta investigación. El volumen de bloque se obtiene de la ecuación 3.4, el diámetro de bloque, a partir de la ecuación 3.5, el valor de RQD se obtiene a partir de J_v usando la ecuación 2.3 y el espaciamiento promedio desde la ecuación 3.7.

Tabla 3-6 Parámetros dimensionales para bloques en rango estudiado.

Escenarios	Vb [m ³]	Db [cm]	Jv [Juntas/m]	RQD [%]	Espaciamiento promedio [m]
A ₁ , B ₁ , C ₁	0,40	55	4,5	99	0,22
A ₂ , B ₂ , C ₂	0,13	38	6,5	94	0,15
A ₃ , B ₃ , C ₃	0,05	28	9,0	88	0,11
A ₄ , B ₄ , C ₄	0,01	17	15,0	73	0,07
A ₅ , B ₅ , C ₅	0,003	11	22,0	55	0,05

Los diámetros de bloque mostrados en la Tabla 3-6 son calculados con la ecuación 3.5 y no son coincidentes con los diámetros de bloque mostrados por Cai et al. (2004), quien utiliza una versión simplificada de la ecuación 3.5, donde no se ocupan los factores de forma de bloque (β_o y β) y el diámetro es obtenido directamente de la raíz cúbica del volumen, es decir, el autor considera los bloques perfectamente cúbicos. En este trabajo, se ha considerado valores correspondientes a bloques ligeramente alargados o planos, con una relación entre sus lados mayor y menor entre 2 y 5 veces.

Finalmente, respecto a las definiciones y los valores que se pueden obtener a partir de definir un punto sobre el diagrama de GSI publicado por Cai et al. (2004), teniendo los valores de Vb para cada punto del diagrama, Palmstrom (2012) propone la siguiente estimación del número de diaclasas presentes en función del valor de volumen de bloque.

Tabla 3-7 Número de familias de diaclasas estimadas a partir del volumen de bloque. (Palmstrom A., 2012)

Block Volume [m ³]	Possible number of joint sets
15 or more	No or few joints
5 - 15	1 joint set
1 - 5	1 joint set + random joints
0,1 - 1	2 joint sets
0,01 - 0,1	2 joint sets + random joints
0,001 - 0,01	3 joint sets
0,0001 - 0,001	3 joint sets + random joints
0,00001 - 1E-04	4 joint sets or more; heavily jointed

3.3. Variación de parámetros

Para lograr definir un valor en cada una de las clasificaciones geomecánicas existen una serie de parámetros representativos de las características de los macizos rocosos propuestos para la investigación. En la Tabla 3-8 se enlistan aquellos conceptos de interés y que tienen una representación en función de un parámetro dentro de las clasificaciones. Debe destacarse que no todos los conceptos están representados en cada clasificación, es decir, hay conceptos geomecánicos que aplican solo a alguna de las clasificaciones.

Tabla 3-8 Listado de conceptos de interés en la definición de escenarios

Características del Macizo Rcoso	Parámetro de entrada	
Grado de fracturación	<i>B1</i>	Rock Quality Designation (RQD)
	<i>B2</i>	Volumen de bloque (<i>V_b</i>)
	<i>B3</i>	Número volumétrico de juntas (<i>J_v</i>)
	<i>B4</i>	Espaciamiento de juntas
Características del Macizo Rcoso	<i>C1</i>	Forma de bloque
	<i>C2</i>	Número de juntas
	<i>C3</i>	Orientación de familia principal
Rugosidad de las juntas	<i>D1</i>	Suavidad de las juntas
	<i>D2</i>	Ondulación de las juntas
Alteración / Condición de las juntas	<i>D3</i>	Meteorización de las juntas
		Relleno de las juntas
Otros	<i>D4</i>	Largo de juntas
	<i>D5</i>	Separación de las juntas
	<i>E</i>	Presencia de agua infiltrada
	<i>F1</i>	Nivel de tensión
Esfuerzo en roca	<i>F2</i>	Nivel de esfuerzos
		Razón de esfuerzos / Capacidad suelo

A partir de los parámetros definidos en la sección 3.2 y teniendo en cuenta los pares ordenados definidos sobre el diagrama de GSI, es posible reconocer que al considerar un par ordenado de (J_c, V_b) , quedan definidos los parámetros $B_1, B_2, B_3, B_4, C_2, D_1, D_2$ y D_3 . Y por lo tanto, basta con definir los parámetros restantes para obtener un set de características de macizo rocoso con las cuales poder entregar el valor de cada una de las tres clasificaciones geomecánicas de interés.

3.3.1. Forma de bloque

A partir de los trabajos de Palmstrom (1995) el valor asignado para la forma de bloque considerada en este trabajo será $\beta=36$, que corresponde al valor común usado para este parámetro a la hora de representar la forma de los bloques en el macizo rocoso (Palmstrom A., 2005). Este valor corresponde a bloques ligeramente alargados o planos, con una relación entre sus lados mayor y menor entre 2 y 5 veces.

Tabla 3-9 Representación de forma de bloque según β . (Palmstrom A., 1995)

Forma de bloque	Relación lado más largo y más corto	Rango	Valor usado
Cubical blocks (or compact blocks)	1 - 2	27-32	27
Slightly long or flat blocks	2 - 5	32-50	36
Moderately long or flat	5 - 12	50-100	75
Very long or flat blocks	12 - 70	100-500	250
Extremely long or flat blocks	> 70	>500	750

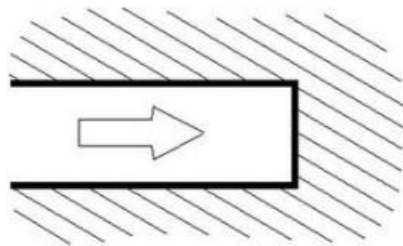
3.3.2. Orientación de la familia de diaclasas principal

La orientación de las diaclasas en una estructura subterránea tiene gran influencia en el comportamiento del macizo rocoso, principalmente en su proceso constructivo, pues dependiendo de sus orientaciones, puede favorecer la estabilidad de la estructura o perjudicarla en función de la configuración de bloques generada. Las familias de diaclasas y sus orientaciones respectivas definirán la existencia de cuñas o bloques con capacidad de sufrir deslizamientos y desprenderse, lo que influye de gran manera en el diseño y construcción del túnel. Ante esta situación, esta variable del problema será estudiada con mayor profundidad, considerando una variación de las orientaciones en tres categorías, *favourable*, *fair* y *unfavourable* para cada par ordenado definido en el diagrama GSI de la Figura 3-2, cuyas configuraciones respecto

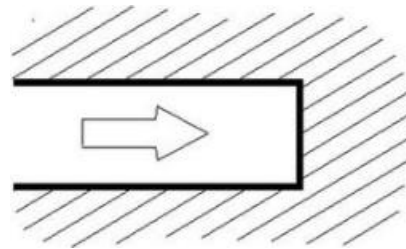
a rumbos y manteos de las familias, quedan descritas en la Tabla 3-10 obtenida de la clasificación RMR. Para efectos del presente trabajo, se consideran solo familias de discontinuidades con rumbo perpendicular al eje del túnel. Las combinaciones consideradas son indicadas en color gris en la Tabla 3-10.

Tabla 3-10 Descripción de categorías para orientación de familia principal de diaclasas, según rumbos y manteos.

Efecto de la orientación del rumbo y manteo en las discontinuidades en el túnel			
Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Avance a favor del manteo Manteo 45 - 90°	Avance a favor del manteo Manteo 20 - 45°	Manteo 45 - 90°	Manteo 20 - 45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Medio
Avance contra el manteo Manteo 45-90°	Avance contra el manteo Manteo 20-45°	Manteo 0-20 – Independiente del Rumbo	
Medio	Desfavorable	Medio	



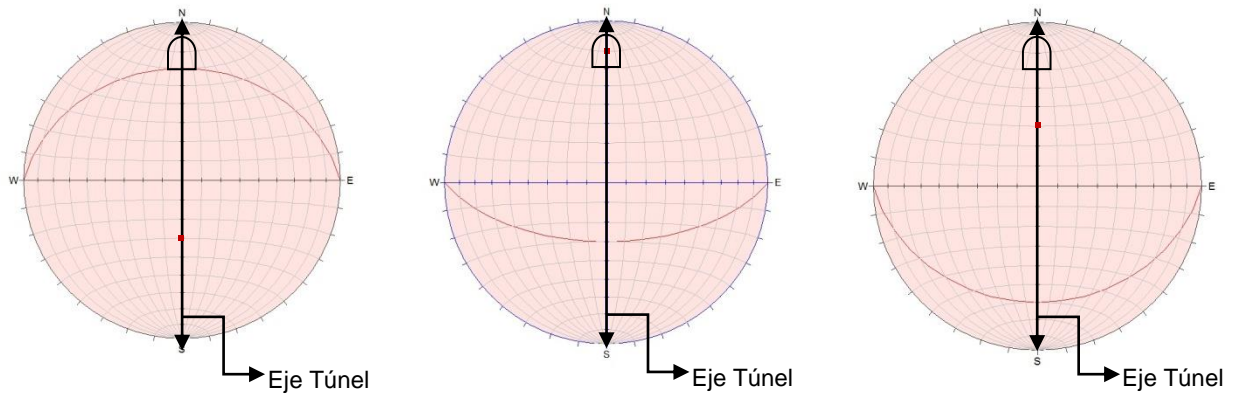
Avance a favor del manteo



Avance contra el manteo

Figura 3-4 Dirección de avance respecto manteo de discontinuidades

Para las categorías seleccionadas respecto a orientación de las familias de diaclasas principales, se muestran en la Figura 3-5 las tres configuraciones en una red de Schmidt (hemisferio inferior) donde el eje del túnel queda orientado de la dirección Norte-Sur. Notar que las consideraciones para la orientación de la familia principal de diaclasas establecen que el rumbo debe ser medido respecto al eje del túnel y no necesariamente a la dirección Norte-Sur.



Favourable

Fair

Unfavourable

Figura 3-5 Condición *Favourable*, *Fair* y *Unfavourable* para la familia principal de diaclasas.

A modo resumen, la Tabla 3-11 muestra los rumbos y manteos (Strike y Dip, respectivamente) para cada una de las tres condiciones consideradas en este estudio.

Tabla 3-11 Rumbos y manteos para las orientaciones de la familia principal de diaclasas en cada categoría.

Condición	Strike [°]	Dip Direction [°]	Dip [°]
Favourable - a	270	0	30
Fair - b	90	180	60
Unfavourable - c	90	180	30

3.3.3. Largo de juntas

El largo de las juntas o su persistencia, corresponde a la magnitud de una de las dimensiones del plano definido por la diaclasa y puede entenderse como el nivel de profundidad de las diaclasas que se presentan en los proyectos subterráneos. Para el caso de esta investigación, se asumen persistencias de diaclasas entre los 3 y 10 metros, que corresponden a la categoría *Medium joint* en la descripción de largo de juntas ocupado por las clasificaciones geomecánicas, mostrado en la Tabla 3-12

Tabla 3-12 Categorías de largo de juntas en macizo rocoso. (Palmstrom A., 2012)

Joint Length	Length [m]
Crack (irregular break)	< ~0.3m
Parting (very short, thin joint)	< 1m
Very short joint	0.3 – 1m
Short joint	1 – 3m
Medium joint	3 – 10m
Long joint	10 – 30m
Filled joint, seam or shear	> 10m

3.3.4. Separación o apertura de las juntas

La apertura de las juntas, más allá de su condición de relleno, es una variable parcialmente considerada por las clasificaciones geomecánicas estudiadas, ya que sólo la clasificación RMR tiene un parámetro directamente asociado a este valor, mientras que Q y RMI no lo consideran. Ante la variabilidad presente en el macizo acerca de ésta condición para las diaclasas, éste parámetro se variará en cuatro estados para cada uno de los pares ordenados (Jc, Vb) definidos en el diagrama GSI, tal como son indicados en color gris en la Tabla 3-13.

Tabla 3-13 Categorías de apertura de diaclasas. (Palmstrom A., 2012)

Joint separation or aperture	Separation or Aperture
Very tight - None	0 mm
Tight	A < 0.1mm
Moderately open	0.1 – 0.5mm
	0.5 - 1mm
Open	1 – 2.5mm
	2.5 - 5mm
Very open	5 - 10mm
	10 - 25mm

En la Tabla 3-13 se muestran las categorías definidas para la clasificación RMR, que para el alcance de esta investigación, serán consideradas las opciones *Tight*, *Moderately open*, *open* y *very open*.

3.3.5. Presencia de agua infiltrada

Para las consideraciones ocupadas en esta investigación, las condiciones para los macizos rocosos respecto a la presencia de agua infiltrada serán condiciones secas o de poca infiltración (<5l/min), de tal modo que el agua no sea un factor que afecte el comportamiento de la excavación. Todo esto en función de respetar las definiciones generales para los escenarios, donde se buscan macizos controlados más por su estructura que por la condición de fuerzas activas (presión de roca o agua).

Tabla 3-14 Categorías para el flujo de agua en el túnel. (Palmstrom A., 2012)

Ground Water	Inflow to tunnel	Water pressure
Dry	no water inflow	$p_w < 1 \text{ kg/cm}^2$
Damp		
Wet	inflow < 10 litres/min	1 - 2.5 kg/cm ²
Dripping	10 - 25 litres/min	2.5 - 10 kg/cm ²
Gushing /outwashing	25 - 125 litres/min	
Flowing, decaying	inflow > 125 litres/min	$p_w > 10 \text{ kg/cm}^2$
Heavily flowing, without noticeable decay		

Puede observarse en la Tabla 3-14 la categoría seleccionada para la investigación, con una condición *Dry*, flujo de agua nulo (*No water inflow*) y presión de agua menor a 1Kg/cm².

3.3.6. Nivel de tensión, estallidos y squeezing

Según lo descrito con anterioridad, los niveles de esfuerzo presentes en los macizos rocosos considerados en la investigación serán de bajos a intermedios, por lo tanto no existirán en la estructura situaciones como las descritas en la segunda sección de la Tabla 3-15, es decir estallidos de roca o squeezing, que corresponden a situaciones de sobreesfuerzo en el macizo. El parámetro para el nivel de tensiones queda definido según la primera sección de la Tabla 3-15 y su categoría *Medium stress level*. Que a partir de las definiciones hechas por Palmstrom (2009), suponen un estado tensional descrito por $\sigma_c/\sigma_1 \in [200 - 10]$ o por $\sigma_\theta/\sigma_c \in [0,01 - 0,3]$, un *Stress Reduction Factor* (SRF)=1 para la clasificación Q y SL=1 para la clasificación RMi.

De esta forma, el espectro de análisis ha sido definido de tal forma que las condiciones de esfuerzos no interfieran en la valoración de los índices (ej. SRF=1 y Jw =1 en el sistema Q; A5=15 en RMR; GW=1 y SL=1 en RMi).

Tabla 3-15 Categorías para las tensiones en el macizo rocoso. (Palmstrom A., 2012)

Stress level; stresses below rockmass strength		
Stresses below rock mass strength ($\sigma_q < \sigma_{cm}$)	Very low stress level (in portals)	
	Low stress level	
	Medium stress level	
	High stress level	
Overstressing; stresses exceed rockmass strength		
Overstressing ($\sigma_q > \sigma_{cm}$) in massive, brittle rock	Moderate slabbing	after >1 hr
	Slabbing and rock burst	after few minutes
	Heavy rock burst	
Overstressing in deformable rock mass	Mild squeezing	
	Heavy squeezing	

Finalmente la Tabla 3-16 muestra el resumen con todas las consideraciones hechas para esta investigación, además de los parámetros considerados por cada sistema para la evaluación de la calidad y de los requerimientos de soporte.

Tabla 3-16 Resumen consideraciones para la investigación y parámetros considerados por cada sistema de clasificación.

Parámetros de entrada		Condición del parámetro	Parámetros en sistemas		
			RMR	Q	RMi
Túnel	Luz de túnel [m]	10 [m]	Luz	Luz	Dt
	Uso posterior del túnel	Túnel carretero o ferroviario	-	ESR	-
Roca Intacta	Resistencia a la compresión de la roca intacta	$\sigma_c = 100$ [Mpa]	A1	-	σ_c
Grado de Fracturamiento	Rock Quality Designation (RQD)	Función de Vb; RQD = 99 / 94 / 88 / 73 / 55	A2	RQD	-
	Volumen de bloque	Vb = 0,4 / 0,13 / 0,05 / 0,01 / 0,003 [m ³]	-	-	Vb
	Espaciamiento de diaclasas	Función de Vb; $\bar{S} = 0,22 / 0,15 / 0,11 / 0,07 / 0,05$ [m]	A3	-	-
Patrón de Diaclasas	Factor de forma de bloque	$\beta = 36$; Bloques ligeramente alargados o planos	-	-	β
	Número de familias de diaclasa	Función de Vb 2 familias / 2 familias + random / 3 familias	-	Jn	Nj
	Orientación de la familia principal de diaclasas	Favorable / Media / Desfavorable	B	-	Co
Características de las diaclasas	Factor de condición de diaclasas "Joint Condition Factor"	Obtenido a partir de espectro GSI estudiado	A4c	Jr	js
			-		jw
			A4e	Ja	jA
			A4d		
	Largo o persistencia de diaclasas	Diaclasas medias; Largo 3 -10 [m]	A4a	-	jL
Separación o apertura de diaclasas	< 0,1 [mm] / 0,1 - 1 [mm] / 1 - 5 [mm] / 5 - 25 [mm]	A4b	-	-	
Agua	Infiltración de agua	Seco	A5	Jw	GW
Esfuerzos	Nivel de Esfuerzos	Nivel de esfuerzos medio	-	SRF	SL
Simbología		Condición variada arbitrariamente			
		Variable a partir de espectro GSI estudiado			
		Condición fija para la investigación			

3.4. Clasificaciones geomecánicas para escenarios definidos

Los resultados obtenidos para todas las configuraciones posibles considerando las variaciones definidas para los parámetros considerados por cada clasificación son mostrados a continuación entre la Tabla 3-17 y Tabla 3-31.

La nomenclatura para los escenarios queda descrita de la siguiente forma “X”-“y”-“z”, donde:

- “X” varía desde “A₁” hasta “C₅” y corresponde al punto definido en el diagrama GSI.
- “y” corresponde al cambio de condición para la orientación de la familia de diaclasas principal y varía entre “a”, “b” y “c” correspondiendo a *Favourable*, *Fair* y *Unfavourable*, respectivamente.
- “z” corresponde al cambio en el parámetro de separación o apertura de las diaclasas y varía entre “1”, “2”, “3” y “4” correspondiendo a aperturas de <0,1mm, 0.1-1mm, 1-5mm y 5-25mm, respectivamente.

Tabla 3-17 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A1 en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc A ₁ -a-1	74	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -a-2	73	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -a-3	70	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -a-4	69	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -b-1	71	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -b-2	70	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -b-3	67	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -b-4	66	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -c-1	66	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -c-2	65	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -c-3	62	Good	46	Very good	20	High
Esc A ₁ -c-4	61	Good	46	Very good	20	High

Tabla 3-18 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A2 en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc A2-a-1	74	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-a-2	73	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-a-3	70	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-a-4	69	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-b-1	71	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-b-2	70	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-b-3	67	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-b-4	66	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-c-1	66	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-c-2	65	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-c-3	62	Good	59	Very good	17	High
Esc A2-c-4	61	Good	59	Very good	17	High

Tabla 3-19 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A3 en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc A3-a-1	74	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-a-2	73	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-a-3	70	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-a-4	69	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-b-1	71	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-b-2	70	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-b-3	67	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-b-4	66	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-c-1	66	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-c-2	65	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-c-3	62	Good	58	Very good	17	High
Esc A3-c-4	61	Good	58	Very good	17	High

Tabla 3-20 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A4 en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc A4-a-1	70	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-a-2	69	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-a-3	66	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-a-4	65	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-b-1	67	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-b-2	66	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-b-3	63	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-b-4	62	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-c-1	62	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-c-2	61	Good	73	Very good	15	High
Esc A4-c-3	58	Fair	73	Very good	15	High
Esc A4-c-4	57	Fair	73	Very good	15	High

Tabla 3-21 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto A₅ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc A ₅ -a-1	68	Good	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -a-2	67	Good	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -a-3	64	Good	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -a-4	63	Good	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -b-1	65	Good	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -b-2	64	Good	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -b-3	62	Good	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -b-4	61	Good	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -c-1	60	Fair	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -c-2	59	Fair	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -c-3	56	Fair	49	Very good	14	High
Esc A ₅ -c-4	55	Fair	49	Very good	14	High

Tabla 3-22 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B₁ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc B ₁ -a-1	71	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -a-2	70	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -a-3	67	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -a-4	66	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -b-1	68	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -b-2	67	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -b-3	64	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -b-4	63	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -c-1	63	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -c-2	62	Good	23	Good	14	High
Esc B ₁ -c-3	59	Fair	23	Good	14	High
Esc B ₁ -c-4	58	Fair	23	Good	14	High

Tabla 3-23 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B₂ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc B ₂ -a-1	69	Good	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -a-2	68	Good	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -a-3	65	Good	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -a-4	64	Good	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -b-1	66	Good	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -b-2	65	Good	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -b-3	62	Good	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -b-4	61	Good	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -c-1	60	Fair	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -c-2	59	Fair	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -c-3	57	Fair	13	Good	6	Moderate
Esc B ₂ -c-4	56	Fair	13	Good	6	Moderate

Tabla 3-24 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B₃ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc B ₃ -a-1	65	Good	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -a-2	64	Good	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -a-3	62	Good	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -a-4	61	Good	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -b-1	62	Good	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -b-2	61	Good	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -b-3	58	Fair	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -b-4	57	Fair	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -c-1	57	Fair	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -c-2	56	Fair	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -c-3	53	Fair	10	Fair	5	Moderate
Esc B ₃ -c-4	52	Fair	10	Fair	5	Moderate

Tabla 3-25 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B₄ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc B ₄ -a-1	60	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -a-2	59	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -a-3	57	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -a-4	56	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -b-1	58	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -b-2	57	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -b-3	54	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -b-4	53	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -c-1	53	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -c-2	52	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -c-3	49	Fair	10	Good	3	Moderate
Esc B ₄ -c-4	48	Fair	10	Good	3	Moderate

Tabla 3-26 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto B₅ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc B ₅ -a-1	59	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -a-2	58	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -a-3	55	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -a-4	54	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -b-1	56	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -b-2	55	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -b-3	52	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -b-4	51	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -c-1	51	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -c-2	50	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -c-3	47	Fair	7	Fair	3	Moderate
Esc B ₅ -c-4	46	Fair	7	Fair	3	Moderate

Tabla 3-27 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C₁ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc C ₁ -a-1	64	Good	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -a-2	63	Good	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -a-3	60	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -a-4	59	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -b-1	60	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -b-2	59	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -b-3	57	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -b-4	56	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -c-1	56	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -c-2	55	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -c-3	52	Fair	3	Poor	4	Moderate
Esc C ₁ -c-4	51	Fair	3	Poor	4	Moderate

Tabla 3-28 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C₂ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc C ₂ -a-1	62	Good	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -a-2	61	Good	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -a-3	58	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -a-4	57	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -b-1	59	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -b-2	58	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -b-3	55	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -b-4	54	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -c-1	54	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -c-2	53	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -c-3	50	Fair	3	Poor	2	Moderate
Esc C ₂ -c-4	49	Fair	3	Poor	2	Moderate

Tabla 3-29 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C₃ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc C ₃ -a-1	60	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -a-2	59	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -a-3	57	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -a-4	56	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -b-1	58	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -b-2	57	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -b-3	54	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -b-4	53	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -c-1	53	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -c-2	52	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -c-3	49	Fair	2	Poor	2	Moderate
Esc C ₃ -c-4	48	Fair	2	Poor	2	Moderate

Tabla 3-30 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C₄ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc C ₄ -a-1	57	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -a-2	56	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -a-3	53	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -a-4	52	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -b-1	54	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -b-2	53	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -b-3	50	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -b-4	49	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -c-1	49	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -c-2	48	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -c-3	45	Fair	2	Poor	1	Low
Esc C ₄ -c-4	44	Fair	2	Poor	1	Low

Tabla 3-31 Clasificaciones geomecánicas para escenarios punto C₅ en diagrama GSI

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Valor	Condición	Valor	Condición	Valor	Condición
Esc C ₅ -a-1	56	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -a-2	55	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -a-3	52	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -a-4	51	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -b-1	53	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -b-2	52	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -b-3	49	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -b-4	48	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -c-1	48	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -c-2	47	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -c-3	44	Fair	1	Poor	0	Low
Esc C ₅ -c-4	43	Fair	1	Poor	0	Low

Es posible notar que ante la variación de los parámetros, todos los escenarios dentro de un par ordenado (J_c , V_b) definido en el diagrama de GSI no presentan variación en los índices geomecánicos Q, RMi, mientras que para RMR, sí existe variación para los resultados obtenidos.

A partir de la falta de variabilidad de los resultados respecto a los escenarios dentro de cada par ordenado (J_c , V_b) del diagrama GSI, en las Figura 3-6 a Figura 3-9 se muestran los valores para cada clasificación sobre el diagrama GSI en el rango de estudiado. Notar que para RMR se han generado los gráficos con los valores máximos y mínimos obtenidos en cada par ordenado (J_c , V_b), mientras que para Q y RMi se

muestra el valor constante obtenido para los escenarios. Además se entregan las definiciones de calidad para el macizo propuestas por cada clasificación según su valor.

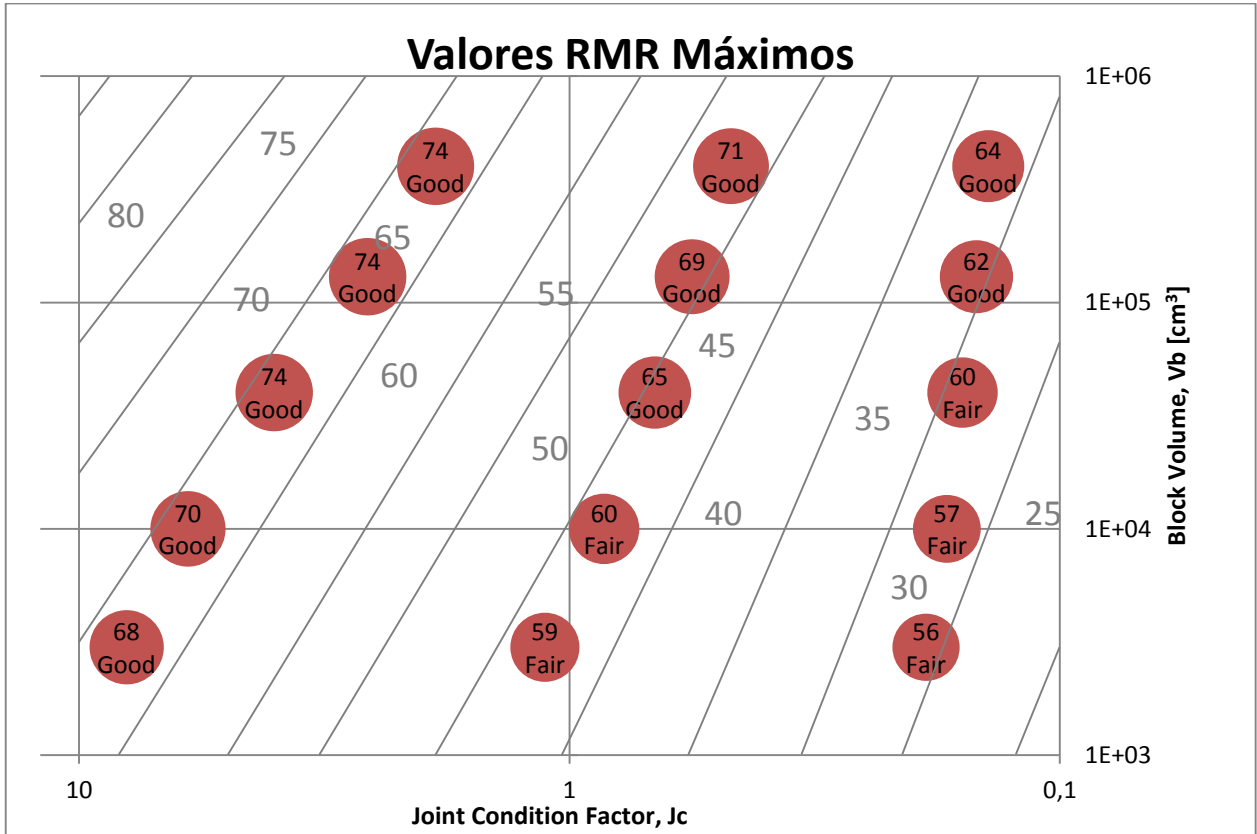


Figura 3-6 Valores RMR máximos sobre diagrama GSI estudiado

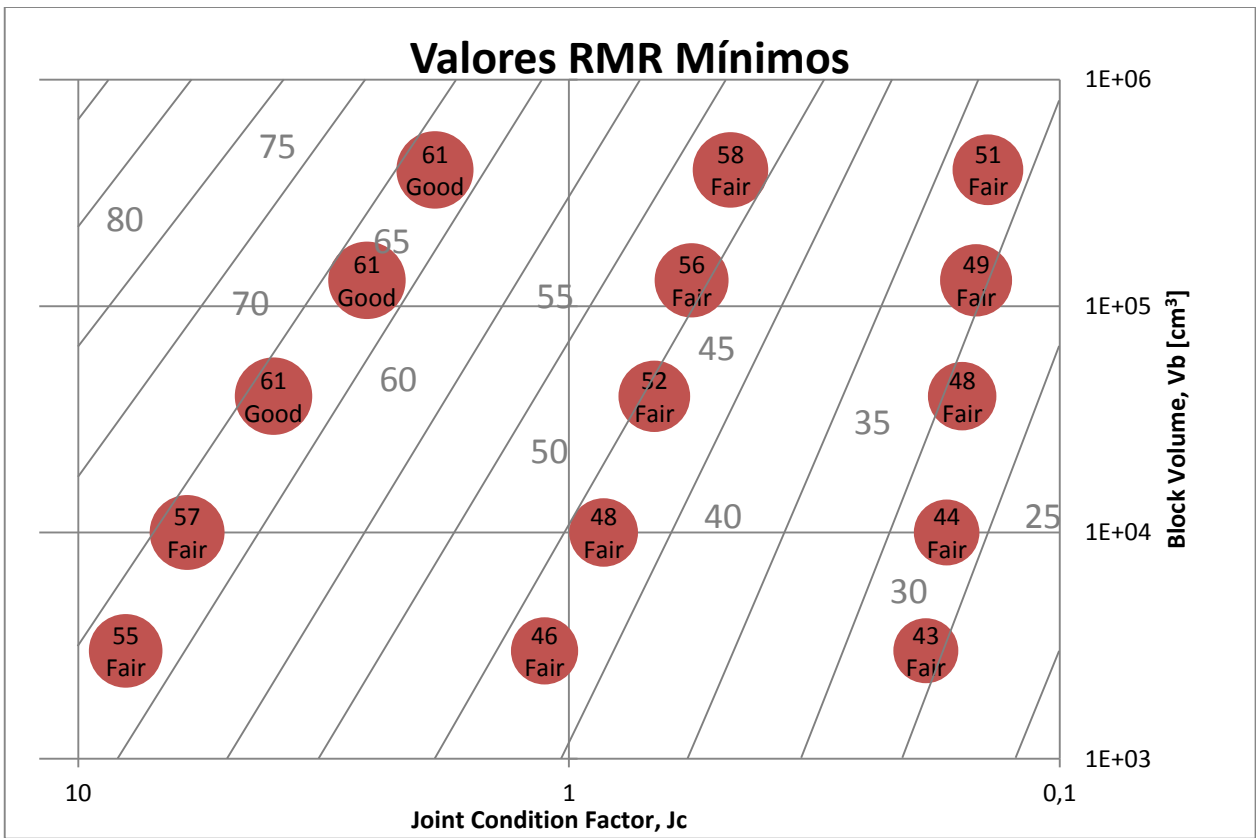


Figura 3-7 Valores RMR mnimos sobre diagrama GSI estudiado

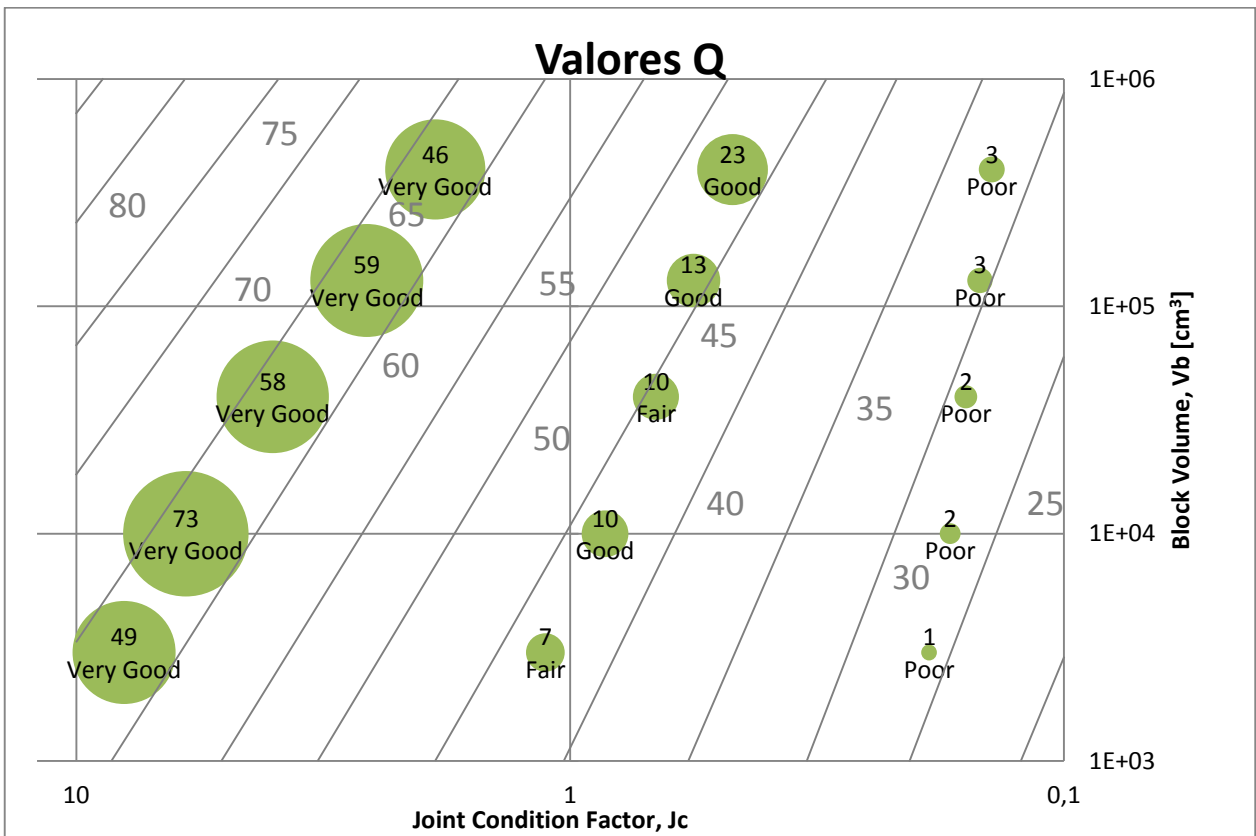


Figura 3-8 Valores Q sobre diagrama GSI estudiado

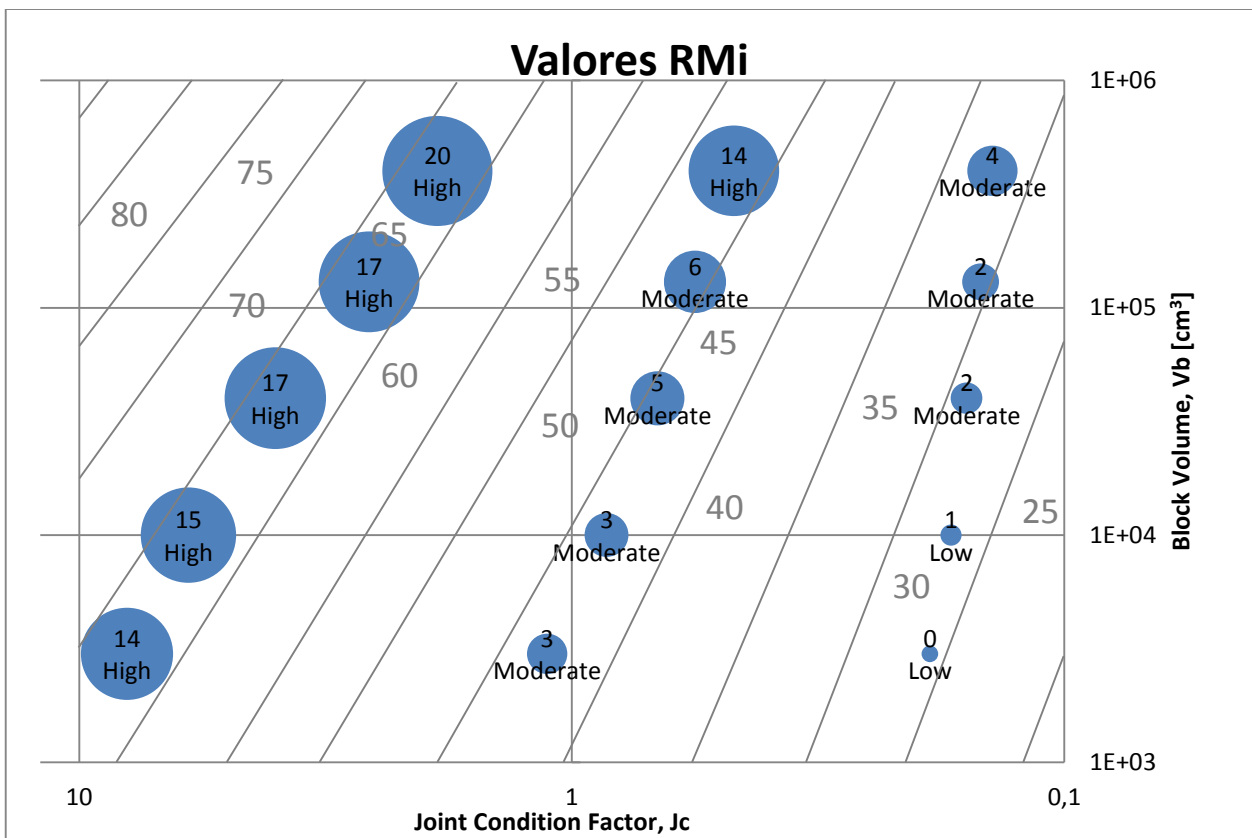


Figura 3-9 Valores RMI sobre diagrama GSI estudiado

De manera general es posible notar un comportamiento relacionado con el valor de GSI ya que para los escenarios A_i se tienen los mayores valores para las clasificaciones geomecánicas y que decrecen en la medida que disminuye el GSI, es decir al considerar los escenarios B_i y posteriormente los C_i . Cabe destacar que esta sensibilidad es mayor para las clasificaciones Q y RMI, mientras que para RMR este cambio es más sutil.

De manera más particular, los escenarios agrupados en A_i , B_i y C_i , en la medida que crece el subíndice “ i ” disminuyen los volúmenes de bloque (V_b), lo que supone una disminución del valor de las clasificaciones geomecánicas, y aumentan los valores del Joint Condition Factor (J_c), que supone un aumento del valor en las clasificaciones geomecánicas. Al notar que las clasificaciones geomecánicas caen en sus valores al aumentar el subíndice “ i ”, hace suponer mayor sensibilidad ante los valores de volumen de bloque respecto a la sensibilidad para el *Joint Condition Factor* (J_c).

3.5. Correlaciones para clasificaciones geomecánicas obtenidas

Varios investigadores que han propuesto correlaciones para los valores de las clasificaciones geomecánicas obtenidas tanto para escenarios supuestos para investigaciones, como para escenarios reales presentes en obras de ingeniería. En este caso, se toman los resultados obtenidos por Barton (1995), Palmstrom (2009) y Kumar et al. (2004) quienes han generado correlaciones con los resultados obtenidos para las clasificaciones geomecánicas en sus estudios y que a modo de ejemplo se muestra una de sus versiones en la Figura 3-10. Cabe destacar que esta figura solo intenta mostrar la posible dispersión de datos cuando se trabaja con clasificaciones geomecánicas.

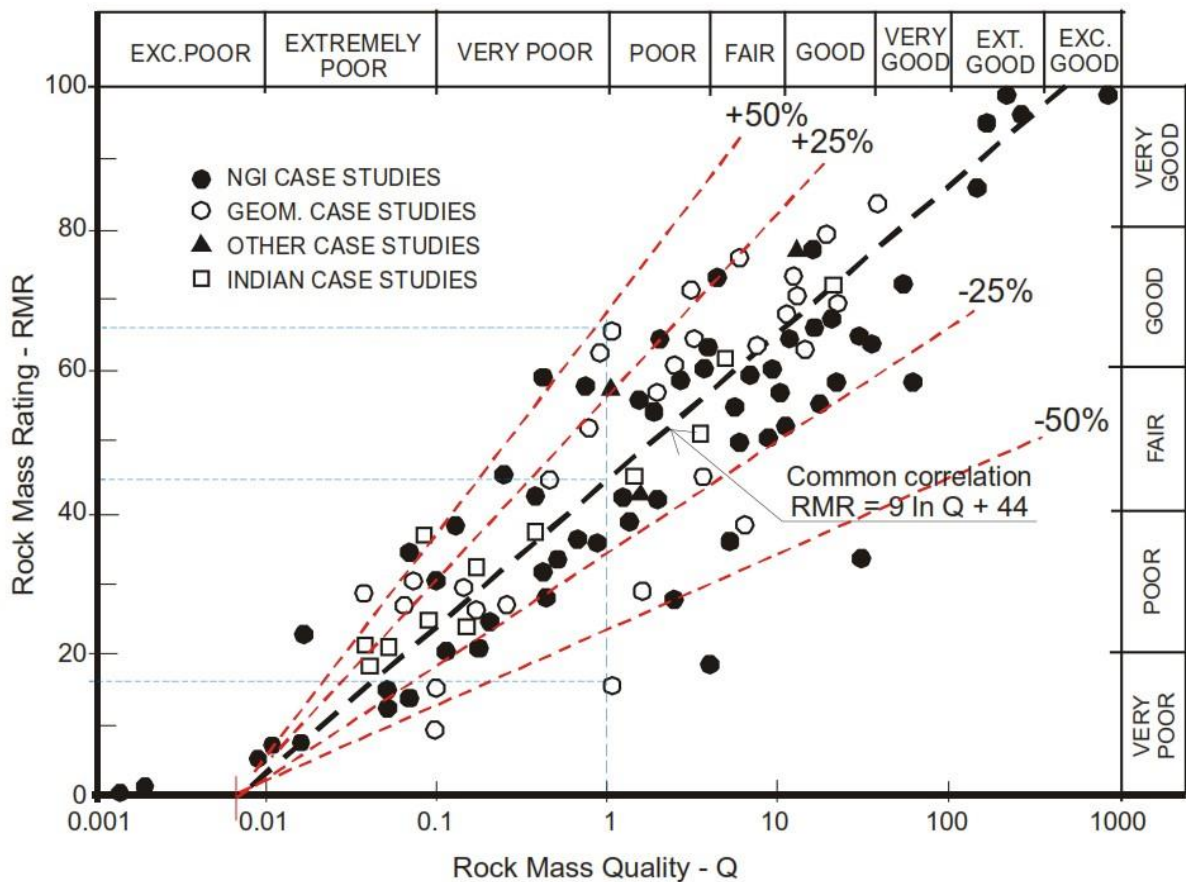


Figura 3-10 Correlación entre resultados de RMR y Q. (Palmstrom A., 2009)

En las ecuaciones 3.8 a 3.13 se muestran las correlaciones obtenidas por estos autores y que posteriormente son utilizadas para corroborar los resultados obtenidos para los escenarios de este trabajo.

Las correlación obtenida por Barton (1995) es mostrada en la ecuación 3.8 mientras que las correlaciones propuestas por Palmstrom (2009) corresponden a las ecuaciones 3.9 y 3.10.

$$RMR = 15\text{Log}(Q) + 50 \quad 3.8$$

$$RMi = 1,04Q^{0,82} \quad 3.9$$

$$RMR = 7,7\text{Ln}(RMi) + 46,8 \quad 3.10$$

Las correlaciones obtenidas por Kumar et al. (2004) son mostradas en las relaciones 3.11, 3.12 y 3.13.

$$RMR = 4,7\text{Ln}(Q) + 58,8 \quad 3.11$$

$$RMi = 1,5Q^{0,72} \quad 3.12$$

$$RMR = 5,4\text{Ln}(RMi) + 54,4 \quad 3.13$$

Los resultados obtenidos para este estudio se muestran en las Figura 3-11 a Figura 3-13, en conjunto con las correlaciones obtenidas por los autores nombrados. Vale recordar que el espectro de analisis ha sido definido de tal forma que las condiciones de esfuerzos o de agua no interefieran en la valoracion de los indices (ej. SRF=1 y Jw =1 en el sistema Q; A5=15 en RMR; GW=1 y SL=1 en RMi).

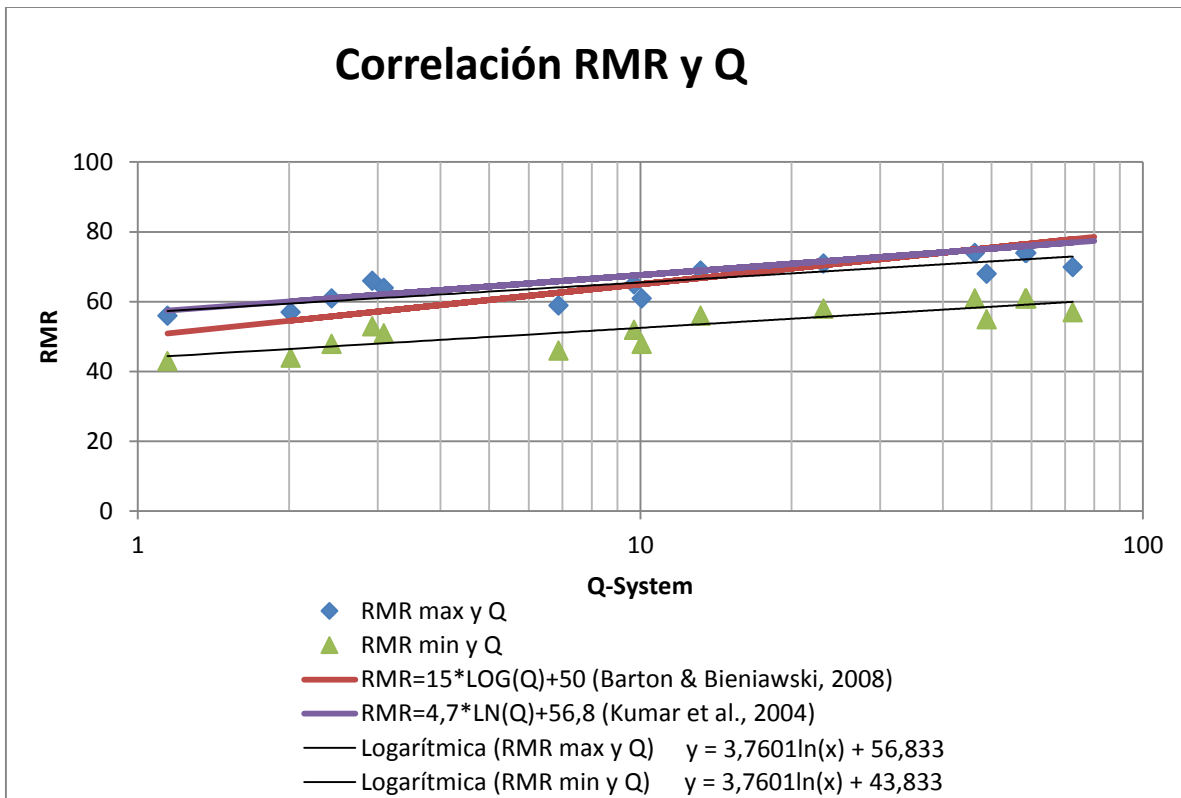


Figura 3-11 Correlaciones para RMR y Q

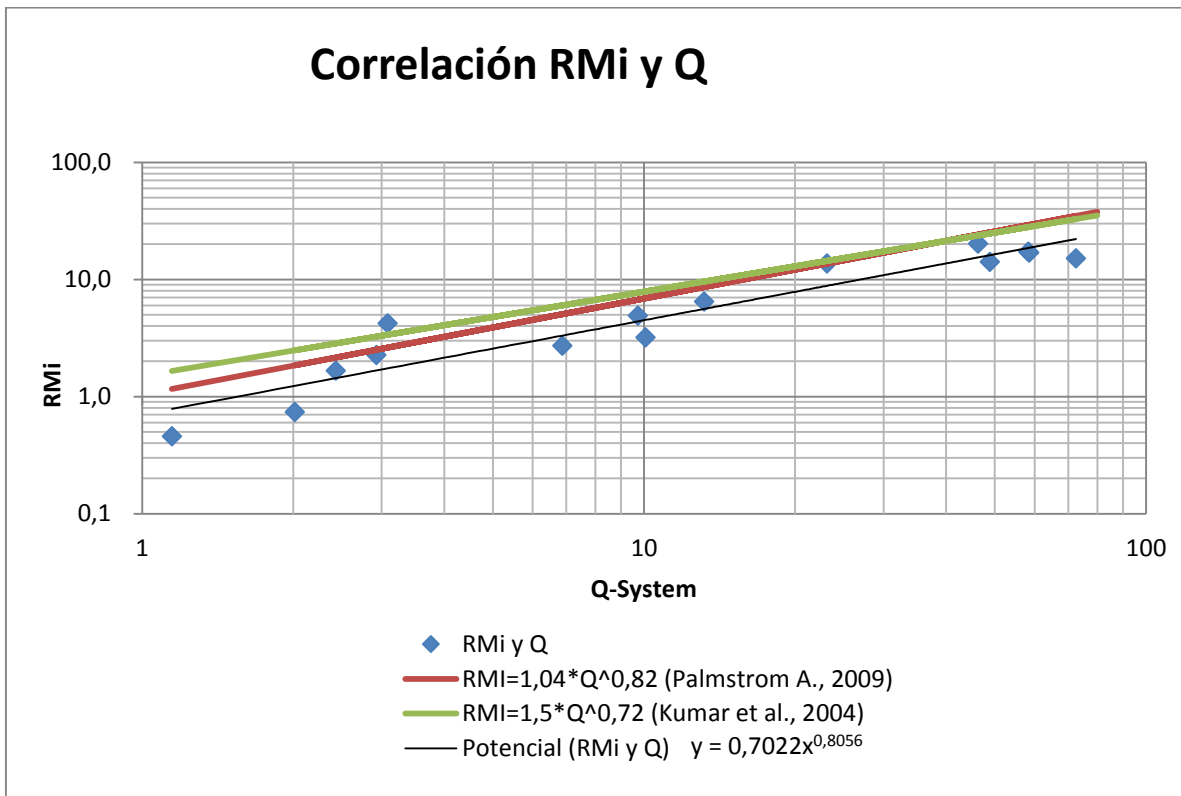


Figura 3-12 Correlaciones para RMi y Q

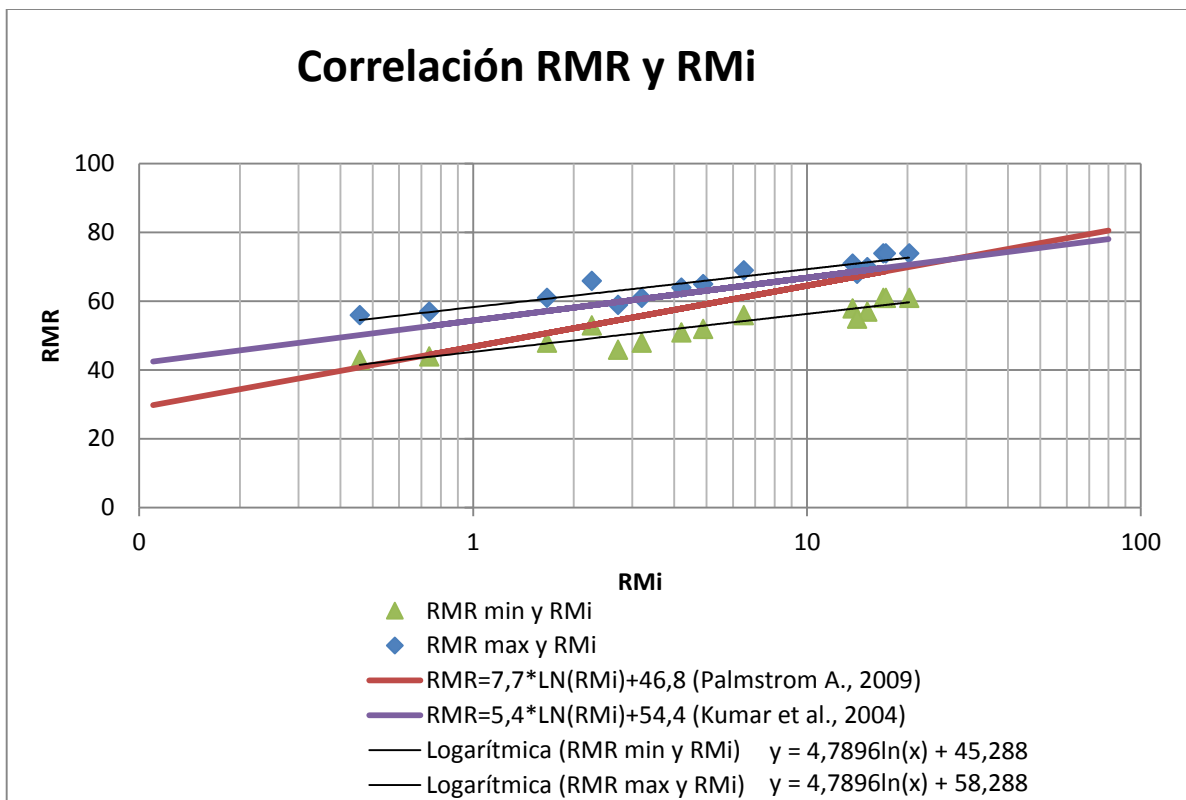


Figura 3-13 Correlaciones para RMR y RMI

Las Figura 3-11, Figura 3-12 y Figura 3-13 muestran que los resultados obtenidos para las clasificaciones geomecánicas según los escenarios definidos en este trabajo encuentran buena correlación respecto a las propuestas por Barton (1995), Palmstrom (2009) y Kumar et al. (2004), con una pequeña subestimación de los escenarios, probablemente debido al rango acotado de escenarios usados en este trabajo de título.

Finalmente, se obtienen correlaciones asociadas a los datos de clasificaciones geomecánicas para los escenarios ocupados en esta investigación. Dichas correlaciones son mostradas a continuación, en las ecuaciones 3.14 a 3.18.

$$RMR_{MAX} = 3,95\ln(Q) + 56,1 \quad 3.14$$

$$RMR_{MIN} = 3,95\ln(Q) + 43,1 \quad 3.15$$

$$RMI = 0,7Q^{0,81} \quad 3.16$$

$$RMR_{MAX} = 4,94\ln(RMi) + 57,8 \quad 3.17$$

$$RMR_{MIN} = 4,94\ln(RMi) + 44,8 \quad 3.18$$

CAPÍTULO 4 SOPORTE Y FORTIFICACIÓN POR CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS

4.1. Introducción

En capítulos anteriores se revisaron las clasificaciones geomecánicas usadas en este trabajo y sus respectivas propuestas de soporte de macizos rocosos para la construcción de túneles, correspondiendo principalmente al uso de alguna combinación de shotcrete reforzado con malla, shotcrete reforzado con fibras, pernos de anclaje, marcos de acero, etc. Los elementos comunes a cada clasificación corresponden al shotcrete con malla o fibras y el uso de pernos de anclaje. Respecto al diseño de estos elementos, el shotcrete queda definido a partir de su espesor y la consideración de algún tipo de refuerzo (fibras o mallas), mientras que los pernos quedan definidos a partir de sus diámetros, largos y espaciamientos en las paredes del túnel.

En la sección 4.2 se presentan los requerimientos de soporte y fortificación obtenidos a partir de las definiciones y diagramas de soporte de cada clasificación. Los requerimientos de soporte que se entregan en la sección 4.2 corresponden a una combinación de shotcrete y pernos, ya que para ningún escenario considerado, las clasificaciones proponen el uso de marcos de acero. Se entregan además sus parámetros dimensionales como son el espesor de la capa de shotcrete y el espaciamiento, largo y diámetro de los pernos propuestos.

Finalmente, a partir de los espesores de shotcrete y el espaciamiento de perno, además de las propiedades mecánicas de cada uno, se calcula la presión de soporte del sistema propuesto para cada escenario por cada una de las clasificaciones, de acuerdo con el método simplificado indicado en esta sección, el que estima la presión que aporta el sistema de soporte (Ver Figura 4-1).

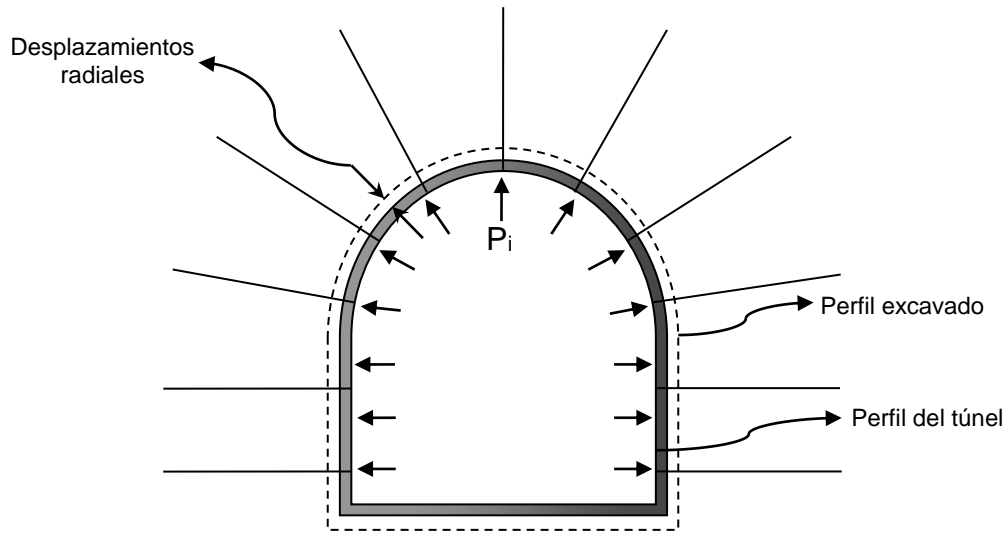


Figura 4-1 Diagrama de presión de soporte de túnel

Las ecuaciones 4.1, 4.2 (Gavilanes J. & Andrade H., 2004) y 4.3 (American Institute of Steel Construction, 2010) muestran las relaciones que permiten obtener la presión de soporte según cada uno de los elementos que forman el sistema de soporte para el túnel estudiado.

Para el shotcrete:

$$PS_{max} = \frac{1}{2} \sigma_{cc} \left(1 - \frac{(r_i - t_c)^2}{r_i^2} \right) \quad 4.1$$

Donde:

PS_{max} : Presión de soporte por capa de shotcrete en [MPa]

σ_{cc} : Resistencia a la compresión simple del shotcrete en [MPa]

r_i : Radio del túnel en [m]

t_c : Espesor de la capa de shotcrete en [m]

Para pernos:

$$PS_{max} = \frac{\phi T_b}{S_c S_l} \quad 4.2$$

$$\phi T_b = 0,9 F_u A_g = 0,9 F_u \pi \frac{D^2}{4} \quad 4.3$$

Donde:

PS_{max} : Presión de soporte máxima por pernos [MPa]

ϕT_b : Resistencia de diseño a tensión por rotura de miembros de acero [N]

ϕ : Factor de reducción para diseño por Factores de Carga y Resistencia (LRFD) igual a 0.9

F_u : Resistencia a la rotura del acero [MPa]

A_g : Área de la sección transversal del perno [mm^2]

D: Diámetro de la sección transversal del perno [mm]

Se nota que este acercamiento no es totalmente realista en el caso de verificar la capacidad de estabilizar bloques de roca, donde el efecto puente generado por el shotcrete en asociación con los pernos (puntos de apoyo) es estructuralmente más significativo. Asimismo, y teniendo en cuenta esta limitación, se ha decidido mantener este acercamiento (de una presión interna uniforme) para efectos de comparación entre los resultados obtenidos de los distintos métodos.

4.2. Requerimientos de soporte y fortificación

Tal como fue descrito en el CAPÍTULO 2, salvo algunas similitudes, cada clasificación presenta un método específico para la obtención del requerimiento de soporte, en particular los diagramas o tablas que resumen estas técnicas son mostradas en las Figura 2-3, Tabla 2-4 y Figura 2-10, para Q, RMR y RMI respectivamente.

Respecto a los requerimientos de soporte obtenidos en un mismo par ordenado de volumen de bloque y factor de condición de las juntas (J_c , V_b), se observa una variación en los espesores de shotcrete y espaciamiento de pernos propuestos por las clasificaciones RMR y RMI, mientras que Q se mantiene constante. En el caso del Rock Mass Rating (RMR), esta variabilidad proviene de la sensibilidad de esta clasificación ante las variaciones de los parámetros, explicadas en la sección 3.3 de este informe. En el caso del Rock Mass Index (RMI) no se observa dicha variación en el resultado de la clasificación para un par ordenado (J_c , V_b). La variación de los requerimientos de soporte están dados por el cálculo de los parámetros necesarios para ingresar al diagrama de soporte del RMI, mostrado en la Figura 2-10, en donde es necesario calcular los parámetros G_c y S_r , mostrados en las ecuaciones 2.12 y 2.13

respectivamente y que generan la variación ya que Sr depende del parámetro asociado a la orientación de la familia principal de diaclasas (Co).

Respecto a la variación presente en la clasificación RMR, la sensibilidad ante las variaciones es mostrada desde la Tabla 3-17 a la Tabla 3-31 y es fácil notar que la sensibilidad ante la variación de la apertura de las diaclasas no influye de manera significativa en el resultado obtenido, ya que el valor de RMR no cambia en más de 5 puntos según esta variable, que ante la diferencia de 20 puntos existente entre las categoría de calidad de RMR, generan escasa variabilidad en las cantidades de soporte y soporte propuestas según este sistema. Teniendo esto en cuenta, se fija la variable $z=4$, correspondiendo a la máxima apertura analizada (5-25 mm) y se analizan los requerimientos de soporte considerando la variación de los pares ordenados del diagrama GSI y la orientación de las diaclasas. Esta determinación no afecta a las otras clasificaciones ya que no presentan variabilidad ante este parámetro y sus resultados cambian en función de las variables que se mantienen en análisis en este trabajo

Se muestran en las Tabla 4-1 a Tabla 4-15 los requerimientos de soporte resultantes para los escenarios estudiados con cada método considerado. Los resultados corresponden a los espesores de shotcrete y el espaciamiento de pernos propuesto por cada clasificación según los valores obtenidos para las calidades de macizo rocoso en cada sistema.

Tabla 4-1 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A1

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc A1-a-4	5,0	2,5	-	2,5	-	2,0
Esc A1-b-4	5,0	2,5	-	2,5	5,0	2,0
Esc A1-c-4	5,0	2,5	-	2,5	5,5	1,9

Tabla 4-2 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A2

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc A2-a-4	5,0	2,5	-	3,5	5,0	2,0
Esc A2-b-4	5,0	2,5	-	3,5	5,5	1,8
Esc A2-c-4	5,0	2,5	-	3,5	6,0	1,6

Tabla 4-3 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A₃

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc A ₃ -a-4	5,0	2,5	-	3,5	5,5	1,7
Esc A ₃ -b-4	5,0	2,5	-	3,5	6,0	1,5
Esc A ₃ -c-4	5,0	2,5	-	3,5	8,0	1,4

Tabla 4-4 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A₄

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc A ₄ -a-4	5,0	2,5	-	3,7	7,0	1,5
Esc A ₄ -b-4	5,0	2,5	-	3,7	9,0	1,4
Esc A ₄ -c-4	7,5	1,75	-	3,7	10,0	1,3

Tabla 4-5 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios A₅

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc A ₅ -a-4	5,0	2,5	-	3,0	10,0	1,3
Esc A ₅ -b-4	5,0	2,5	-	3,0	11,0	1,25
Esc A ₅ -c-4	7,5	1,75	-	3,0	14,0	1,2

Tabla 4-6 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B₁

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc B ₁ -a-4	5,0	2,5	5,5	2,4	-	2,0
Esc B ₁ -b-4	5,0	2,5	5,5	2,4	5,0	2,0
Esc B ₁ -c-4	7,5	1,75	5,5	2,4	5,5	1,8

Tabla 4-7 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B₂

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc B ₂ -a-4	5,0	2,5	5,5	2,3	5,5	1,7
Esc B ₂ -b-4	5,0	2,5	5,5	2,3	6,0	1,5
Esc B ₂ -c-4	7,5	1,75	5,5	2,3	7,0	1,4

Tabla 4-8 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B₃

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc B ₃ -a-4	5,0	2,5	5,5	2,3	7,0	1,5
Esc B ₃ -b-4	7,5	1,75	5,5	2,3	9,0	1,4
Esc B ₃ -c-4	7,5	1,75	5,5	2,3	10,0	1,3

Tabla 4-9 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B₄

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc B ₄ -a-4	7,5	1,75	5,5	2,3	10,0	1,25
Esc B ₄ -b-4	7,5	1,75	5,5	2,3	13,0	1,2
Esc B ₄ -c-4	7,5	1,75	5,5	2,3	15,0	1,15

Tabla 4-10 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios B₅

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc B ₅ -a-4	7,5	1,75	5,5	2,2	14,0	1,2
Esc B ₅ -b-4	7,5	1,75	5,5	2,2	17,0	1,15
Esc B ₅ -c-4	7,5	1,75	5,5	2,2	20,0	1,1

Tabla 4-11 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C₁

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc C ₁ -a-4	7,5	1,75	7,5	2,1	5,0	1,8
Esc C ₁ -b-4	7,5	1,75	7,5	2,1	6,0	1,5
Esc C ₁ -c-4	7,5	1,75	7,5	2,1	6,5	1,5

Tabla 4-12 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C₂

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc C ₂ -a-4	7,5	1,75	7,5	2,1	6,5	1,5
Esc C ₂ -b-4	7,5	1,75	7,5	2,1	8,0	1,4
Esc C ₂ -c-4	7,5	1,75	7,5	2,1	10,0	1,3

Tabla 4-13 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C₃

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc C ₃ -a-4	7,5	1,75	7,5	1,8	9,0	1,3
Esc C ₃ -b-4	7,5	1,75	7,5	1,8	10,0	1,25
Esc C ₃ -c-4	7,5	1,75	7,5	1,8	13,0	1,2

Tabla 4-14 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C₄

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc C ₄ -a-4	7,5	1,75	7,5	1,8	15,0	1,2
Esc C ₄ -b-4	7,5	1,75	7,5	1,8	17,5	1,15
Esc C ₄ -c-4	7,5	1,75	7,5	1,8	20,0	1,1

Tabla 4-15 Requerimientos de soporte según clasificaciones, escenarios C₅

Escenarios	RMR		Q		RMi	
	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]	Shotcrete [cm]	Pernos [m]
Esc C ₅ -a-4	7,5	1,75	10,5	1,7	21,0	1,0
Esc C ₅ -b-4	7,5	1,75	10,5	1,7	23,0	0,95
Esc C ₅ -c-4	7,5	1,75	10,5	1,7	25,0	0,9

En las Figura 4-2 a Figura 4-7 se muestran de manera gráfica los requerimientos de soporte resultantes mediante cada clasificación en términos de espesor de shotcrete y espaciamiento de pernos. Notar que el tipo de refuerzo para el shotcrete propuesto por la clasificación está mostrado según el achurado de la columna correspondiente.

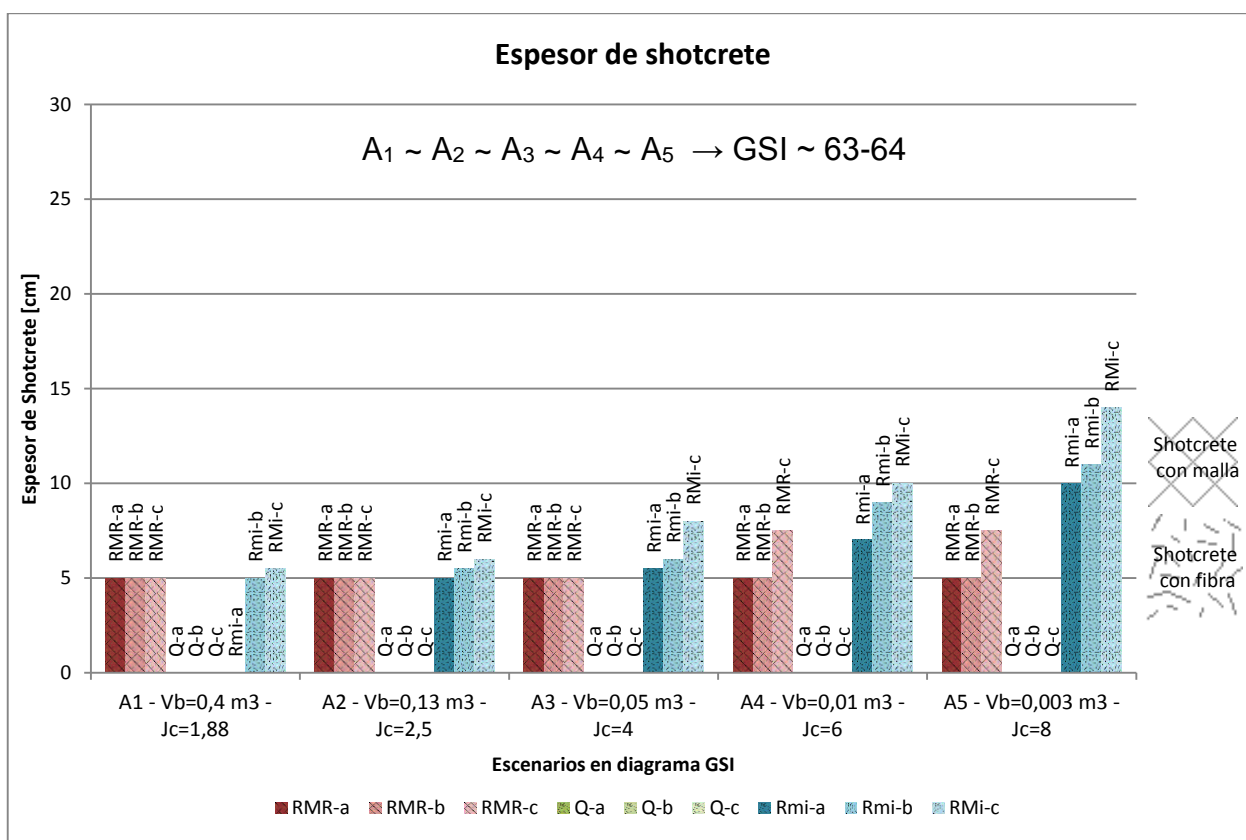


Figura 4-2 Espesores de shotcrete en escenarios Ai.

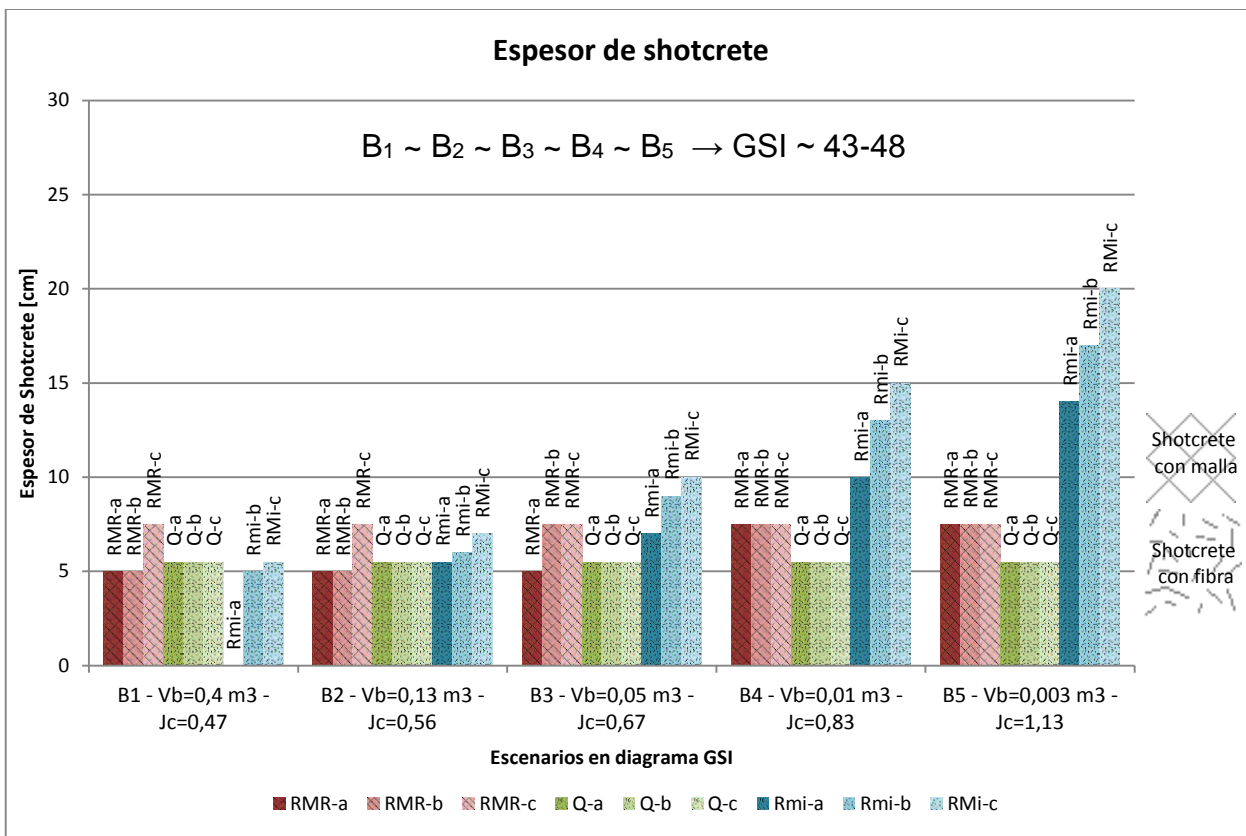


Figura 4-3 Espesores de shotcrete en escenarios Bi.

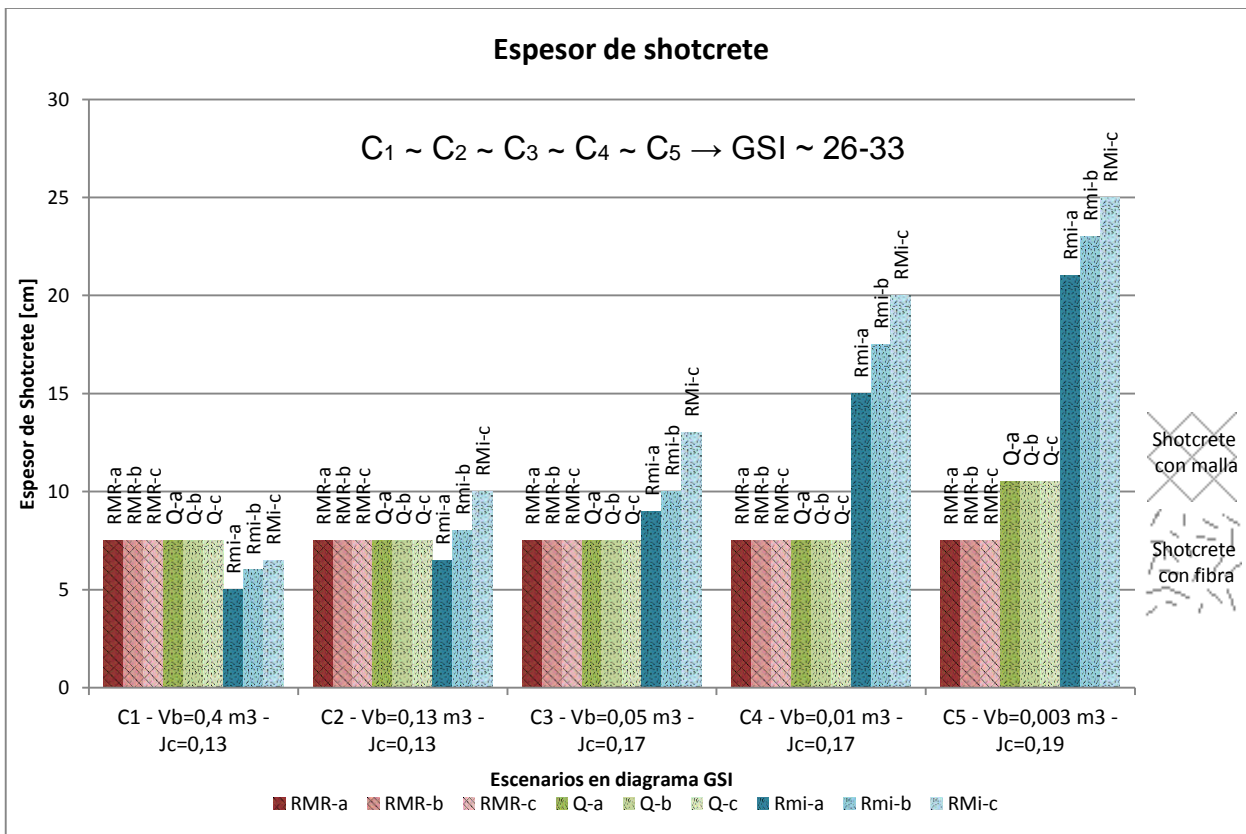


Figura 4-4 Espesores de shotcrete en escenarios Ci.

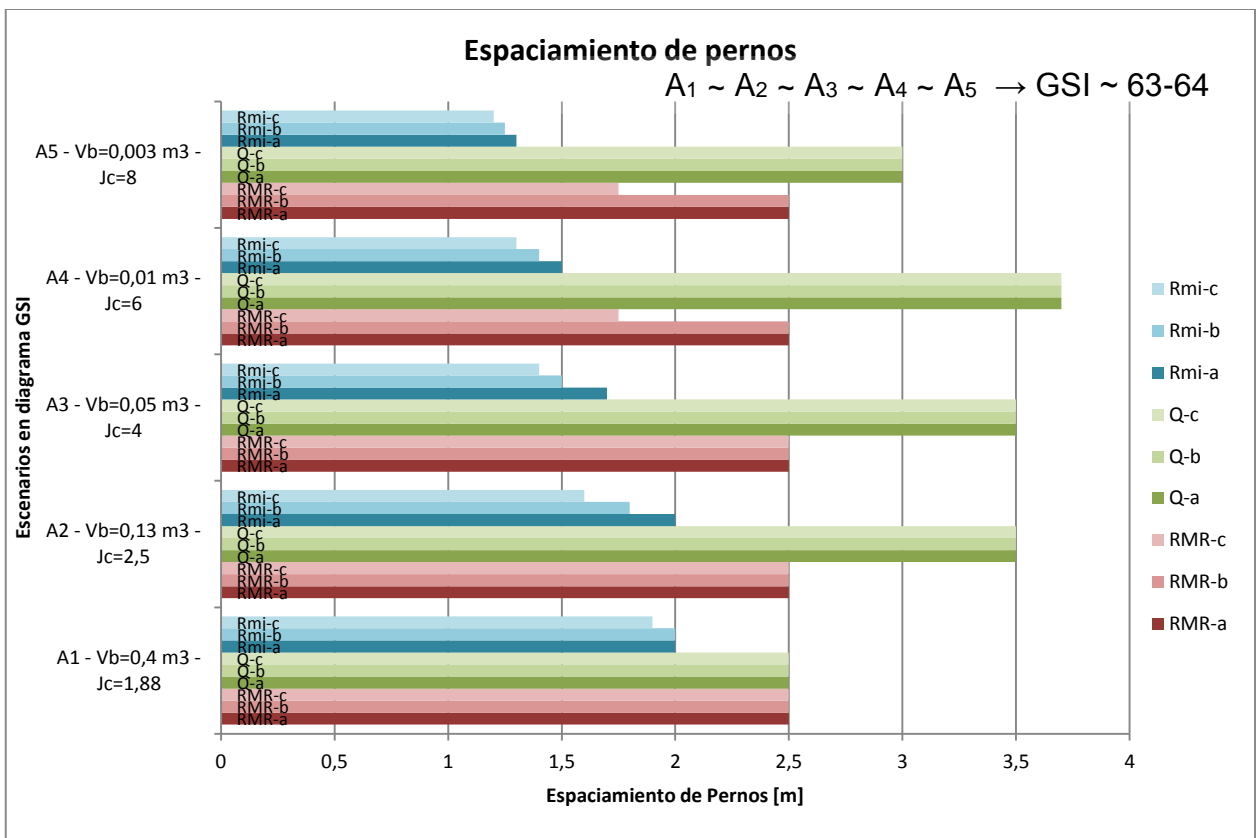


Figura 4-5 Espaciamientos de pernos en escenarios Ai.

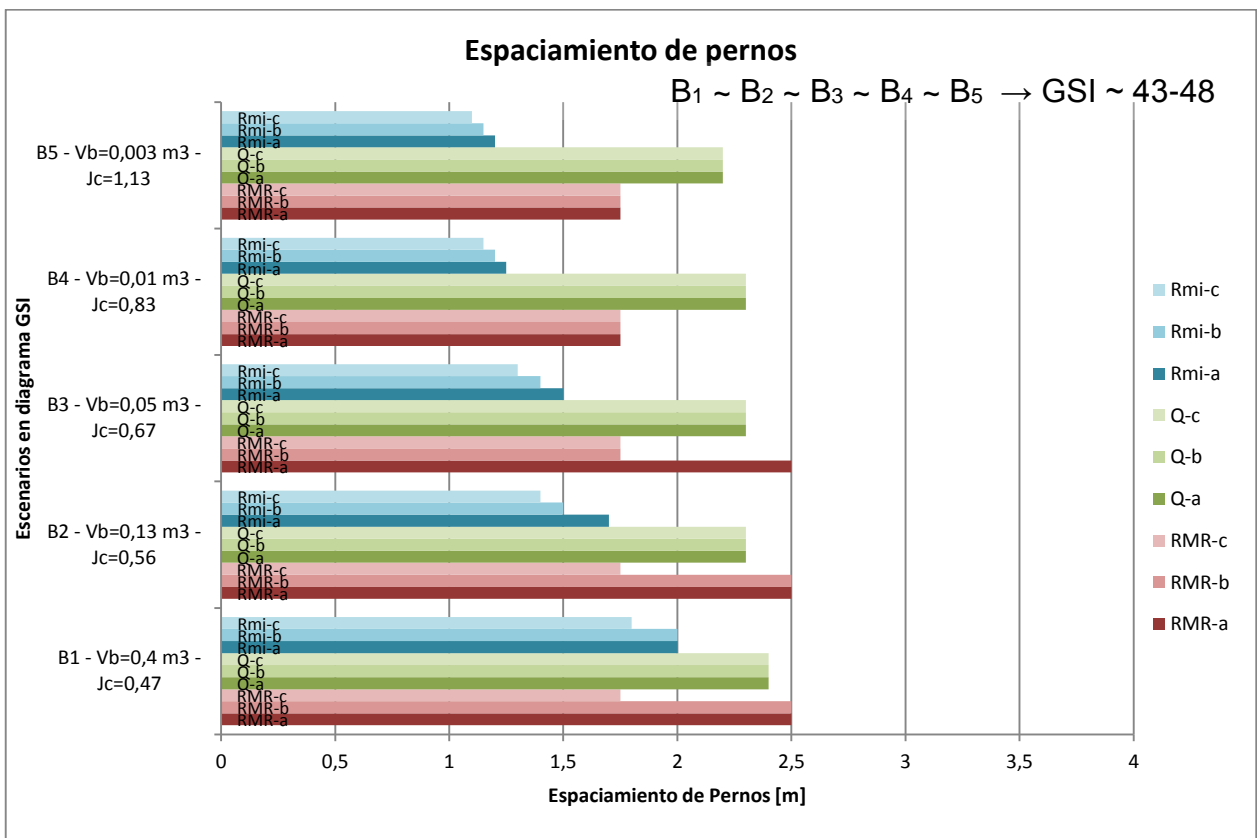


Figura 4-6 Espaciamientos de pernos en escenarios Bi.

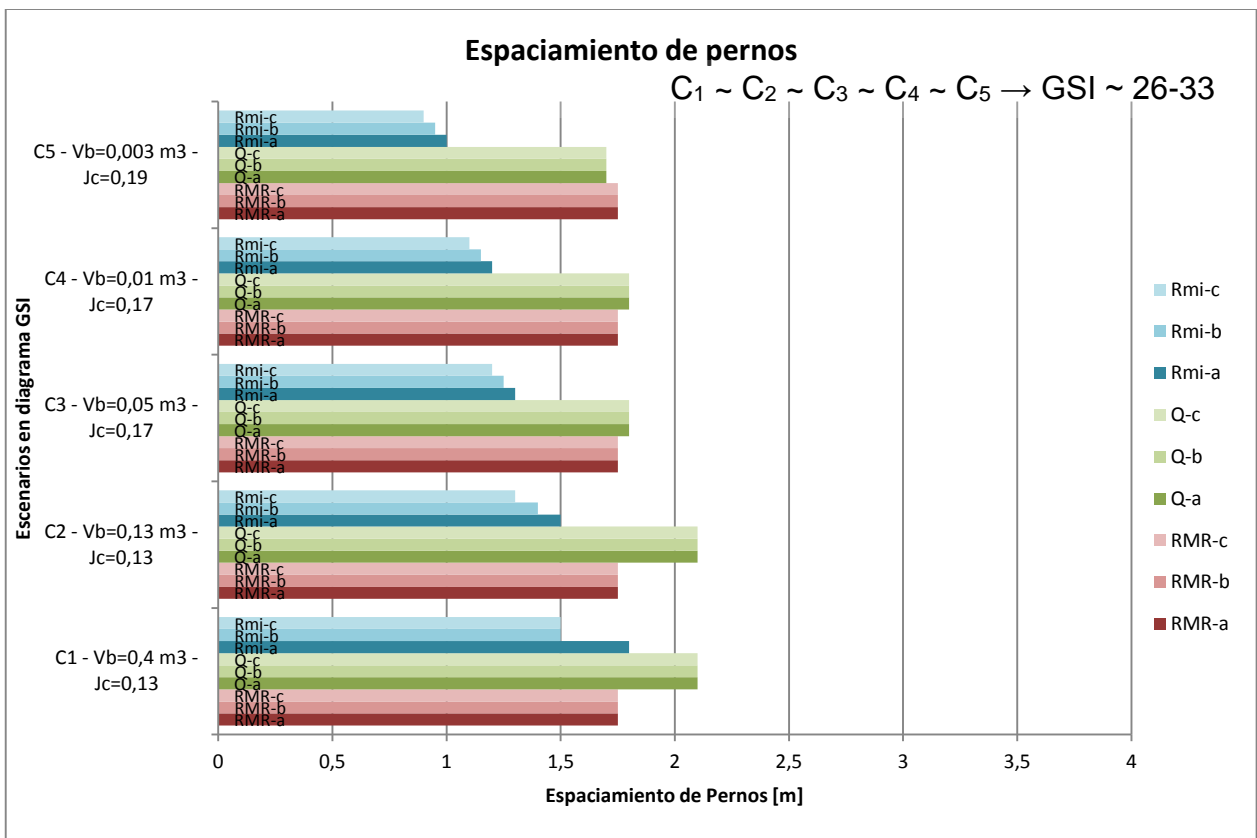


Figura 4-7 Espaciamientos de pernos en escenarios Ci.

Ante los resultados de espesores de shotcrete y espaciamiento de pernos, puede comentarse que la clasificación Q es la que propone los menores requerimientos de soporte, principalmente en casos de GSI alto (Escenarios A_i), lo que supone una sobrestimación de la capacidad estructural del macizo rocoso. RMR propone requerimientos de soporte con escasa variabilidad para el rango completo de GSI estudiado, con ligero aumento al disminuir el valor de GSI y RMI posee la mayor variabilidad para los cambios del par ordenado (Vb, Jc) dentro de valores de GSI cuasi-constantemente. En general las clasificaciones aumentan el requerimiento de soporte al crecer el subíndice "i", entendiendo esta variación como una mejora del macizo por mejores condiciones de diaclasas y un empeoramiento por la disminución del volumen de bloque. Se concluye entonces, que las clasificaciones muestran mayor sensibilidad a cambios en parámetros de volumen de bloque, que ante cambios en parámetros de calidad de diaclasas.

4.3. Presión de soporte del sistema de soporte

De acuerdo a lo descrito en la introducción de este capítulo, se muestran en Figura 4-8 a Figura 4-22 las presiones de soporte generadas a partir del espesor de shotcrete y la distribución de pernos propuesta por cada clasificación, para cada escenario.

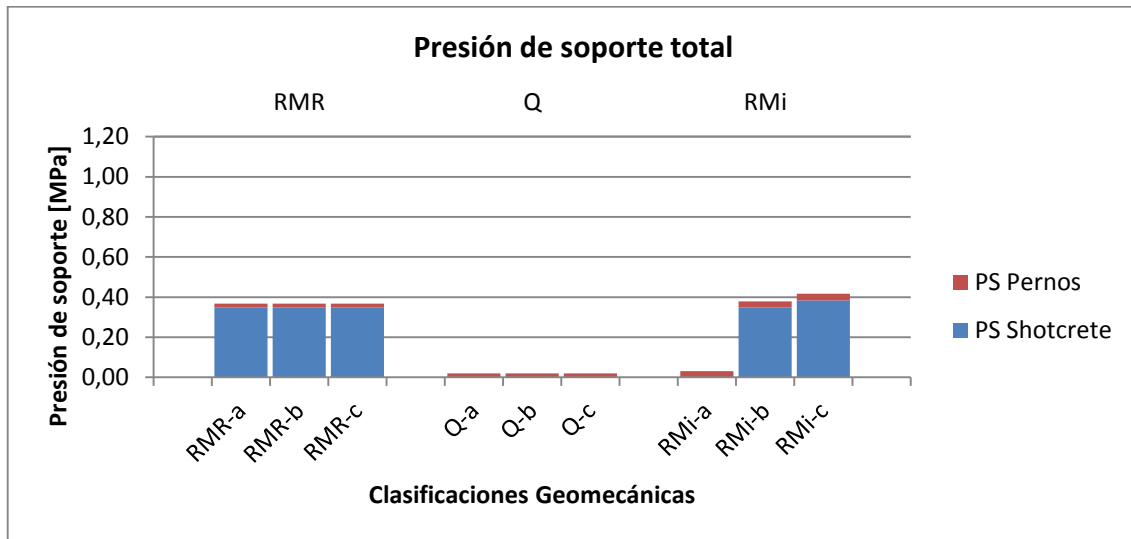


Figura 4-8 Presión de soporte total, escenarios A1

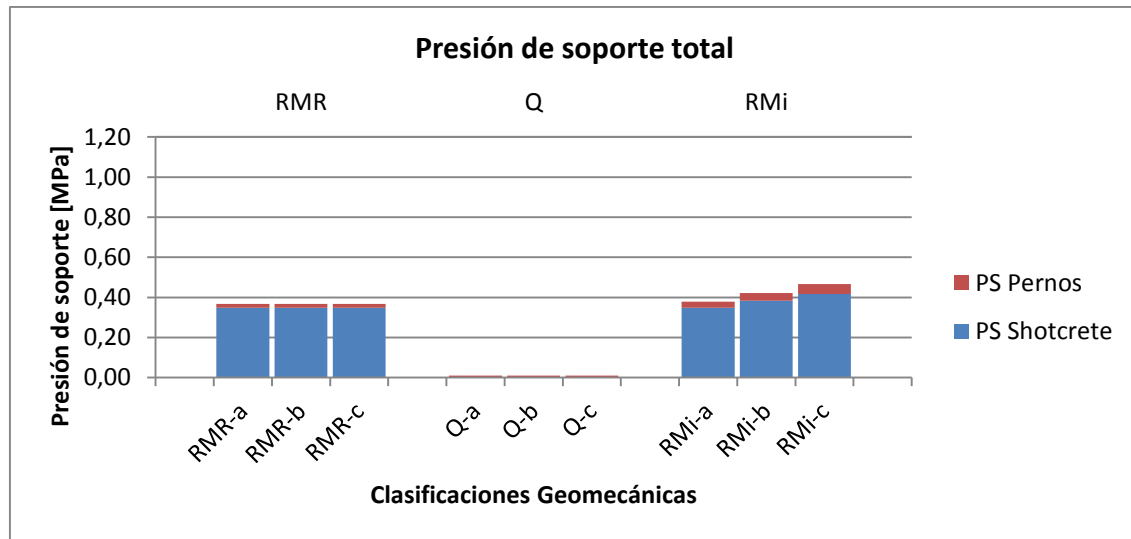


Figura 4-9 Presión de soporte total, escenarios A2

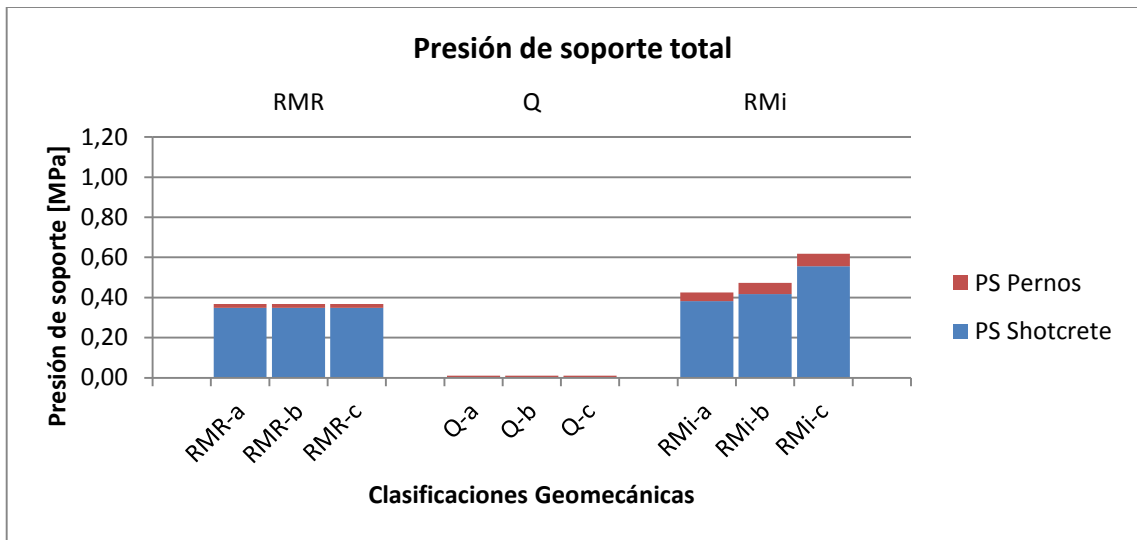


Figura 4-10 Presión de soporte total, escenarios A₃

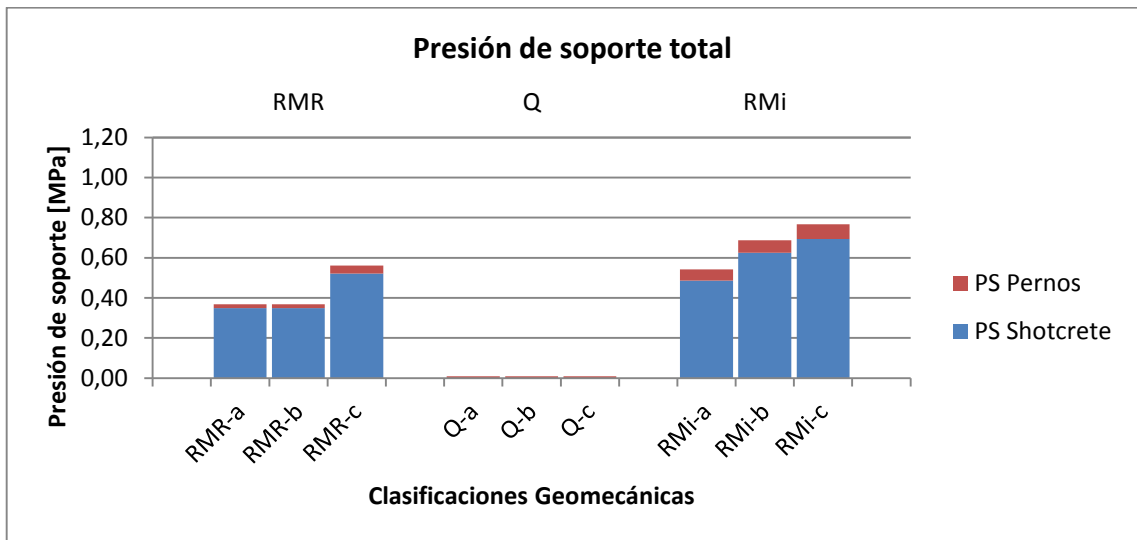


Figura 4-11 Presión de soporte total, escenarios A₄

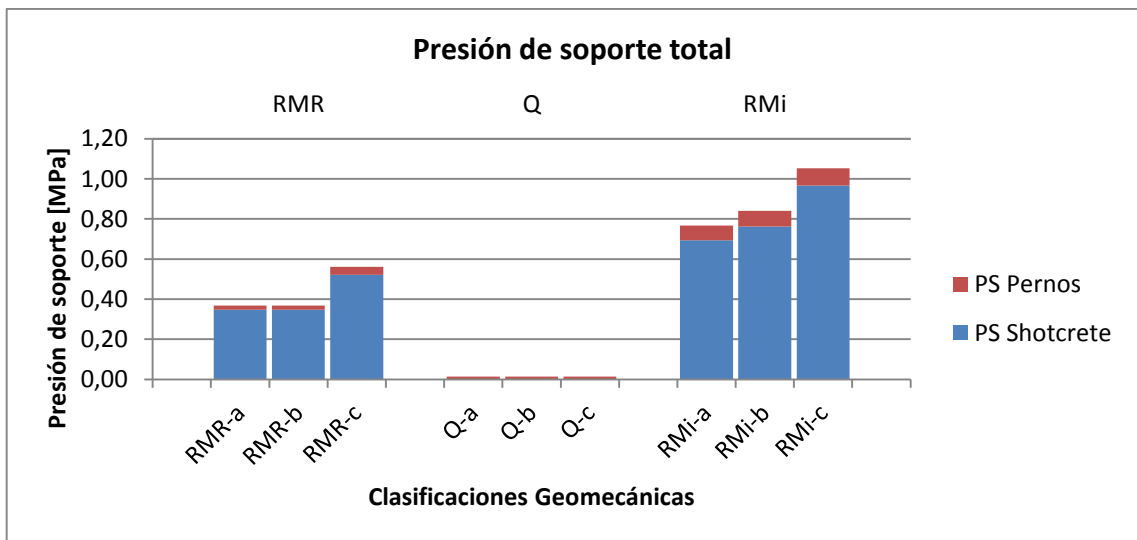


Figura 4-12 Presión de soporte total, escenarios A₅

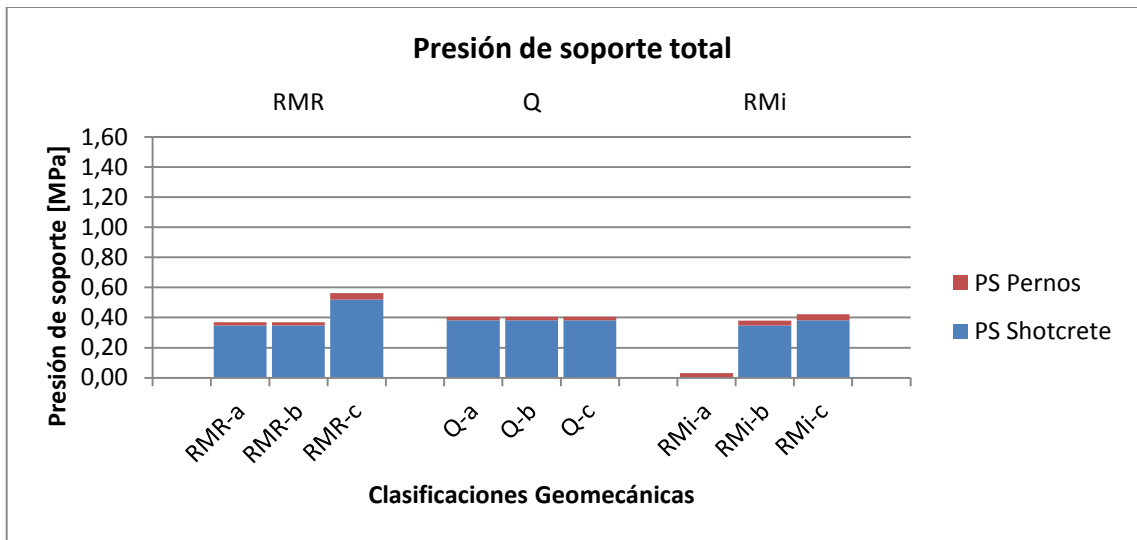


Figura 4-13 Presión de soporte total, escenarios B₁

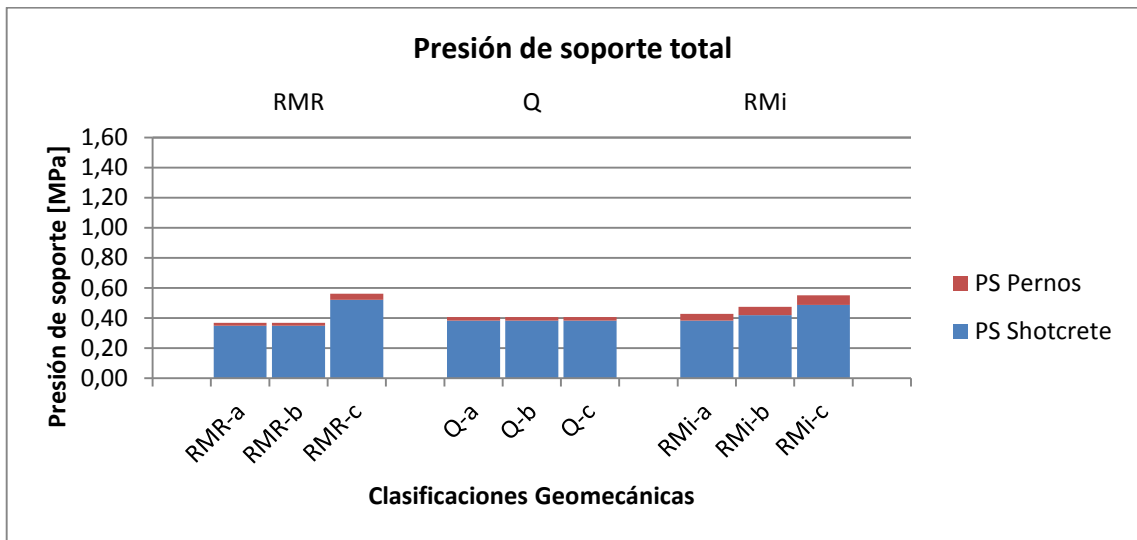


Figura 4-14 Presión de soporte total, escenarios B₂

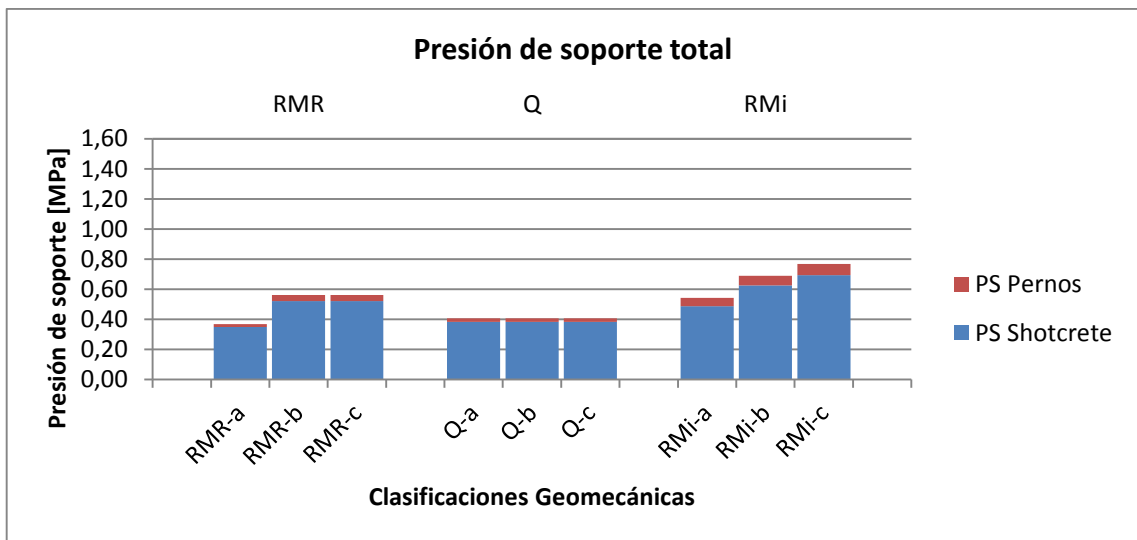


Figura 4-15 Presión de soporte total, escenarios B₃

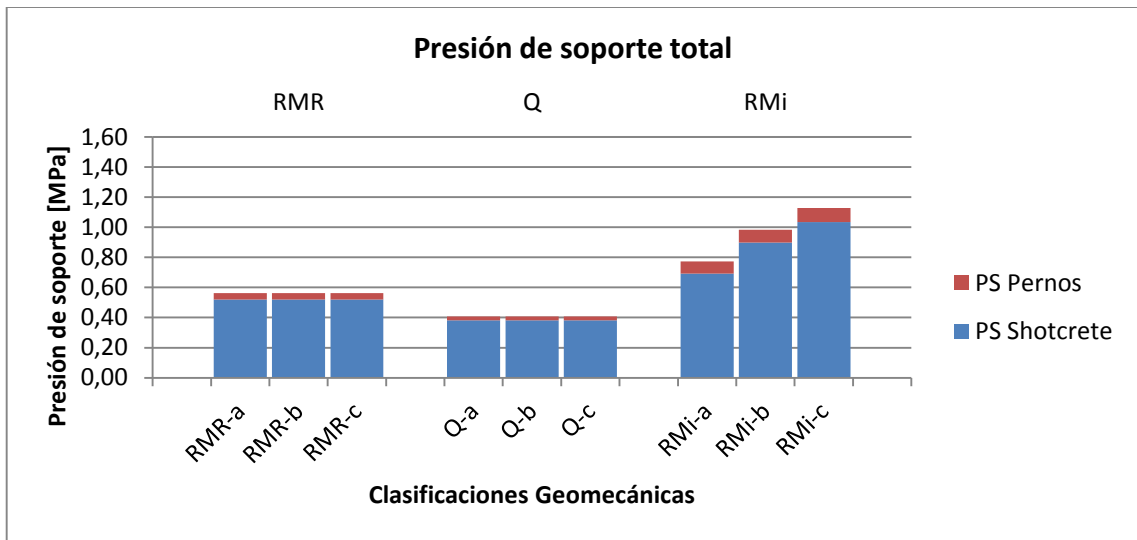


Figura 4-16 Presión de soporte total, escenarios B₄

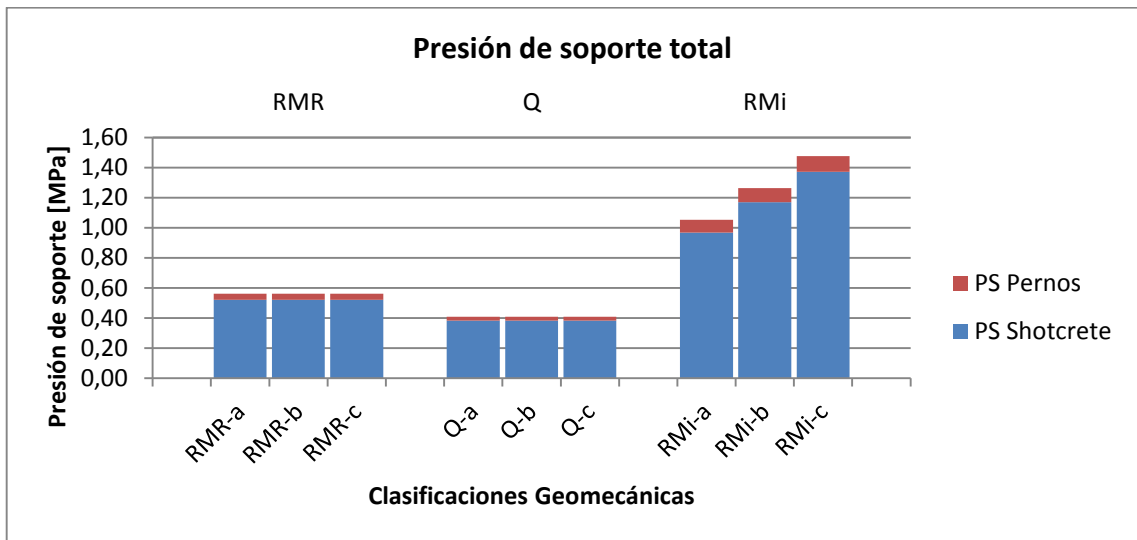


Figura 4-17 Presión de soporte total, escenarios B₅

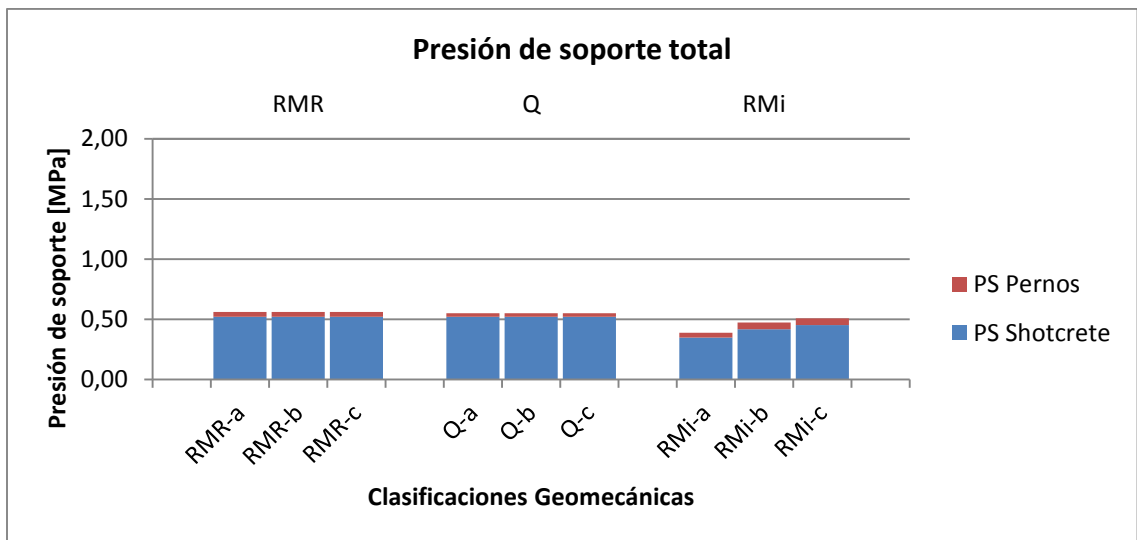


Figura 4-18 Presión de soporte total, escenarios C₁

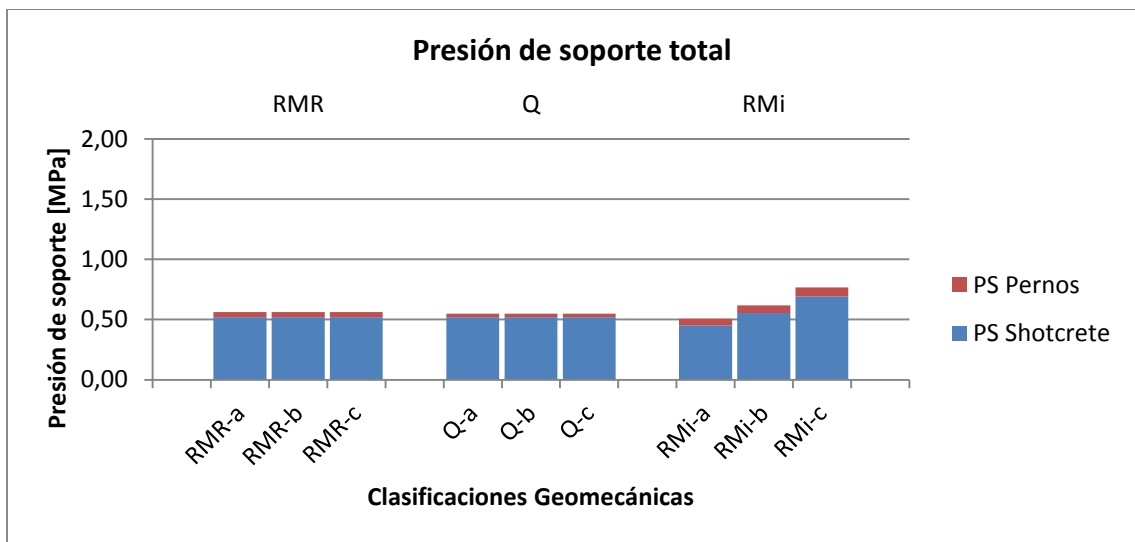


Figura 4-19 Presión de soporte total, escenarios C₂

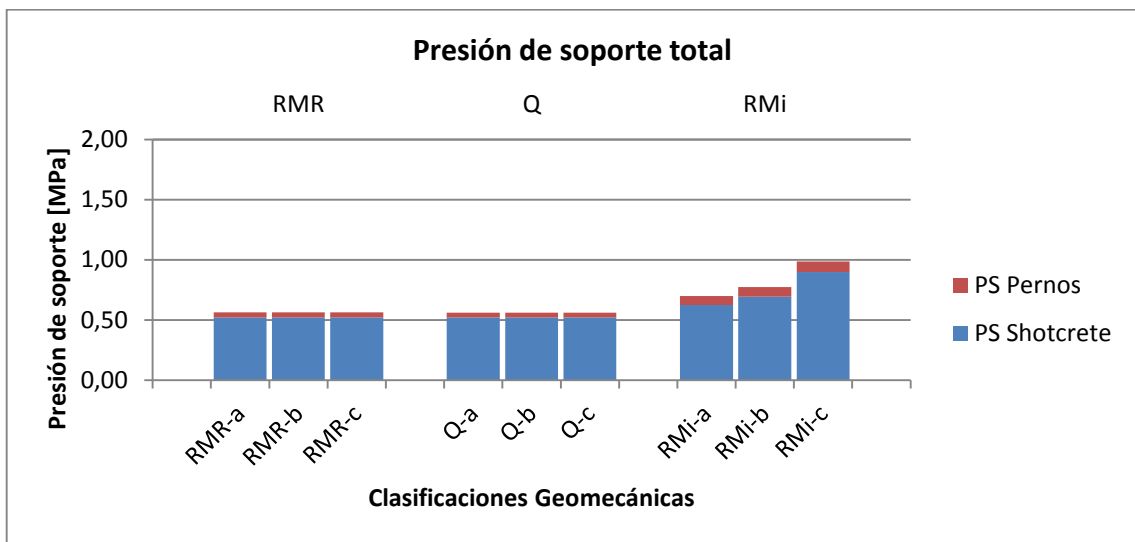


Figura 4-20 Presión de soporte total, escenarios C₃

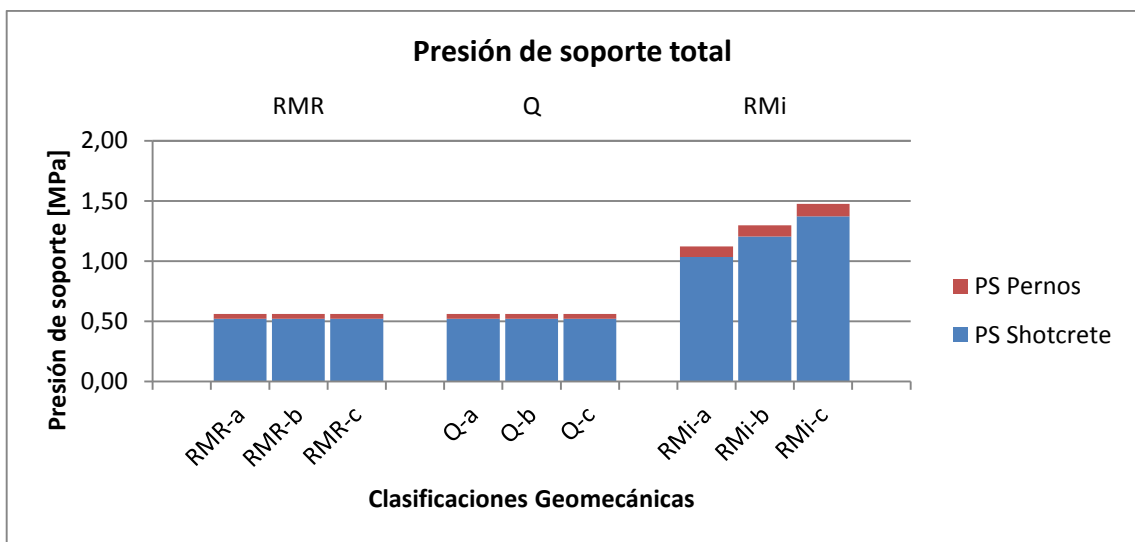


Figura 4-21 Presión de soporte total, escenarios C₄

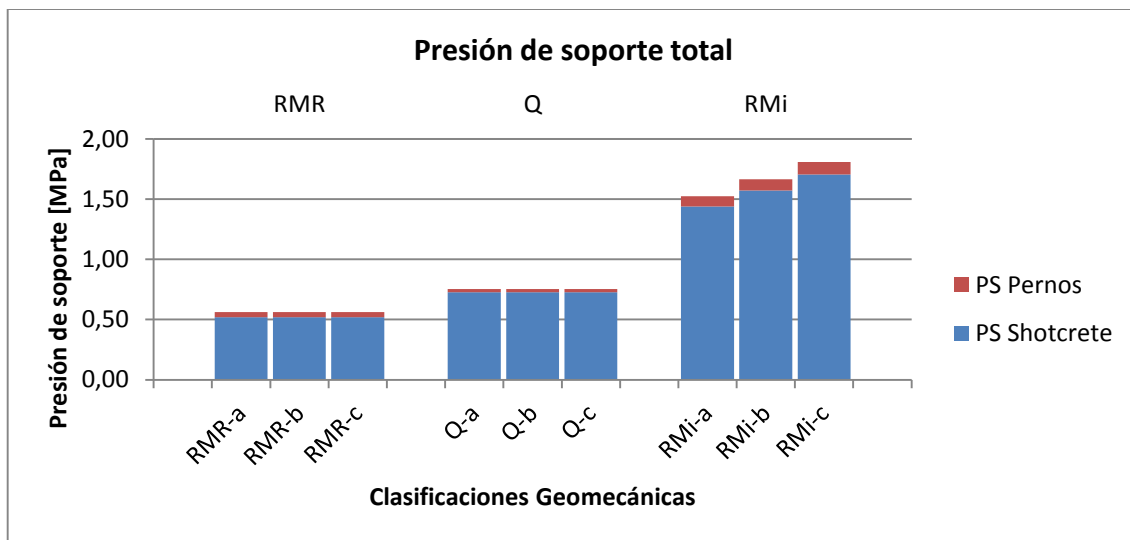


Figura 4-22 Presión de soporte total, escenarios C_s

Notar que en las Figura 4-8 a Figura 4-22 se muestran las presiones de soporte de los escenarios en función de la clasificación geomecánica y la orientación de las diaclasas. Desde la información mostrada es posible apreciar la sensibilidad del sistema RMi respecto a la orientación de las diaclasas, condición no considerada por el sistema Q y parcialmente por el sistema RMR, que presenta variación solo para algunos pares ordenada (Jc, Vb). Se aprecia también la escasa presión de soporte propuesta por el método Q para condiciones de GSI alto (Escenarios tipo Ai). Además se observa mayor sensibilidad de la clasificación RMi dentro de los valores de GSI cuasi-constante (Escenarios Ai GSI=63-64, Bi GSI=43-48 y Ci GSI=26-33), mientras que RMR varía escasamente y Q es constante dentro de estos grupos de escenarios.

Salvo los casos Ai, las clasificaciones RMR y Q proponen presiones de soporte cercanas entre sí, donde RMi en la mayoría de los casos supera dicha presión de soporte, situación desde la que se concluye una ligera subestimación por parte de la clasificación RMi para los escenarios estudiados.

Además, según el método simplificado de estudio de presión de soporte, cabe destacar el bajo aporte de los pernos al valor final de presión de soporte para cada uno de los casos, entendiendo además, que para las condiciones donde los sistemas no proponen el uso de shotcrete, la presión de soporte disminuye drásticamente.

Es posible ver el comportamiento de la presión de soporte de manera generalizada para los puntos en el diagrama GSI y separadas por clasificación en las

Figura 4-23, Figura 4-24 y Figura 4-25, donde se muestran las presiones de soporte según la categoría de orientación de las diaclasas, favorables, medias y desfavorables. Las figuras mostradas son agrupadas por color según su valor de GSI de la Figura 3-2.

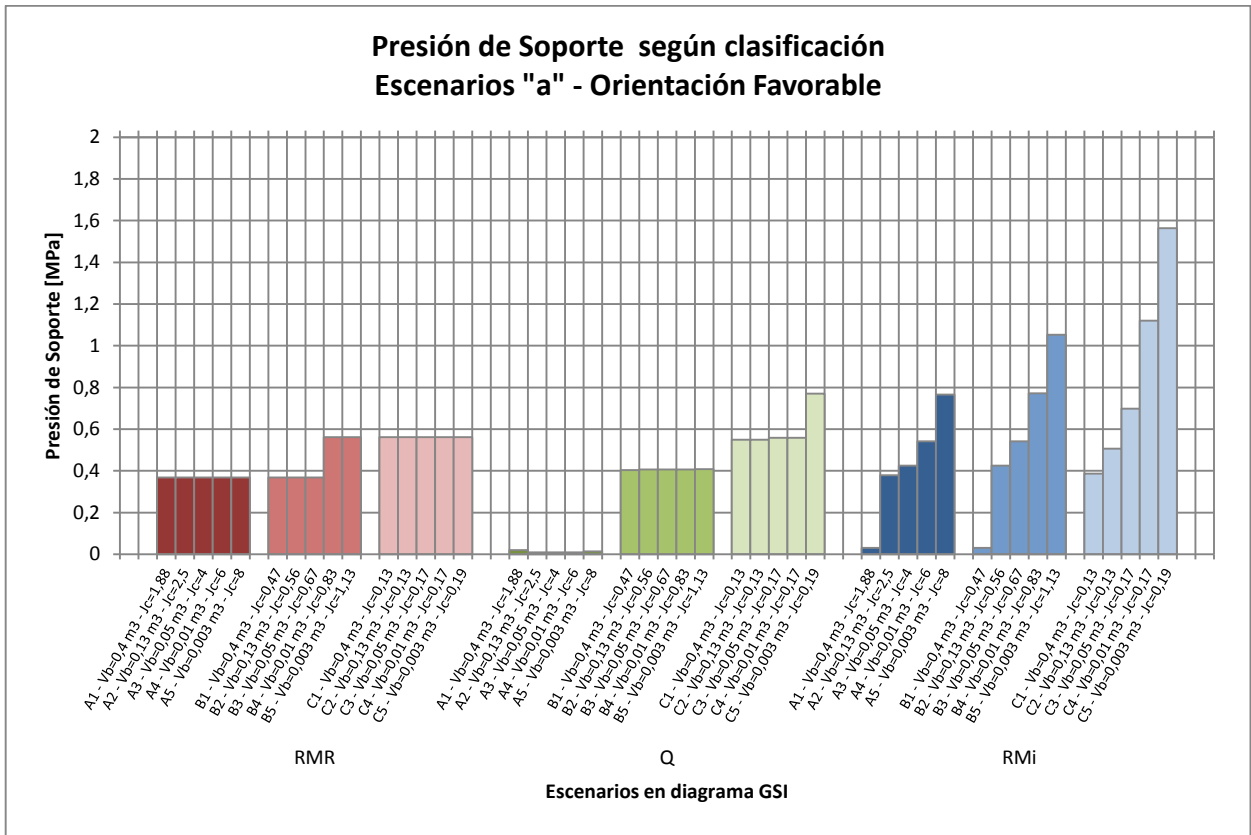


Figura 4-23 Resumen de presiones de soporte total, orientación favorable

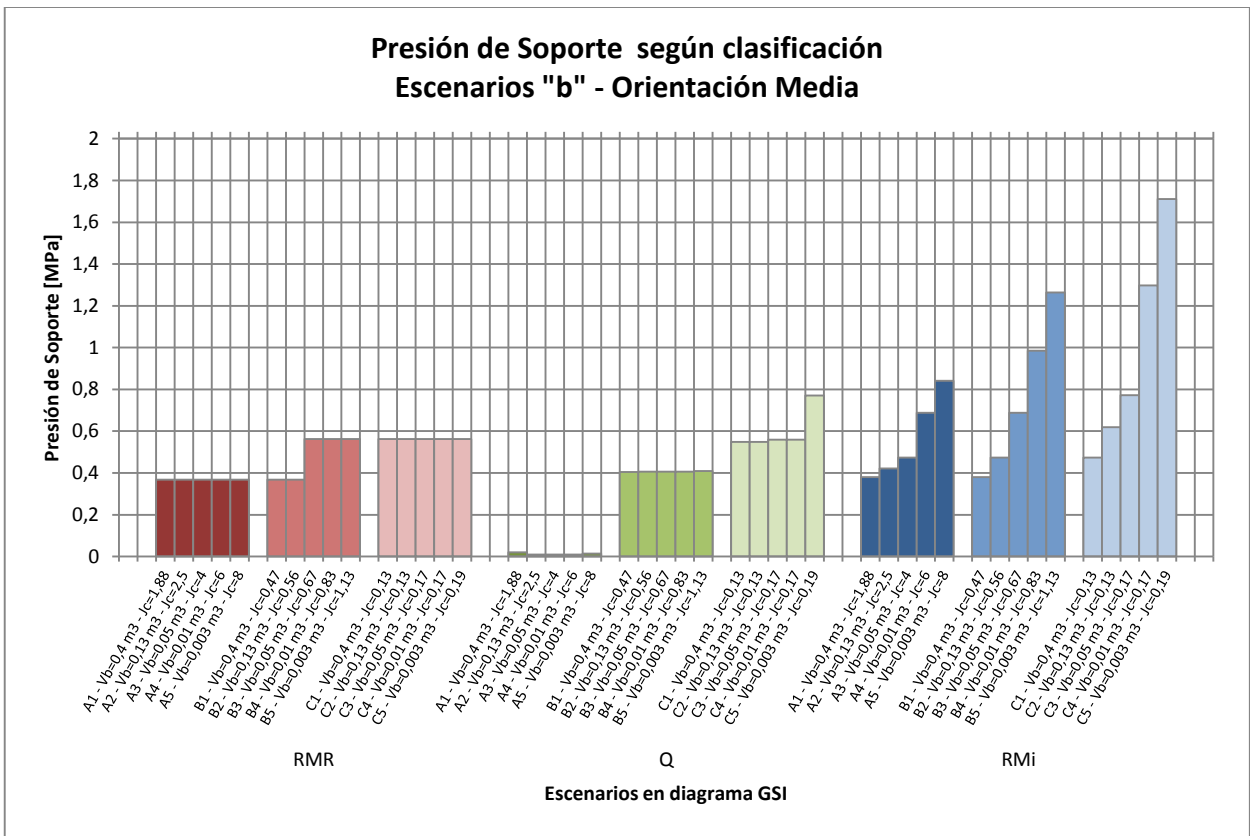


Figura 4-24 Resumen de presiones de soporte total, orientación media

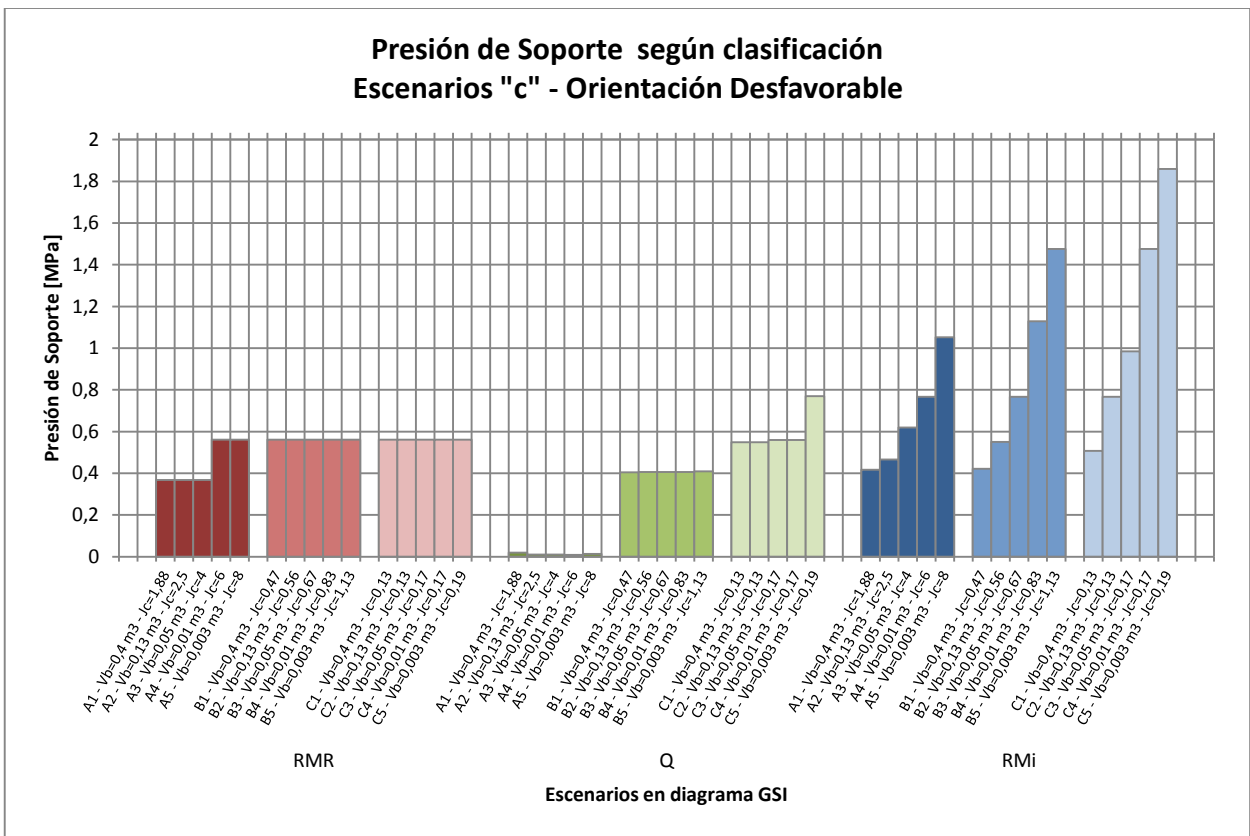


Figura 4-25 Resumen de presiones de soporte total, orientación desfavorable

De las Figura 4-23, Figura 4-24 y Figura 4-25 es posible apreciar la sensibilidad del sistema R_{Mi} respecto a la presión de soporte al aumentar el subíndice “*i*” independiente de que para los escenarios A_i, B_i y C_i, se tienen valores de GSI relativamente constantes, lo que supone no solo correlación con GSI , por el aumento en la dispersión de los valores entre los escenarios tipo 1 y 5 en la medida que paso desde A hasta C, sino también con el valor del *Joint Condition Factor* (Jc) ya que los valores de presión de soporte aumentan al crecer el subíndice “*i*”, que está relacionado con la disminución del volumen de bloque, que baja la calidad del macizo, a pesar de una mejora en las condiciones de las discontinuidades presentes en el macizo.

Es posible notar respecto a la clasificación Q, que existe correlación con el valor de GSI para cada escenario, ya que el valor de presión de soporte aumenta en la medida que se pasa de los escenarios tipo A hasta tipo C, con mínima dispersión respecto al valor del subíndice “*i*”. Respecto al sistema RMR, los valores obtenidos para la presión de soporte presentan muy baja sensibilidad, ya sea para GSI como para el valor del subíndice “*i*” dentro de un grupo de escenarios (A_i, B_i y C_i). En este contexto, R_{Mi} es la clasificación con mayor sensibilidad para los tipos de escenarios (A_i, B_i y C_i). Con alta sensibilidad al subíndice “*i*”.

A partir de los avances hechos en este capítulo, es posible mostrar las tablas resumen con los indicadores de soporte para cada escenario estudiado, además de los indicadores geomecánicos que sustentan la obtención de espesores de shotcrete y espaciamiento de pernos, y la presión de soporte obtenida con el método descrito en la sección 4.1. Las tablas resumen descritas se encuentran en la sección anexos, segundo apartado (Ver ANEXO II).

CAPÍTULO 5 MÉTODOS ANALÍTICOS, NUMÉRICOS Y SUS REQUERIMIENTOS DE SOPORTE Y FORTIFICACIÓN.

5.1 Introducción

Hasta hace algunas décadas las estructuras desarrolladas en roca eran analizadas casi únicamente mediante el uso de las clasificaciones geomecánicas y modelos analíticos simplificados y empíricos apoyados en la experiencia práctica de los profesionales involucrados en el diseño y construcción de obras subterráneas.

Ante esta situación y con avances desarrollados con los años, una de las posibilidades existentes es el uso de modelos analíticos automatizados donde interactúan las tensiones, las estructuras de la roca y las geometrías impuestas por la excavación, pudiendo calcular en forma numérica la relación entre las tensiones internas y la deformación en conjunto con los soportes ocupados. Para este tipo de análisis es utilizado el software Unwedge de Rocscience, con el que se analizan los factores de seguridad asociados a las potenciales cuñas formadas por las familias de diaclasas y su interacción con el soporte propuesto por las clasificaciones geomecánicas.

En el contexto del análisis de excavaciones, macizos rocosos, soportes y sus interacciones, con el desarrollo de la computación y su capacidad superior para el análisis de datos, ha sido posible resolver problemas de tensión-deformación, donde la roca interactúa con la estructura propuesta (excavación) y se inducen nuevos estados de equilibrio, que compatibilizan las cargas debidas a peso propio del macizo y materiales, fuerzas externas, tensiones *in-situ*, fuerzas dinámicas, cambios de temperatura, etc. Bajo estas posibilidades, los métodos numéricos, en particular los métodos de elementos finitos (MEF), son los más usados y populares dentro de la ingeniería. En este caso, se usa el software Phase2, de Rocscience, donde se representan los macizos y los soportes encontrados con las clasificaciones geomecánicas, logrando obtener desplazamientos de la excavación y su entorno, respuesta del soporte ante las sollicitaciones, zonas de plastificación, etc.

5.2 Parámetros de entrada para el software

Ambos programas utilizados consideran una serie de *inputs* para realizar sus cálculos y que corresponden principalmente a estados tensionales *in-situ*, y las características y propiedades de los materiales utilizados para el soporte. En esta sección se detallan los parámetros utilizados para representar los escenarios utilizados en esta investigación.

5.2.1. Campo de tensiones

El estado tensional presente en los escenarios analizados hace necesaria la definición de la resistencia a la compresión uniaxial del material intacto que constituye el macizo rocoso. Para este caso se ha usado una resistencia del 100 [MPa], quedando representada la capacidad del material cuando este no está afectado por las condiciones de macizo típicas de las obras subterráneas (Diaclasas, planos de debilidad, presencia de agua, etc.). Para esta investigación, se ocupa como material intacto una roca tipo andesita, por su cercanía con el contexto chileno, ya que es muy frecuente en la Cordillera de los Andes. Para definir su resistencia a la compresión uniaxial se ocupa lo publicado por Palmstrom (1995), quien define este valor en un rango de 75 – 300 [MPa], con un promedio aproximado de 140 [MPa]. A partir de esta información y subestimando parcialmente la capacidad del material, se define la resistencia según la ecuación 5.1

$$\sigma_c = 100 \text{ [MPa]} \quad 5.1.$$

Donde:

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial del material intacto

A partir de Palmstrom (1995) en particular en su apéndice 9 sobre la estimación de la tensión tangencial alrededor del túnel, se tiene la expresión 5.2 para conocer la tensión tangencial a partir de constantes asociadas a la relación de tensiones principales, forma de excavación, profundidad y densidad de la roca.

$$\sigma_\theta = (A \cdot k - 1)\gamma h \quad 5.2.$$










Donde:

σ_θ : Tensión tangencial alrededor del túnel

- A: Factor de forma de la excavación
- k: Razón de tensión horizontal sobre vertical
- γ : Densidad de la roca
- h: Profundidad de la excavación

El valor de la constante A, asociada a la forma de la excavación queda definida a partir de la Tabla 5-1, donde se destaca la excavación considerada (tipo herradura).

Tabla 5-1 Valores de constantes A y B según sección excavada (Hoek & Brown, 1980)

									
A	5.0	4.0	3.9	3.2	3.1	3.0	2.0	1.9	1.8
B	2.0	1.5	1.8	2.3	2.7	3.0	5.0	1.9	3.9

Los demás parámetros para establecer el estado tensional del macizo rocoso son mostrados en la Tabla 5-2.

Tabla 5-2 Parámetros para la caracterización del estado tensional del macizo rocoso

Parámetro	Simbología	Valor
Relación σ_θ y σ_c	σ_θ/σ_c	0,3
Tensión tangencial	σ_θ	30 [MPa]
Razón tensión horizontal y vertical	k	0,7
Peso unitario roca	γ	26 [kN]
Profundidad excavación	h	930 [m]

Donde la tensión tangencial se obtiene a partir de la razón para la tensión tangencial y resistencia a la compresión de la roca intacta ($\sigma_\theta/\sigma_c = 0,3$) para mantenerse en el rango de tensiones medio o estable (Ver Tabla I-7, ANEXO I) y la profundidad de la excavación queda definida a partir de la ecuación 5.2.

5.2.2. Propiedades y características del material

El material (roca) usado en los modelos corresponde a una andesita, roca ígnea volcánica muy común en Chile. Los parámetros utilizados para caracterizar esta roca en los software de análisis se muestran en la Tabla 5-3.

Tabla 5-3 Características y parámetros asociados a la roca. Datos a partir de González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo (2002)

Parámetro	Característica/Valor
Tipo de comportamiento elástico	Isotrópico
Criterio de Falla	Hoek & Brown
Resistencia a la compresión uniaxial, σ_c	100 [MPa]
Módulo de Elasticidad material intacto, E_i	40000 [MPa]
Coefficiente de Poisson, ν	0,3
Constante de roca intacta, m_i	19
Factor de disturbancia, D	0
Peso unitario de la roca, γ	26 [kN]

Además de los parámetros mostrados, los programas necesitan la definición de los parámetros mecánicos asociados al macizo rocoso con la influencia de las características litológicas que influyen su comportamiento. Para estas definiciones, fue utilizado el criterio generalizado de falla de Hoek & Brown, cuyas definiciones son mostradas en la ecuación 5.3.

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + s \right)^a \quad 5.3.$$

Donde,

σ_1 y σ_3 : Tensiones principales efectivas mayor y menor

σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial

Donde s y a son constantes para el macizo dadas por las relaciones 5.4 y 5.5, respectivamente.

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad 5.4.$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad 5.5.$$

Además, m_b es el valor reducido de la constante m_i y está dada por la ecuación 5.6.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \quad 5.6.$$

Finalmente, es necesario definir el módulo de elasticidad del macizo rocoso a partir de algunos de los parámetros definidos previamente. El valor del módulo de elasticidad del macizo se obtiene a partir de la ecuación 5.7. (Hoek & Diederichs, 2006).

$$E_m = E_i \left(0,02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{60+15D-GSI}{11}\right)}} \right) \quad 5.7.$$

A continuación se muestra la Tabla 5-4 con el resumen de los valores del módulo de elasticidad para cada uno de los escenarios analizados, con su respectivo GSI.

Tabla 5-4 Módulos de elasticidad para el macizo rocoso según escenarios de análisis

Escenarios	GSI	Módulo Elasticidad, E_m [MPa]
Punto A ₁	64	24397
Punto A ₂	63	23510
Punto A ₃	64	24397
Punto A ₄	64	24397
Punto A ₅	63	23510
Punto B ₁	48	10858
Punto B ₂	46	9552
Punto B ₃	45	8946
Punto B ₄	44	8372
Punto B ₅	43	7830
Punto C ₁	33	3964
Punto C ₂	31	3473
Punto C ₃	29	3054
Punto C ₄	28	2868
Punto C ₅	26	2539

5.2.3. Propiedades y características de diaclasas

Para la definición de las propiedades de las diaclasas presentes en el macizo rocoso se utiliza el criterio de falla de Barton-Bandis, (Barton & Bandis, 1990), donde la resistencia al corte queda definida a partir de la ecuación 5.8.

$$\tau = \sigma_n \tan \left(JRC \cdot \log \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \phi_r \right) \quad 5.8.$$

Donde:

JRC: Joint roughness coefficient

JCS: Joint wall compressive strength

ϕ_r : Ángulo de fricción residual

El valor del Joint Roughness Coefficient (JRC) puede ser obtenido a partir del parámetro Jr ocupado en la clasificación geomecánica Q y cuya relación queda descrita en la Figura 5-1.










Relation Between Jr and JRCn Subscripts Refer to Block Size (cm)		Jr	JRC ₂₀
I	Rough 	4	20
II	Smooth 	3	14
III	Slickensided  Stepped	2	11
IV	Rough 	3	14
V	Smooth 	2	11
VI	Slickensided  Undulating	1.5	7
VII	Rough 	1.5	2.5
VIII	Smooth 	1.0	1.5
IX	Slickensided  Planar	0.5	0.5

Figura 5-1 Relación entre Jr y JRC (Barton & Bandis, 1990)

Se muestra en la Tabla 5-5 los valores obtenidos a partir de la Figura 5-1 para el parámetro JRC, según los valores de Jr de cada escenario usado en la investigación. Se aclara que para los valores de Jr que no se muestran en la Figura 5-1 y que fueron usados en este trabajo, el valor de JRC fue interpolado linealmente ya que este es el comportamiento que relaciona ambos parámetros, siempre respetando el valor máximo de JRC (JRC = 20).

Tabla 5-5 Valores obtenidos para JRC según Jr de cada escenario utilizado.

Escenarios	Jr	JRC
Punto A ₁	3,75	18
Punto A ₂	5	20
Punto A ₃	4	20
Punto A ₄	6	20
Punto A ₅	6	20
Punto B ₁	2	11
Punto B ₂	2,25	11,3
Punto B ₃	2	11
Punto B ₄	2,5	12,4
Punto B ₅	4,5	20
Punto C ₁	1	1,5
Punto C ₂	0,5	0,5
Punto C ₃	1	1,5
Punto C ₄	1	1,5
Punto C ₅	0,8	1,1

El Joint wall Compressive Strength (JCS) es igual a la resistencia a la compresión no confinada de la roca si las discontinuidades no presentan alteración, pero puede ser reducida a la cuarta parte de la resistencia a la compresión (σ_c) (Barton N., 1973) cuando no se tienen mediciones en terreno de la condición de las discontinuidades (Wines & Lilly, 2003). Por lo tanto el valor de JCS asumido es el mostrado en la ecuación 5.9.

$$JCS = 25 [MPa] \quad 5.9.$$

El valor del ángulo de fricción residual para el macizo puede estimarse a partir de la relación 5.10 (Barton & Bandis, 1990)

$$\phi_r = (\phi_b - 20) + 20 \left(\frac{r}{R} \right) \quad 5.10.$$

Donde:

ϕ_b : Ángulo de fricción básico

r: Número de rebote del martillo de Schmidt en superficies de fractura húmedas y erosionadas

R: Número de rebote del martillo de Schmidt en superficies inalteradas.

Respecto a los valores de rebote del martillo de Schmidt en distintas superficies y el ángulo de fricción básico, se muestra en la Tabla 5-6 los valores obtenidos para el macizo rocoso.

Tabla 5-6 Parámetros para obtención de ángulo de fricción residual, r desde (Singh & Goel, 1999), R desde (Hubbard & Glasser, 2005), ϕ_b desde (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Oteo, 2002) y ϕ_r a partir de ecuación 5.10.

Parámetro	Valor
Ángulo de fricción básico, ϕ_b	45°
Número martillo de Schmidt, r	45
Número martillo de Schmidt, R	60
Ángulo de fricción residual, ϕ_r	40°

Al modelar el comportamiento de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso los software de análisis solicitan también valores para la rigidez normal y al corte en las discontinuidades, cuyos valores son obtenidos a partir de las relaciones 5.11 y 5.12 (Barton & Choubey, 1978).

$$K_n = \frac{Em \cdot Ei}{L(Ei - Em)} \quad 5.11.$$

$$K_s = \frac{Gm \cdot Gi}{L(Gi - Gm)} \quad 5.12.$$

Donde:

Kn: Rigidez normal de la discontinuidad

Ks: Rigidez al corte de la discontinuidad

Em: Módulo de elasticidad del macizo rocoso

Ei: Módulo de elasticidad del material intacto

L: Espaciamiento de las discontinuidades

Gm: Módulo de corte del macizo rocoso

Gi: Módulo de corte del material intacto

Además, la obtención de los módulos de corte del material intacto y del macizo rocoso se obtienen de la relación 5.13 considerando el módulo de Young del material intacto y del macizo rocoso respectivamente.

$$G = \frac{E}{2(1 + \nu)} \quad 5.13.$$

Donde:

G: Módulo de corte

E: Módulo de elasticidad

v: Coeficiente de Poisson

Para las configuraciones usadas, una vez definido el criterio de falla y las rigideces asociadas a esfuerzo normal y de corte, se ingresan a los programas las orientaciones de las familias de discontinuidades que intervienen en el macizo. Para el análisis en el programa Unwedge es necesario ingresar al menos 3 familias de discontinuidades para realizar un análisis, mientras que en el programa Phase2 es posible ingresar menor cantidad de familias. Para este estudio y buscando consistencia entre los modelos en ambos software, se ingresan tres familias a cada programa.

Los tríos de familias deben respetar las consideraciones hechas en el uso de las metodologías empíricas, donde la familia principal de discontinuidades (la más desfavorable de las tres para la estabilidad del túnel) pertenece a una de las categorías descritas en 3.3.2, es decir, Favorable, Media o Desfavorable. Además, las siguientes dos familias que forman el trío son generadas a partir de la orientación de la principal (Rumbo y Manteo), buscando ortogonalidad entre ellas y los espaciamientos para cada una necesarios para generar los volúmenes y formas de bloque definidos previamente en la sección 3.2, Tabla 3-6.

En la Tabla 5-7 se muestran manteos (Dip), direcciones de mateo (Dip Direction) y espaciamientos de cada una de las familias de diaclasas ocupadas para definir los escenarios de análisis.

Tabla 5-7 Parámetros de entrada para la orientación y espaciamiento de las discontinuidades.

Escenarios	Categoría de orientación	Familia Principal - J1			Familia 2 - J2			Familia 3 - J3		
		Dip [°]	Dip Direction [°]	S1 [m]	Dip [°]	Dip Direction [°]	S2 [m]	Dip [°]	Dip Direction [°]	S3 [m]
A ₁ - B ₁ - C ₁	Favorable	30	0	1,3	70	230	0,5	70	130	0,7
	Media	60	180	1,3	52	65	0,5	52	295	0,7
	Desfavorable	30	180	1,3	70	50	0,5	70	310	0,7
A ₂ - B ₂ - C ₂	Favorable	30	0	0,9	70	230	0,35	70	130	0,4
	Media	60	180	0,9	52	65	0,35	52	295	0,4
	Desfavorable	30	180	0,9	70	50	0,35	70	310	0,4
A ₃ - B ₃ - C ₃	Favorable	30	0	0,6	70	230	0,25	70	130	0,3
	Media	60	180	0,6	52	65	0,25	52	295	0,3
	Desfavorable	30	180	0,6	70	50	0,25	70	310	0,3
A ₄ - B ₄ - C ₄	Favorable	30	0	0,45	70	230	0,2	70	130	0,2
	Media	60	180	0,45	52	65	0,2	52	295	0,2
	Desfavorable	30	180	0,45	70	50	0,2	70	310	0,2
A ₅ - B ₅ - C ₅	Favorable	30	0	0,3	70	230	0,1	70	130	0,15
	Media	60	180	0,3	52	65	0,1	52	295	0,15
	Desfavorable	30	180	0,3	70	50	0,1	70	310	0,15

De la Tabla 5-7 es posible identificar que las categorías Favorable y Desfavorable difieren solo en los valores de los Dip Direction en 180°, esto quiere decir que generan la misma inclinación para los bloques que forman las familias pero tomando consideración al proceso constructivo, para la condición Favorable el avance se hace a favor del manto, mientras que en la condición Desfavorable se avanza en la construcción en contra del manto. Esta determinación para las inclinaciones es tomada fundamentalmente para observar implicancias de estas configuraciones en el análisis analítico y numérico con software.

Se destaca de los modelos en Phase2, el ingreso del concepto de persistencia de diaclasas. Este concepto es tomado en consideración con dos motivaciones, en primer lugar se intenta generar modelos que representen con mayor cercanía lo que los profesionales encuentran en terreno, donde las familias difícilmente tienen largos infinitos y en segundo lugar, la intención de esta determinación facilita el cálculo de los modelos de elementos finitos, ya que esta propiedad disminuye la cantidad de elementos a analizar al analizar los modelos.

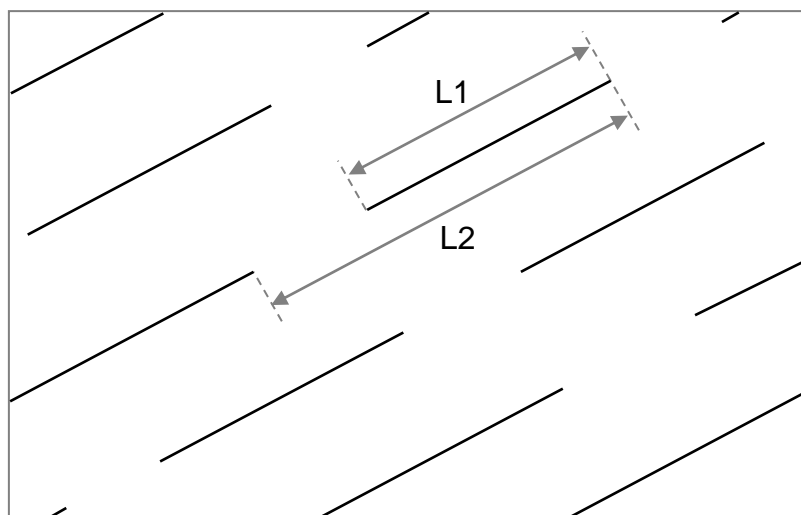


Figura 5-2 Diagrama descripción de largos con persistencia.

Según la Figura 5-2, los largos que intervienen en la definición de la persistencia para una familia corresponden al largo promedio de una discontinuidad y al largo promedio hasta el siguiente inicio de la discontinuidad. La persistencia queda definida según la relación 5.14. (Rocscience Inc., 2004b).

$$Persistencia = \frac{L1}{L2} \quad 5.14.$$

Esta condición es ingresada al programa con las características indicadas en la Tabla 5-8.

Tabla 5-8 Parámetros de entrada para la persistencia de las familias de diaclasas

Parámetro	Valor
Persistencia	0,5
Largo L1	10 [m]
Largo L2	20 [m]

5.2.4. Propiedades y características del shotcrete

En la Tabla 5-9 se entregan los valores de los parámetros de diseño del hormigón proyectado usados como *inputs* en los software utilizados, considerando un hormigón tipo H35.

Tabla 5-9 Parámetros de entrada para modelación de shotcrete. Elasticidad y Poisson desde (American Concrete Institute, 1995), resistencia a tracción y residuales desde Phase2 (por defecto).

Parámetro	Valor
Módulo de Elasticidad	30000 [MPa]
Coefficiente de Poisson	0,2
Resistencia a la compresión	35 [MPa]
Resistencia a la compresión (residual)	5 [MPa]
Resistencia a la tracción	5 [MPa]
Resistencia a la tracción (residual)	0 [MPa]
Resistencia al corte	1,18 [MPa]

El valor de resistencia al corte se extrae de la ecuación 5.15, que queda en función de la resistencia a la compresión del hormigón (Rocscience Inc., 2004a).

$$V = 0,2 \cdot \sqrt{f'_c} \quad 5.15.$$

Donde:

f'_c : Resistencia a la compresión uniaxial a 28 días.

5.2.5. Propiedades y características de pernos

Los pernos utilizados para el diseño tienen un diámetro caracterizado en función de las definiciones utilizadas por la clasificación geomecánica RMR, que propone el uso de pernos de 20[mm] de diámetro. Además se asume un criterio de falla asociado a la rotura por tracción del perno en su sección transversal y por lo tanto su capacidad axial está dada por la expresión 5.16 (American Institute of Steel Construction, 2010).

$$\phi_t P_n = \phi_t F_u A \quad 5.16.$$

Donde:

ϕ_t : Factor de reducción por diseño de carga-resistencia

F_u : Resistencia mínima a la tensión

A: Área de la sección transversal del perno

Se muestra a continuación la Tabla 5-10 con el resumen de parámetros de entrada para la modelación de los pernos de anclaje usados en la estabilidad del macizo.

Tabla 5-10 Parámetros de entrada para modelación pernos

Parámetro	Valor
Módulo de elasticidad acero	200000 [MPa]
Factor de reducción	0,9
Resistencia a la tensión	440 [MPa]
Diámetro perno	20 [mm]
Capacidad a tracción	0,124 [MN]
Capacidad a tracción (Residual)	0,0124 [MN]

5.2.6. Resumen parámetros entrada para cada software

Si bien se han definido todos los parámetros necesarios para establecer los modelos en cada software, la Tabla 5-11 y Tabla 5-12 muestran un resumen respecto a los *inputs* específicos usados por cada programa.

Tabla 5-11 Resumen parámetros de entrada para cada software

Propiedades	Input	Phase2	Unwedge
Campo de Tensiones	Elevación de la superficie [m]	✓	✓
	Razón tensión horizontal y vertical, k	✓	✓
Material (Andesita)	Tipo de comportamiento (<i>Plastic</i>)	✓	
	Peso unitario material [MN/m ³]	✓	✓
	Geological Strength Index, GSI	✓	
	Resistencia a compresión roca intacta, σ_c [Mpa]	✓	
	Constante de roca intacta, mi	✓	
	Factor de disturbancia, D	✓	
	Módulo de Young roca intacta, E_i [Mpa]	✓	
	Módulo de Young macizo, E_m [Mpa]	✓	✓
	Módulo de Poisson, ν	✓	✓
Diaclasas	Modelo de diaclasas (<i>Parallel Deterministic joint network</i>)	✓	
	Dip [°]	✓	✓
	Dip Direction [°]	✓	✓
	Espaciamiento [m]	✓	
	Largo [m]	✓	
	Persistencia	✓	
	Criterio de falla (<i>Barton-Bandis</i>)	✓	
	Joint wall compressive strength, JCS	✓	✓
	Joint roughness coefficient, JRC	✓	✓
	Ángulo de fricción residual, ϕ_r	✓	✓
	Rigidez normal, K_n [Mpa/m]	✓	
	Rigidez al corte, K_s [Mpa/m]	✓	

Tabla 5-12 Resumen parámetros de entrada para cada software (Continuación).

Propiedades	Input	Phase2	Unwedge
Shotcrete	Tipo de comportamiento	✓	
	Módulo de Young, E [Mpa]	✓	
	Módulo de Poisson, ν	✓	
	Peso unitario shotcrete [MN/m ³]		✓
	Resistencia al corte [MPa]		✓
	Resistencia a la compresión [Mpa]	✓	
	Resistencia a la compresión residual [Mpa]	✓	
	Resistencia a la tracción [Mpa]	✓	
	Resistencia a la tracción residual [Mpa]	✓	
	Espesor [m]	✓	✓
Pernos	Mecanismo de trabajo (<i>fully grouted</i>)	✓	✓
	Diámetro [mm]	✓	
	Módulo de Young, E [Mpa]	✓	
	Capacidad a tracción [MN]	✓	✓
	Capacidad a tracción residual [MN]	✓	
	Espaciamiento [m]	✓	✓
	Largo [m]	✓	✓

5.3 Unwedge

5.3.1. Modelos

El estudio analítico de estabilidad de cuñas formadas por las familias de diaclasas ingresadas al programa es evaluado en función de las propiedades del problema generado (Fuerzas involucradas, Peso de cuñas, Métodos de soporte, etc.). Mediante el ingreso de las variables involucradas en el problema, Unwedge calcula la situación más desfavorable según las orientaciones ingresadas, es decir, genera las cuñas más grandes que pueden deslizarse o desprenderse del macizo al excavarlo.

Los conjuntos de familias de diaclasas ingresados al programa quedan descritas mediante el uso de una Red de Schmidt, donde se muestran los Dip y Dip Direction de las tres familias necesarias para generar el análisis. Desde Unwedge se obtienen las redes de Schmidt mostradas en la Figura 5-3, donde la familia principal, aquella que define la categoría de orientación *favorable*, *media* o *desfavorable*, corresponde a la indicada con el número 1, de color azul.

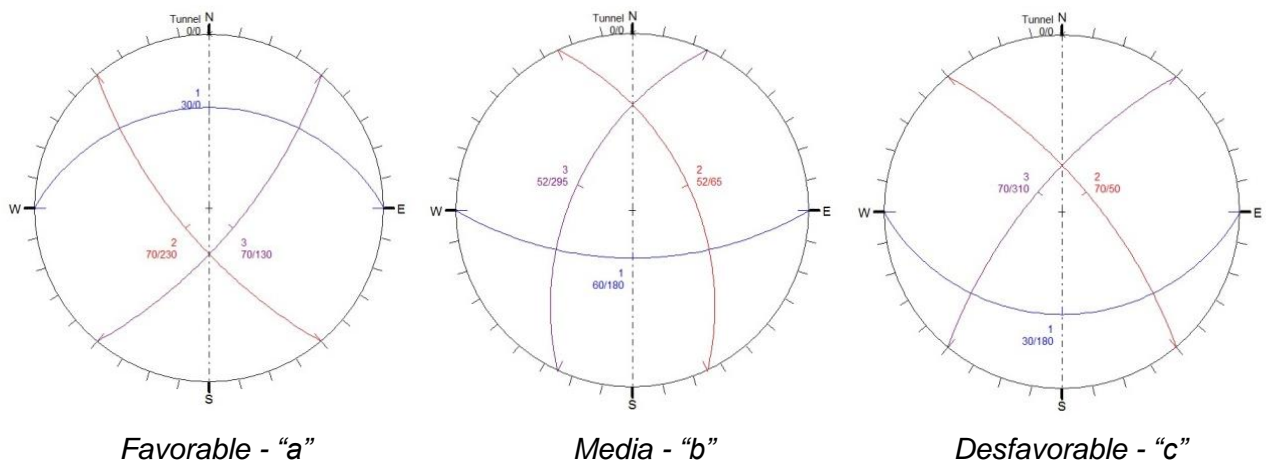


Figura 5-3 Redes de Schmidt con orientación de familias según categoría

A partir de los datos de entrada de orientación y geometría de la excavación, sección tipo herradura de 10mx10m, Unwegde genera las configuraciones mostradas en las Figura 5-4, Figura 5-5 y Figura 5-6 según sea el caso.

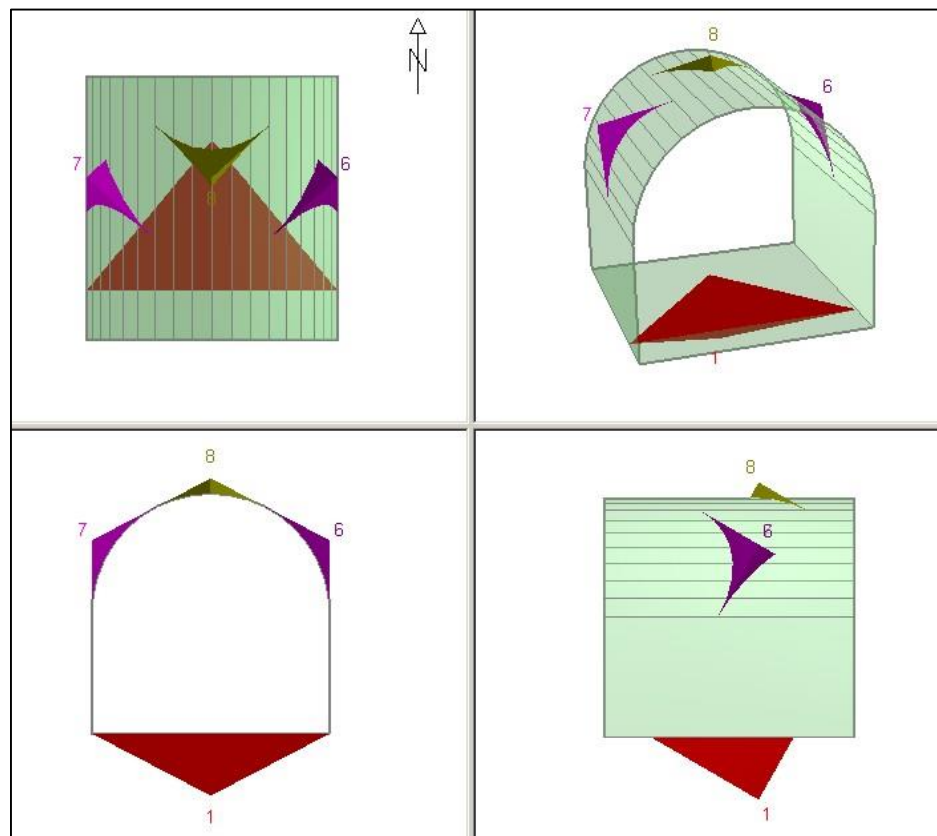


Figura 5-4 Configuración problema con orientación Favorable

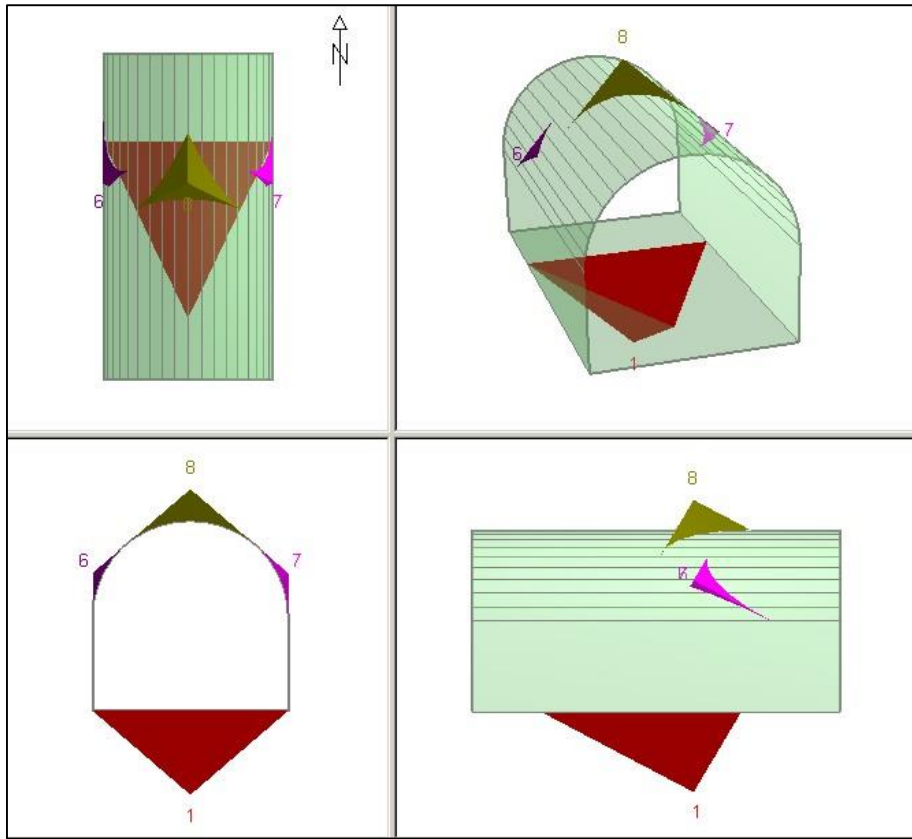


Figura 5-5 Configuración problema con orientación Media

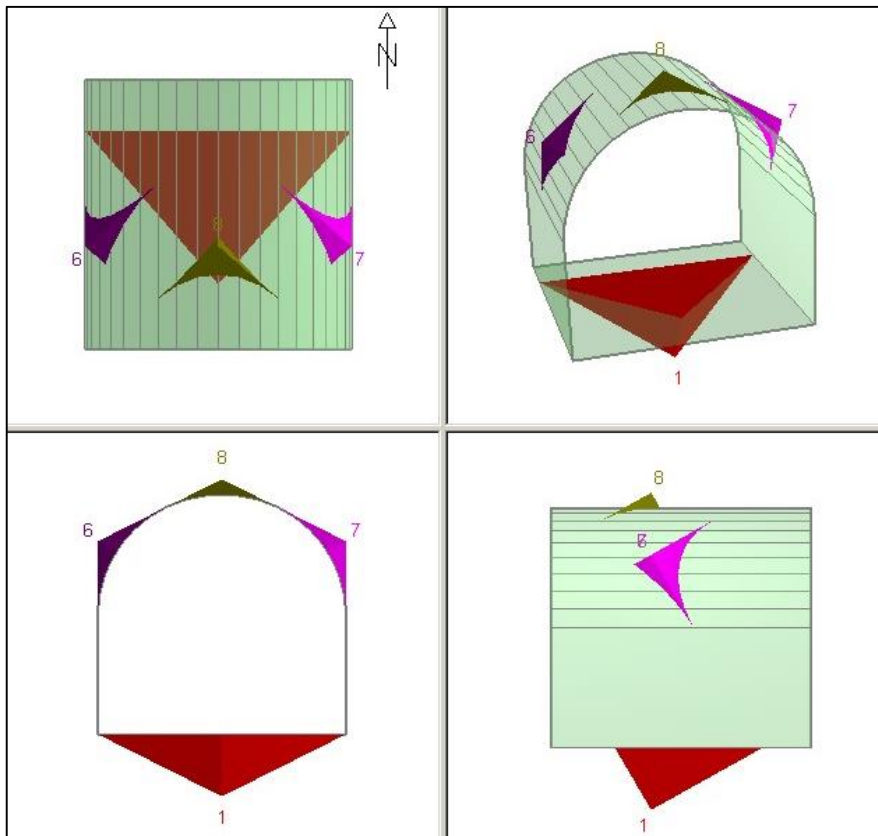


Figura 5-6 Configuración problema con orientación Desfavorable

Ante las configuraciones mostradas en las Figura 5-4, Figura 5-5 y Figura 5-6, las cuñas con potencial deslizamiento o caída corresponden a las generadas en el techo de la excavación, y por lo tanto serán las que se analizan en términos de sus factores de seguridad al ingresar requerimientos de soporte ya que la cuña formada en el piso del túnel siempre tiene un comportamiento estable para la estructura.

Se muestran la Tabla 5-13 con los volúmenes y pesos de las cuñas generadas por las configuraciones analizadas.

Tabla 5-13 Volúmenes y pesos de las cuñas generadas

		Cuña Piso – C0		Cuña Lateral Izquierda – C1		Cuña Lateral Derecha – C2		Cuña Techo – C3	
		Volumen Cuña [m ³]	Peso Cuña [MN]	Volumen Cuña [m ³]	Peso Cuña [MN]	Volumen Cuña [m ³]	Peso Cuña [MN]	Volumen Cuña [m ³]	Peso Cuña [MN]
Favorable	- a	25,749	0,669	0,881	0,023	0,881	0,023	0,466	0,012
Media	- b	78,986	2,054	0,350	0,009	0,350	0,009	4,959	0,129
Desfavorable	- c	25,749	0,669	0,881	0,023	0,881	0,023	0,466	0,012

Notar que la simetría respecto al plano transversal del túnel según la condición *Favorable* y *Desfavorable* genera los mismos volúmenes y pesos y que además, gracias a la simetría longitudinal, las cuñas C1 y C2 generan los mismos volúmenes y pesos para cualquier condición de orientación. Dichas simetrías pueden verse gráficamente en las Figura 5-4, Figura 5-5 y Figura 5-6 y también en la Figura 5-7, donde se grafican los volúmenes de las cuñas según las categorías de orientación de diaclasas.

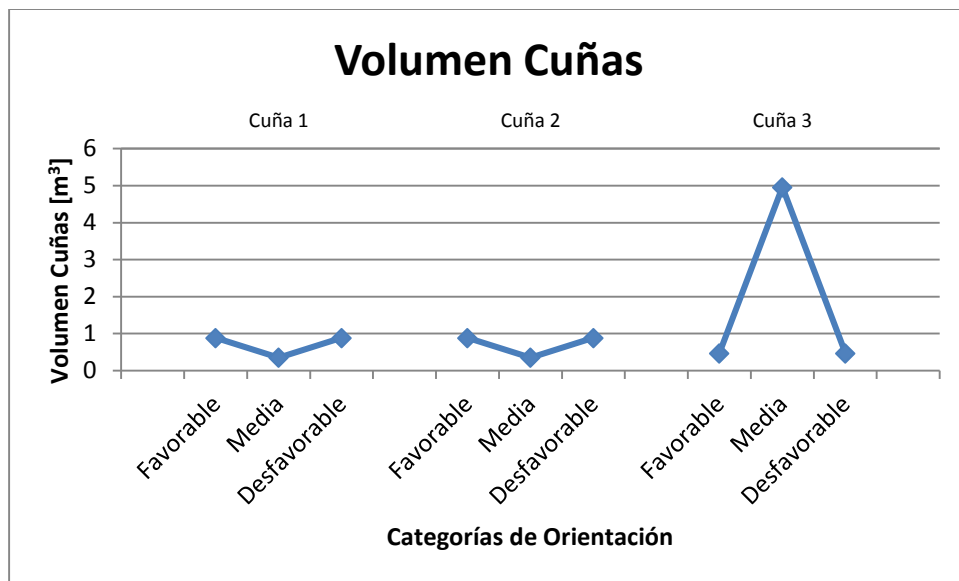


Figura 5-7 Volumen de cuñas generadas según categoría de orientación

5.3.2. Resultados

Habiendo generado las configuraciones geométricas mostradas en las Figura 5-4, Figura 5-5 y Figura 5-6 se ingresan los parámetros asociados a la cantidad de soporte según lo propuesto por cada clasificación geomecánica utilizada, cuyos datos son mostrados en el CAPÍTULO 4, sección 4.2. A modo de ejemplo, se muestra uno de los escenarios donde se aprecia la sección con el soporte aplicado, con una capa de shotcrete y pernos perimetrales. Debe notarse que Unwedge solo muestra los pernos que intervienen con las cuñas formadas.

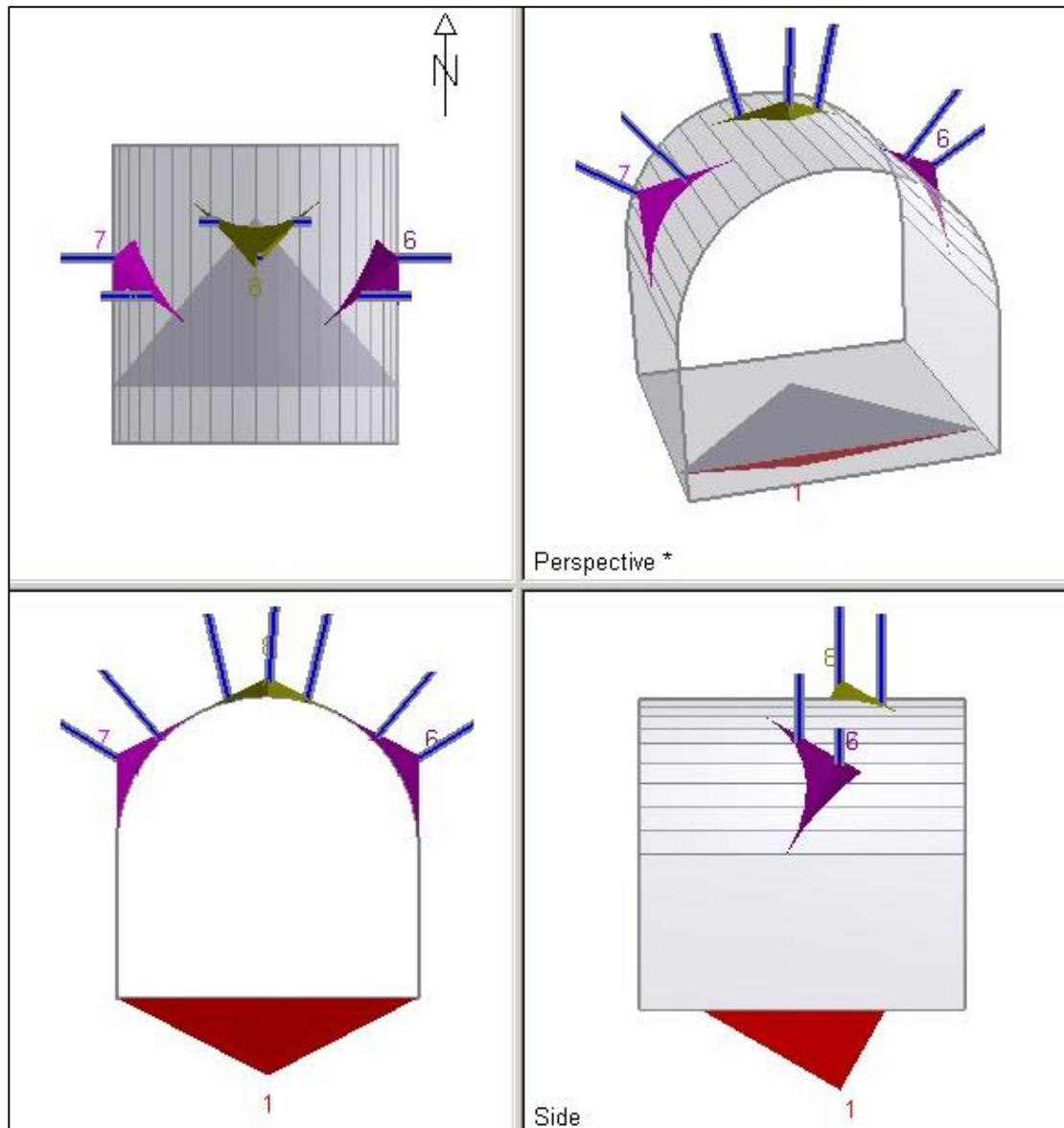


Figura 5-8 Modelo Unwedge con soporte instalado; Escenario I-a-RMi, Shotcrete: 9[cm], Espaciamiento pernos: 1,30[m], Largo pernos: 3[m]

A partir de los modelos generados, se obtienen los factores de seguridad asociados a cada cuña según cada clasificación geomecánica utilizada y la categoría de orientación ingresada al programa. Se muestran en la Figura 5-9 hasta la Figura 5-23 los factores de seguridad según los puntos del diagrama GSI, donde el factor de seguridad es obtenido a partir de la relación 5.17.

$$FS = \frac{\text{Fuerzas Resistentes} + T_N \tan \phi + T_S}{\text{Fuerzas Solicitantes}} \quad 5.17.$$

Donde:

T_N : Componente normal de las fuerzas aplicadas por el soporte a la roca

T_S : Componente tangencial de las fuerzas aplicadas por el soporte a la roca

Fuerzas solicitantes incluyen el peso de la cuña, fuerzas sísmicas y presión de poro.

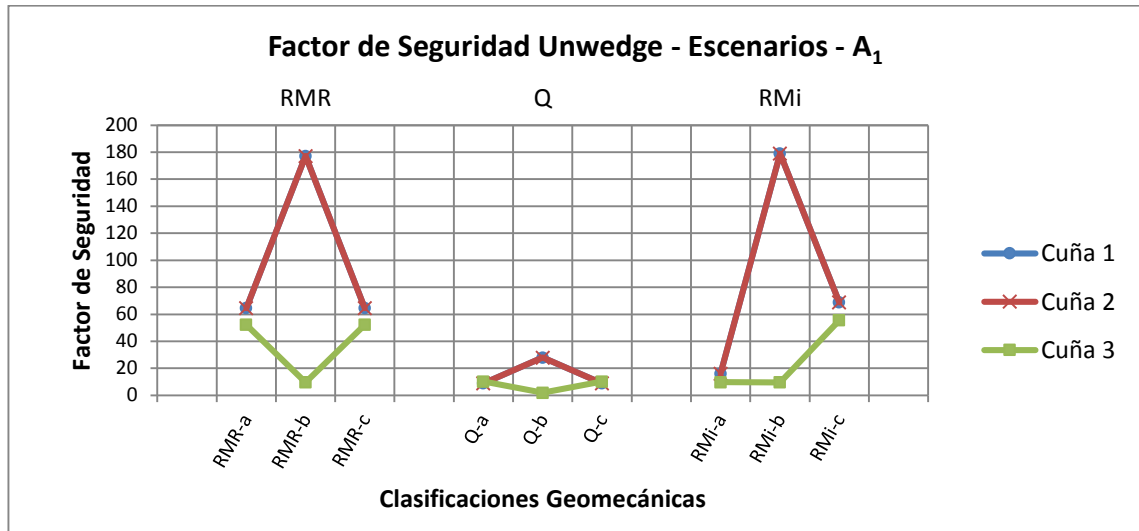


Figura 5-9 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A₁

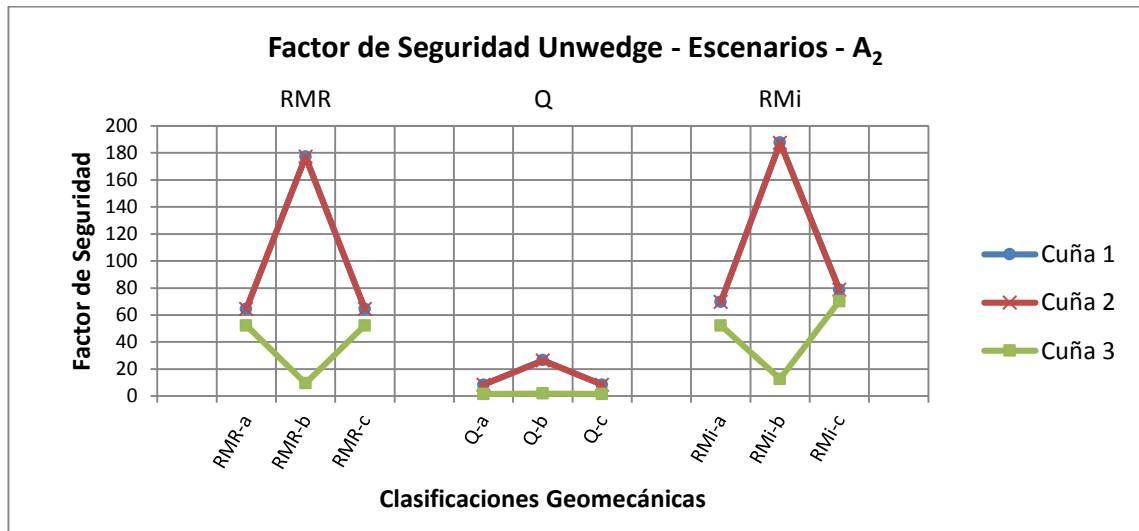


Figura 5-10 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A₂

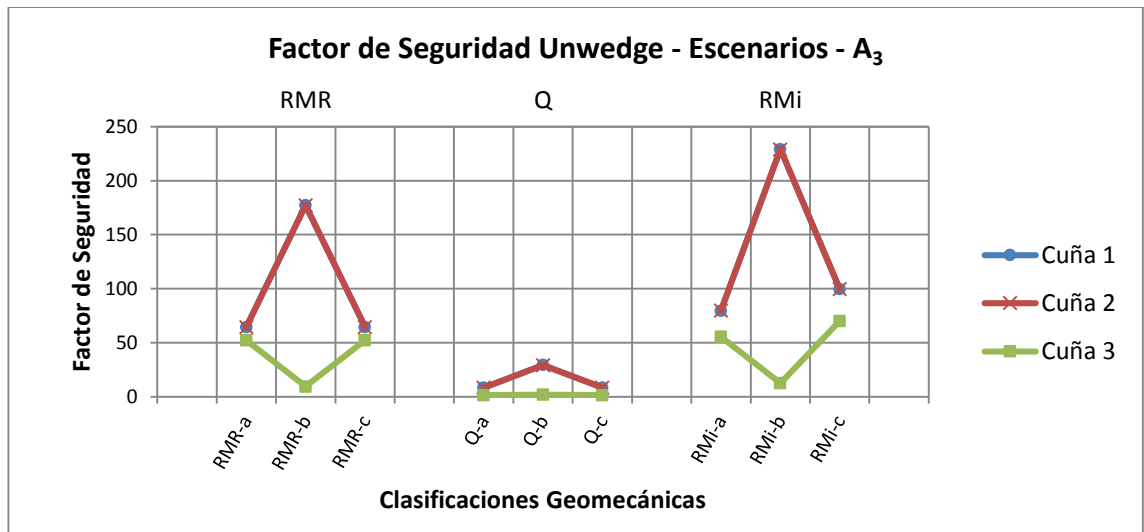


Figura 5-11 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A₃

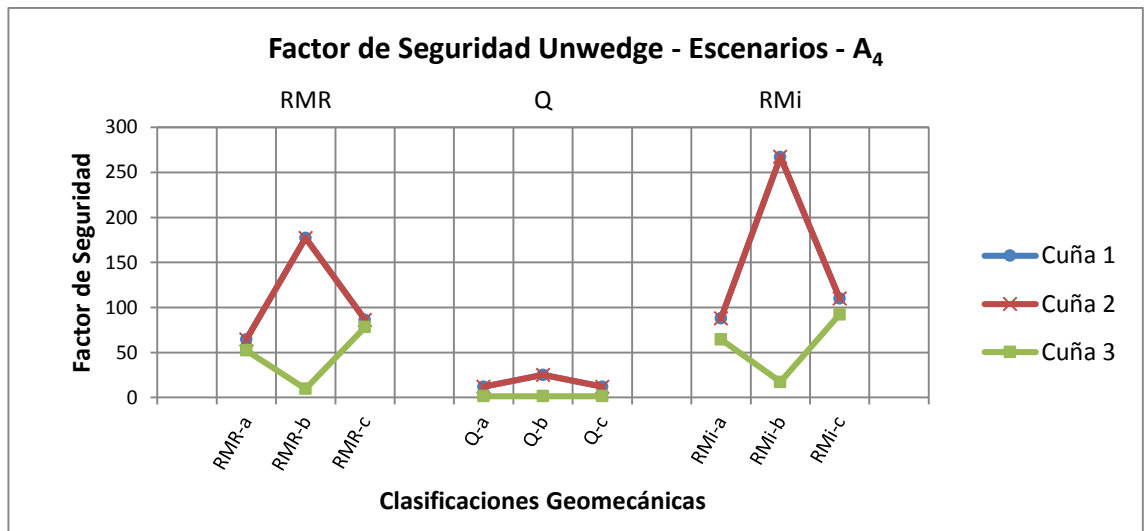


Figura 5-12 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A₄

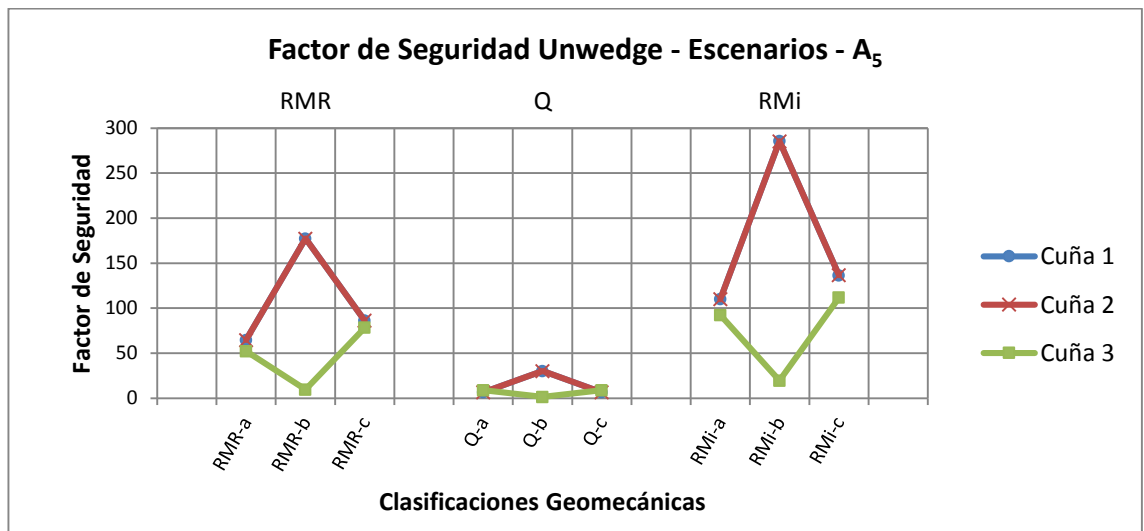


Figura 5-13 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios A₅

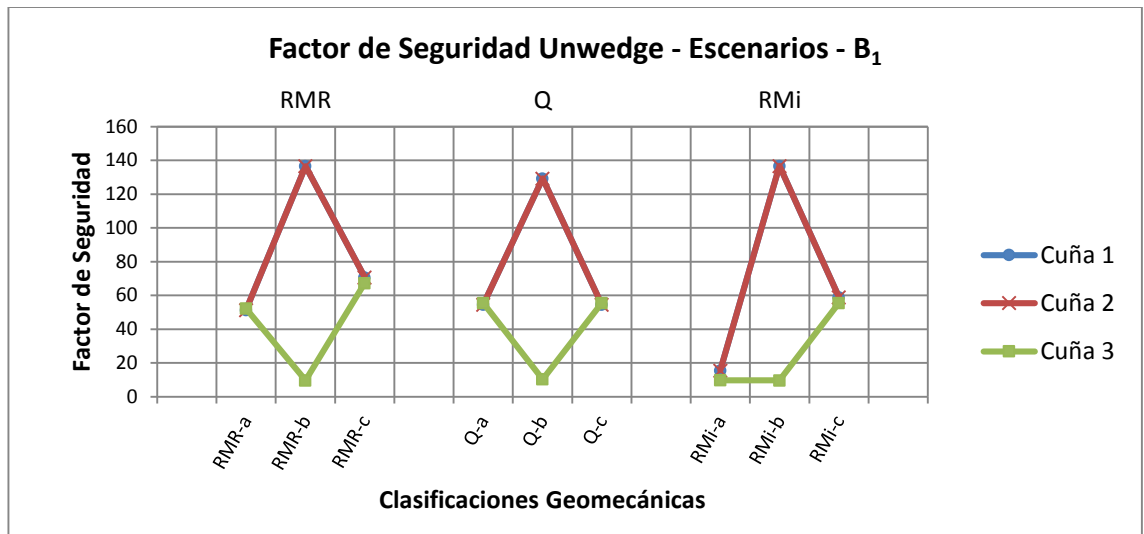


Figura 5-14 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B₁

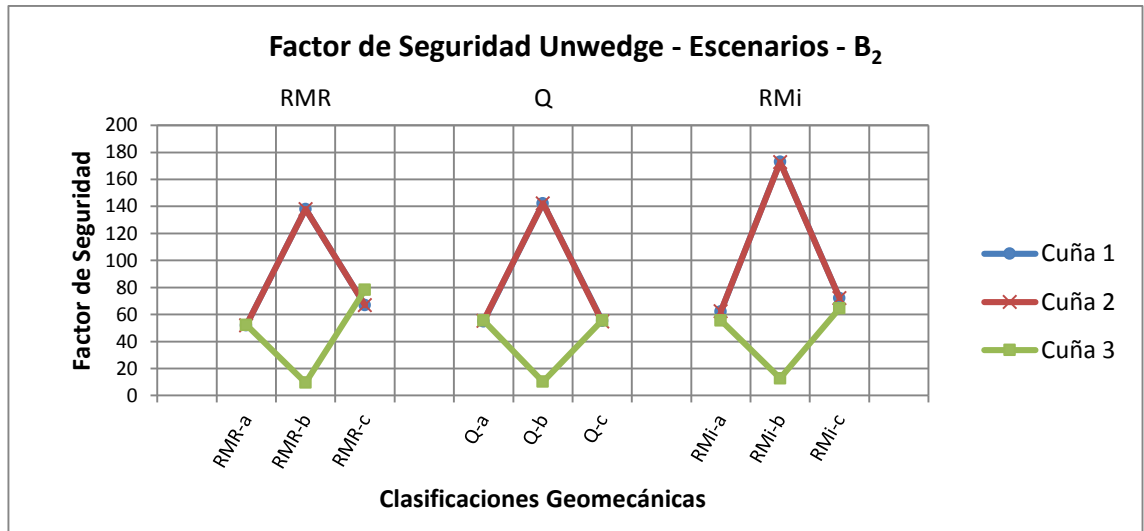


Figura 5-15 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B₂

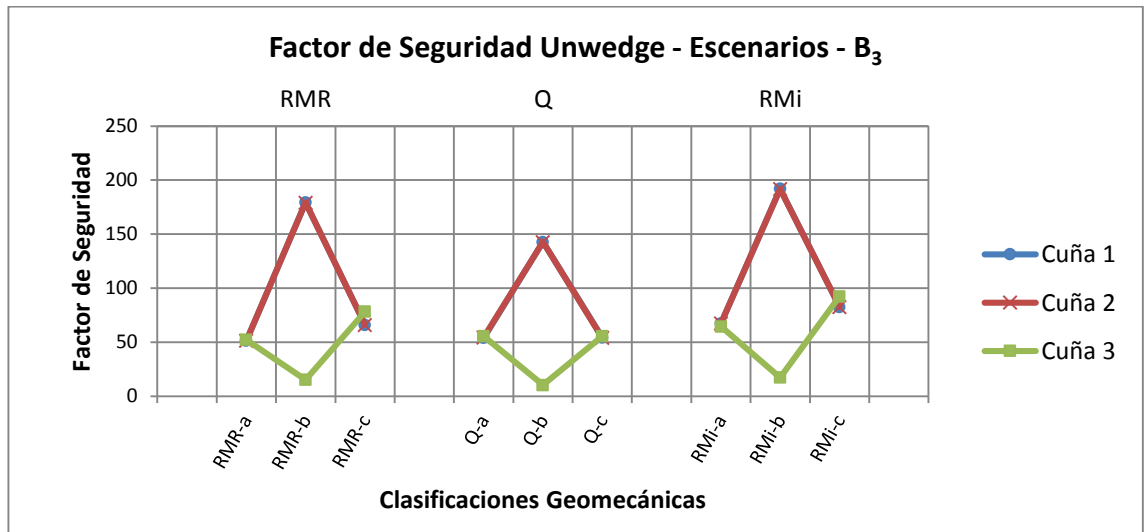


Figura 5-16 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B₃

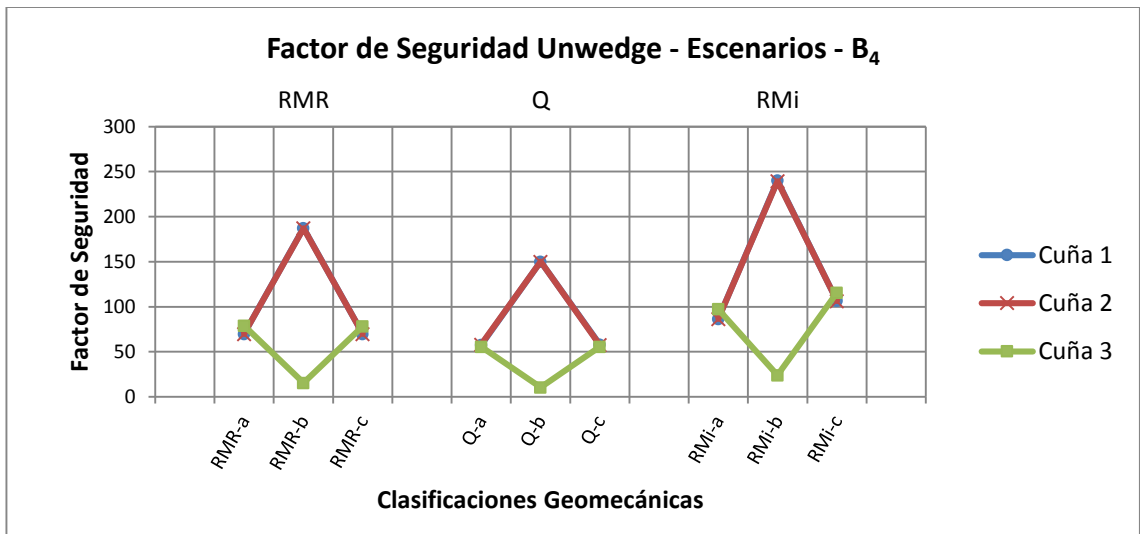


Figura 5-17 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B₄

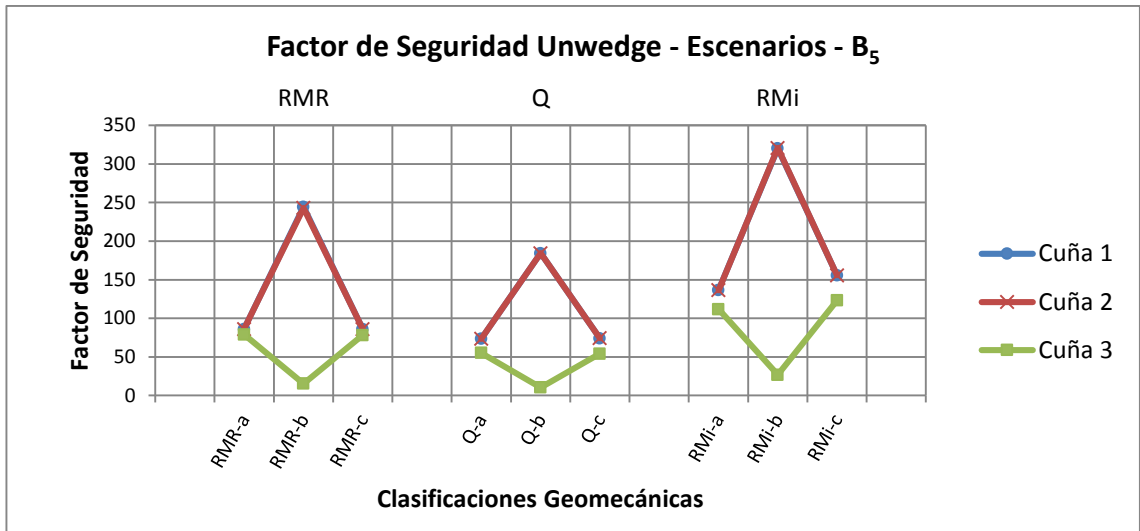


Figura 5-18 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios B₅

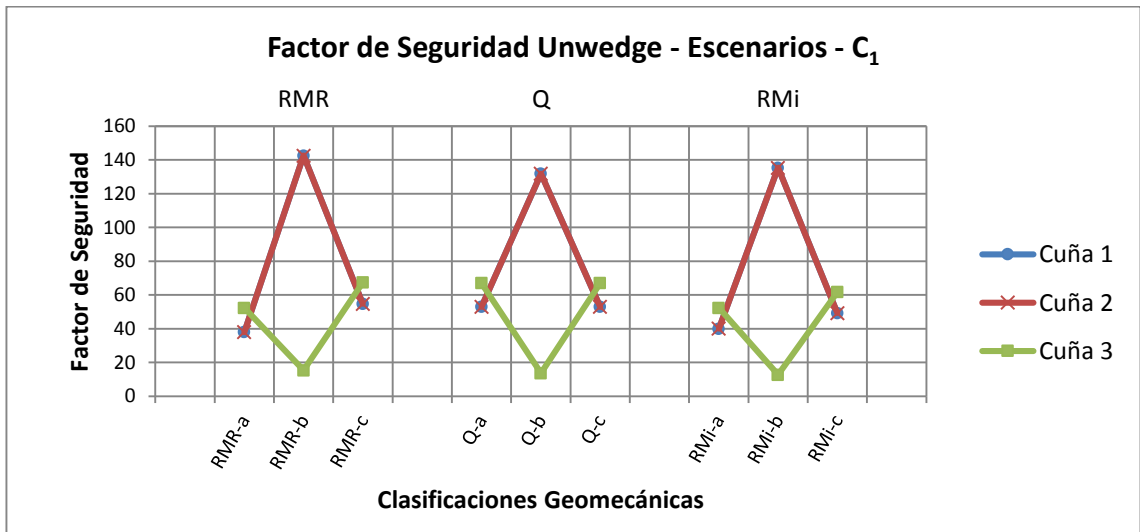


Figura 5-19 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C₁

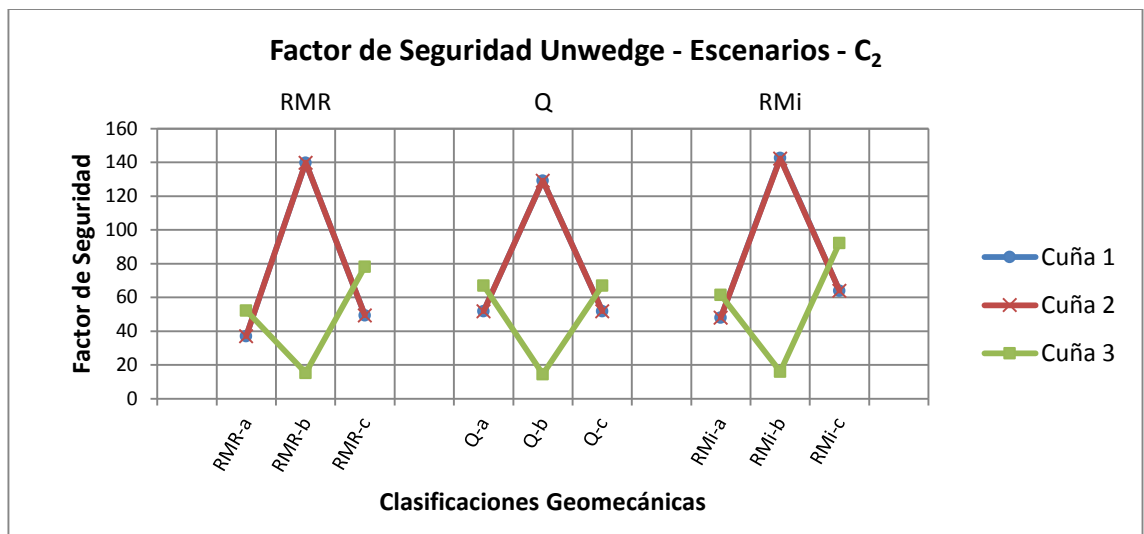


Figura 5-20 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C₂

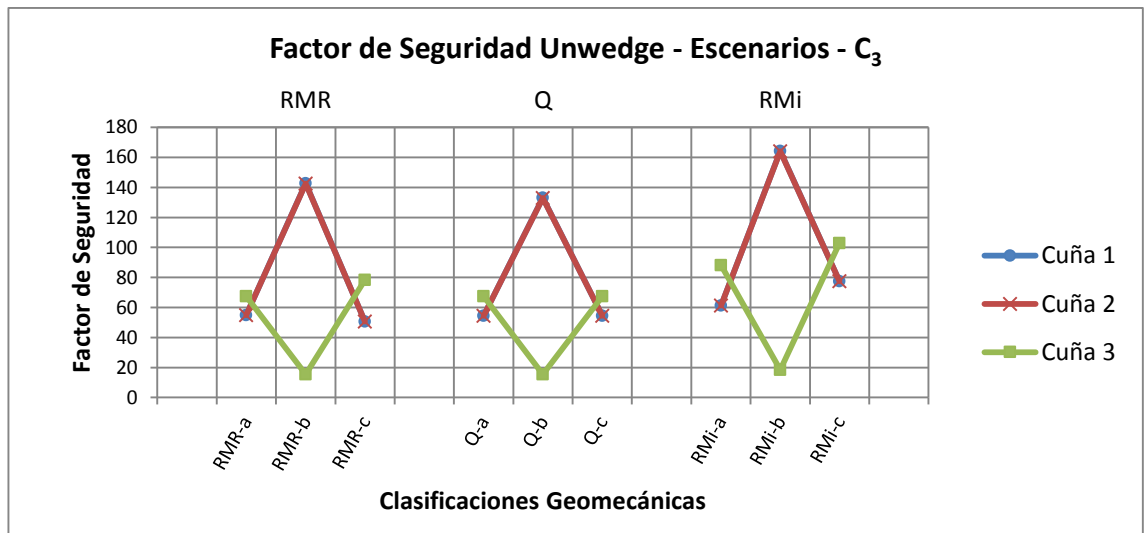


Figura 5-21 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C₃

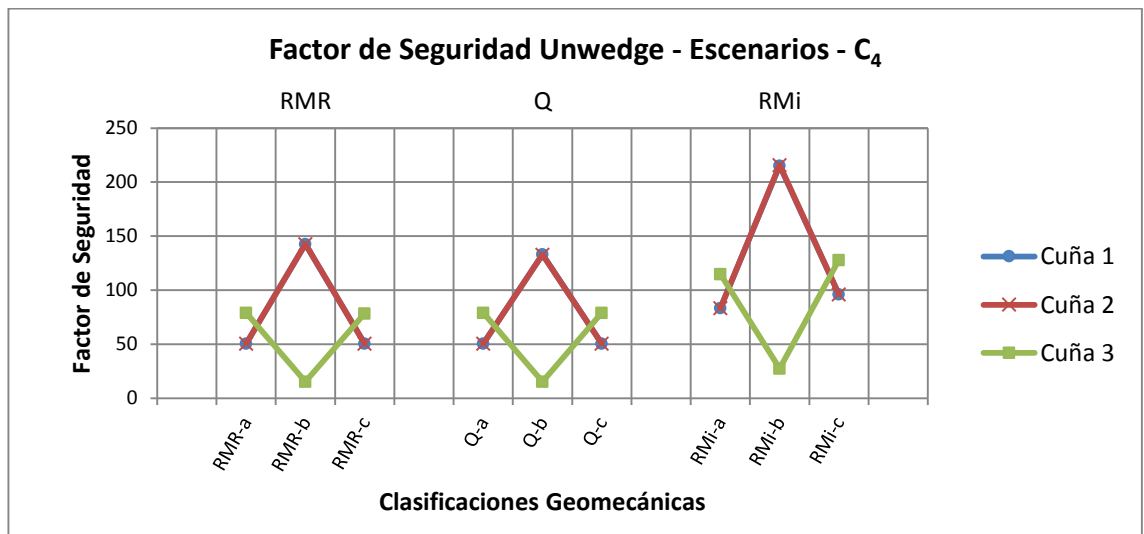


Figura 5-22 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C₄

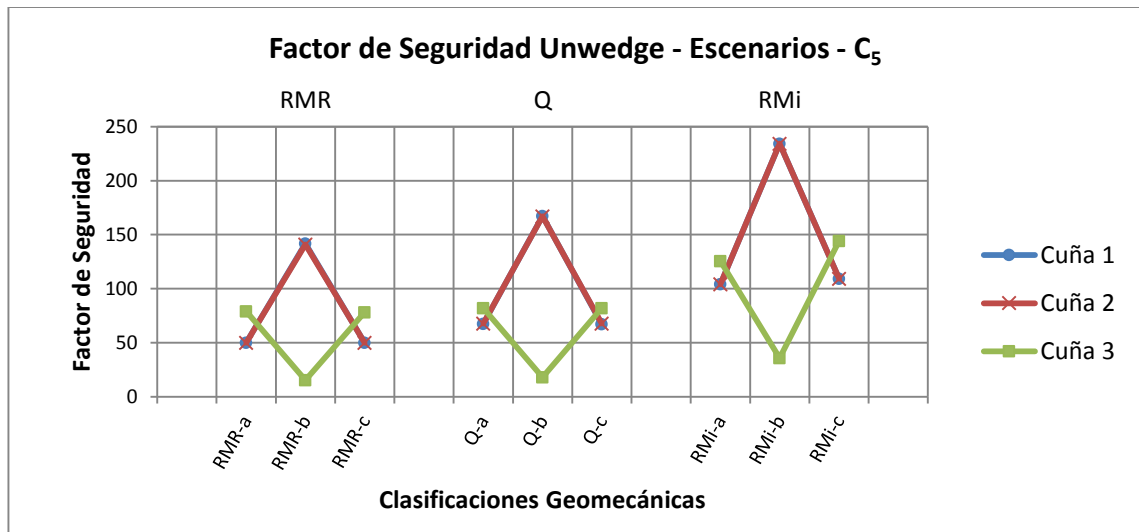


Figura 5-23 Factores de seguridad para cuñas – Escenarios C₅

Puede observarse de las figuras mostradas que los factores de seguridad obtenidos para la sección soportada son elevados en todos los casos, indicando altas reservas de seguridad. Además, no se puede descartar que, en la práctica, algunas de las cuñas desarrolladas pudieran desprenderse ya durante la etapa de tronadura o construcción, no llegando a ser soportadas.

Asimismo, para las configuraciones de diaclasas seleccionadas, se observa una constancia del patrón de distribución de los factores de seguridad según la clasificación elegida, ya que en los casos de las cuñas 1 y 2 se tienen factores de seguridad más grandes cuando la condición de orientación de diaclasas es de nivel media respecto a las otras dos orientaciones, sin importar el escenario analizado ni la clasificación elegida, constancia que también puede notarse para la cuña 3, que muestra factores de seguridad menores para la condición media respecto a las otras dos orientaciones, para cualquier escenario y clasificación. Al observar la Figura 5-7 se puede concluir a la vez, que el comportamiento de los factores de seguridad resulta más sensible al peso de las cuñas formadas y no a las fuerzas impuestas por el soporte, que dentro de cada escenario no presentan gran variabilidad.

Para el estudio del comportamiento de los factores de seguridad es necesario considerar el comportamiento de los pesos generados para las cuñas según sea el caso de orientación de diaclasas, es claro ver que a pesar de que las clasificaciones geomecánicas consideran la influencia de la orientación de diaclasas (Casos *favorable*, “a” y *desfavorable*, “c”), al analizar estas situaciones con Unwedge, las cuñas formadas

son idénticas en peso, y el cambio del requerimiento de soporte según el caso “a” o “c”, solo es representado con las clasificaciones RMR y RMi, esta última de forma permanente, ya que para todos los puntos (Jc, Vb) sobre el diagrama GSI muestra factores de seguridad mayores para el caso desfavorable respecto a la orientación favorable, mientras que RMR, en algunos casos propone el mismo soporte para ambos casos, generando iguales factores de seguridad.

5.4 Phase2

5.4.1. Modelos

Tal como fue descrito en la introducción de este capítulo, una herramienta útil corresponde a los modelos de elementos finitos (FEM) que es posible analizar con la ayuda de software. En este caso, Phase2 es capaz de analizar los problemas propuestos, calculando esfuerzos internos en la roca y en los materiales de soporte, deformaciones en roca y soporte, zonas de plastificación o fluencia de materiales, etc.

Para este programa existe una variable más a considerar, que corresponde al espaciamiento de las familias de diaclasas (Ver Tabla 5-7). En las Figura 5-24, Figura 5-25 y Figura 5-26 se muestran las secciones transversales formadas en Phase2, con el ingreso de las familias de diaclasas y sus espaciamientos según el volumen de bloque correspondiente, de acuerdo con el método “*Parallel Deterministic joint network model*”.

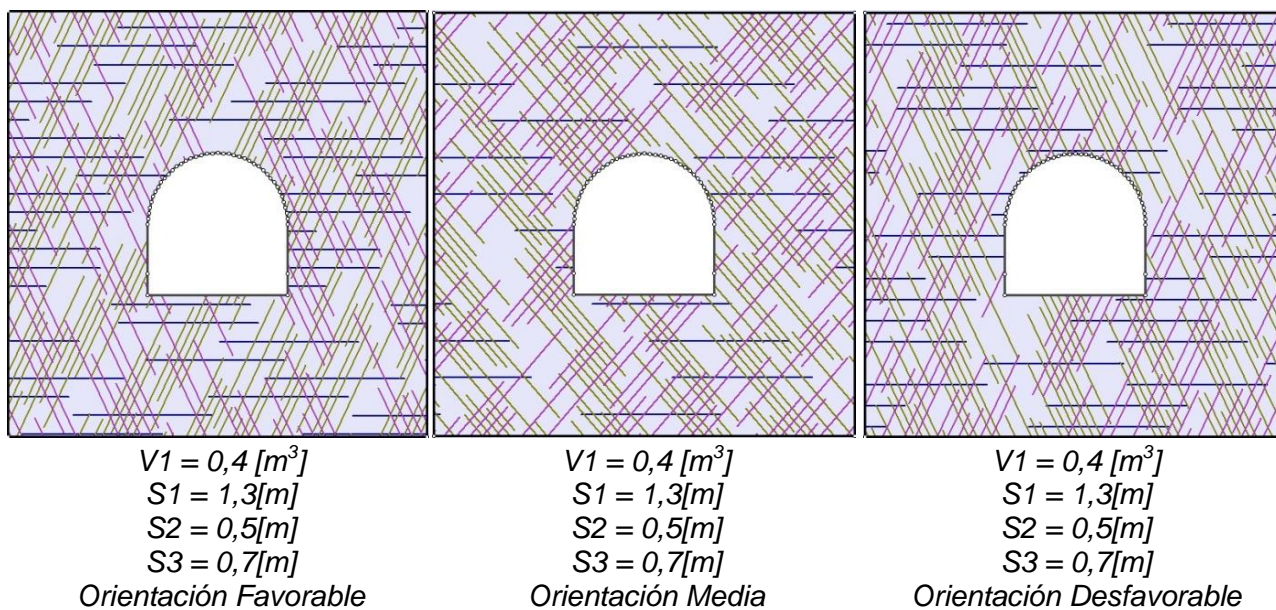


Figura 5-24 Secciones de excavación por orientación, volumen $V1 = 0,4[m^3]$

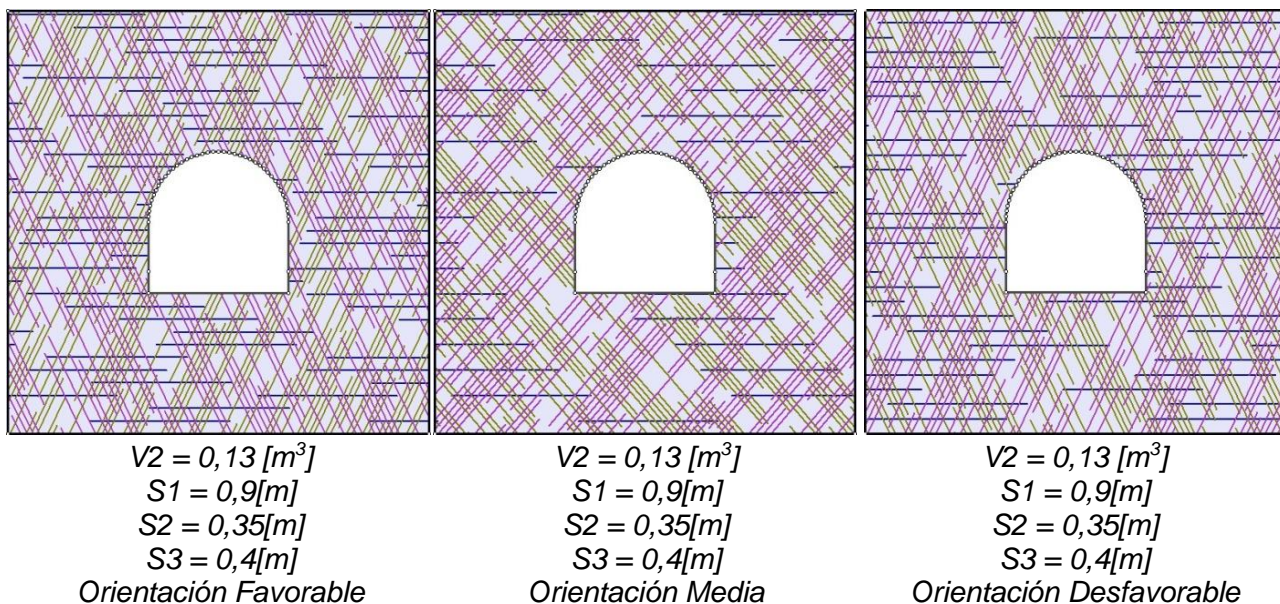


Figura 5-25 Secciones de excavación por orientación, volumen $V2 = 0,13[m^3]$

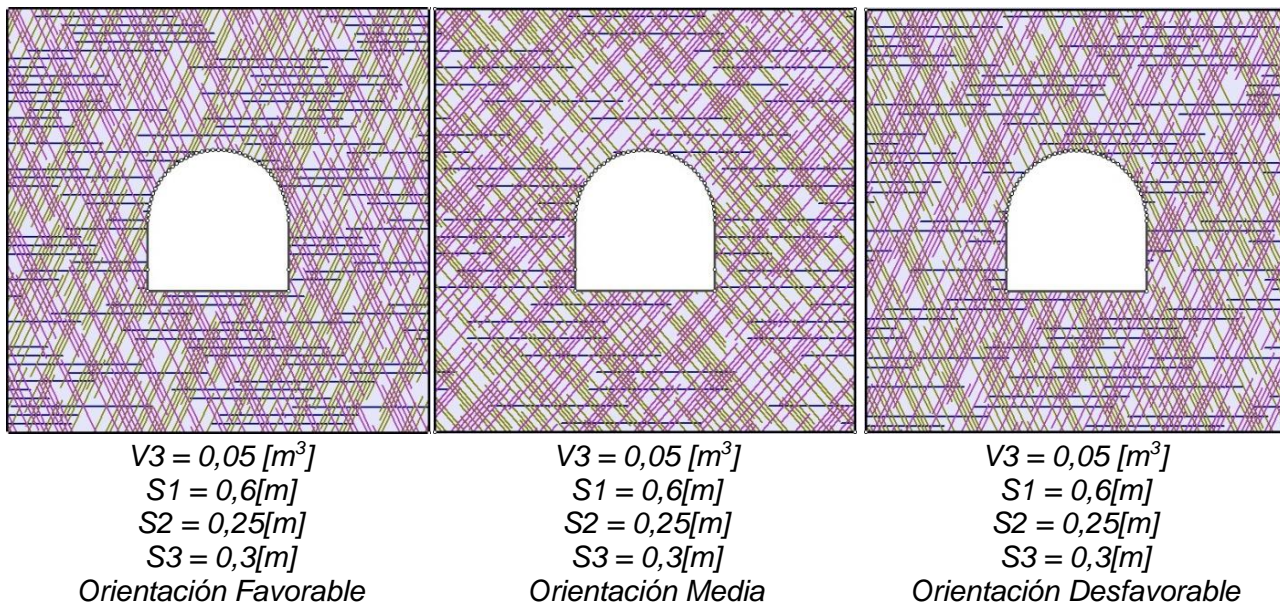


Figura 5-26 Secciones de excavación por orientación, volumen $V3 = 0,05[m^3]$

Cabe destacar que debido a las configuraciones utilizadas, Phase2 logra ser aplicado solo a los tres primeros volúmenes de bloque (relativos a los códigos A, B, C, con subíndice 1, 2 y 3. Ver Figura 5-27) y sus conjuntos de espaciamentos, mientras que para los dos volúmenes menores el programa no es capaz de realizar un análisis correcto del problema y no entrega resultados congruentes o consistentes con los esperados ya que se supera el número máximo de iteraciones necesarias para resolver el modelo, esto gracias a que en la medida que disminuye el volumen de bloque y por consiguiente el espaciamento de las diaclasas. La discretización del problema (número

de grados de libertad de la estructura) se vuelve demasiado fina haciéndose imposible el análisis con los recursos físicos (hardware) con los que se cuentan al realizar esta investigación. Es posible entonces definir un rango del diagrama GSI donde la investigación es válida, considerando siempre la influencia que tiene la dimensión de la excavación, ya que para una excavación más pequeña el área de análisis en Phase2 sería más pequeña y por lo tanto contaría con menos grados de libertad a analizar pudiendo analizar un rango más amplio de volúmenes de bloque. Se muestra en la Figura 5-27 el rango de GSI definido para la investigación, mostrando en gris el rango donde Phase2 es aplicable para la sección excavada definida.

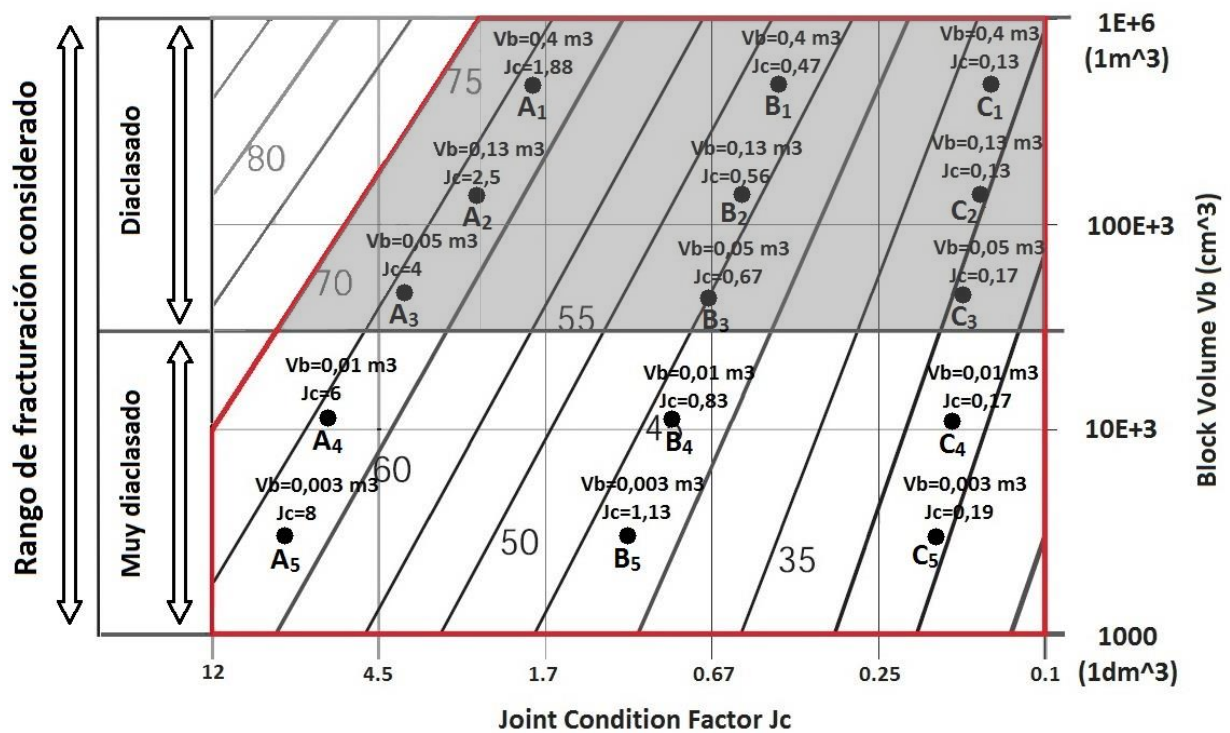


Figura 5-27 Rango válido de Phase2 en diagrama GSI para investigación

5.4.2. Resultados

En el contexto descrito y considerando la validez del programa para los casos investigados, se muestran en esta sección los resultados obtenidos en Phase2. Los diagramas muestran los desplazamientos totales del macizo rocoso además las zonas de plastificación del macizo, de las diaclasas, del shotcrete y de los pernos instalados según sea el caso. Se muestran en las Figura 5-28 a Figura 5-36 solo uno de los escenarios de cada punto en el diagrama GSI, a modo de ejemplo del comportamiento

del macizo con soporte instalado. Se muestran los escenarios correspondientes a la orientación *Media* - “b” para alguna de las clasificaciones.

En descripción, “S” es espesor de la capa de shotcrete, “I” es espaciamiento de los pernos y “L” corresponde al largo de los pernos instalados.

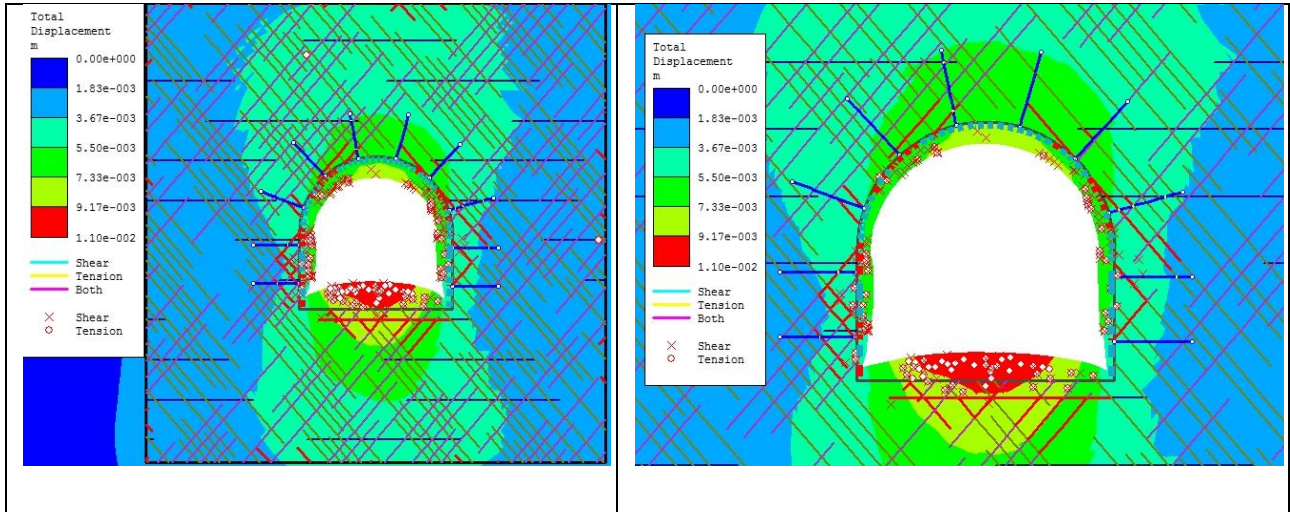


Figura 5-28 Comportamiento escenario A₁; Orientación Media; Soporte RMR; Shotcrete S = 5[cm]; Pernos, I = 2,5[m], L = 3 [m]

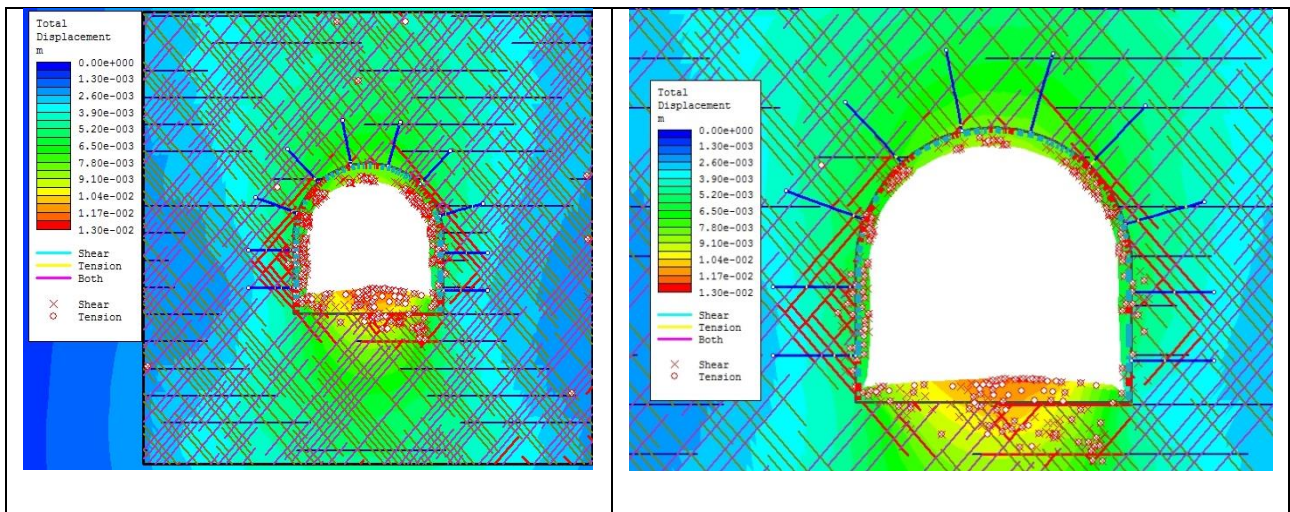


Figura 5-29 Comportamiento escenario A₂; Orientación Media; Soporte RMR; Shotcrete S = 5[cm]; Pernos, I = 2,5[m], L = 3 [m]

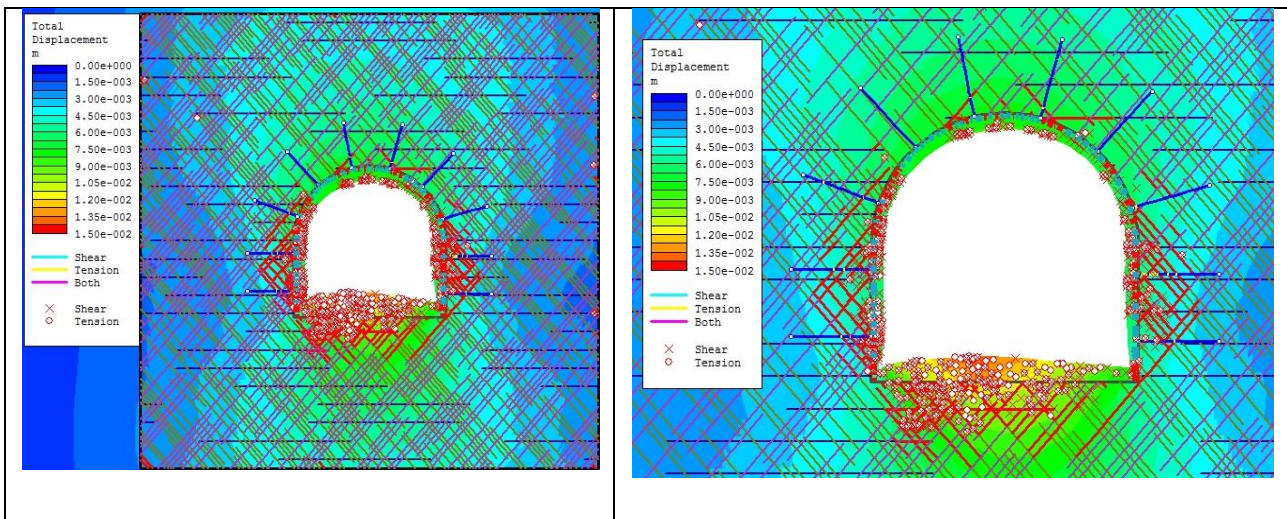


Figura 5-30 Comportamiento escenario A₃; Orientación Media; Soporte RMR; Shotcrete S = 5[cm]; Pernos, l = 2,5[m], L = 3 [m]

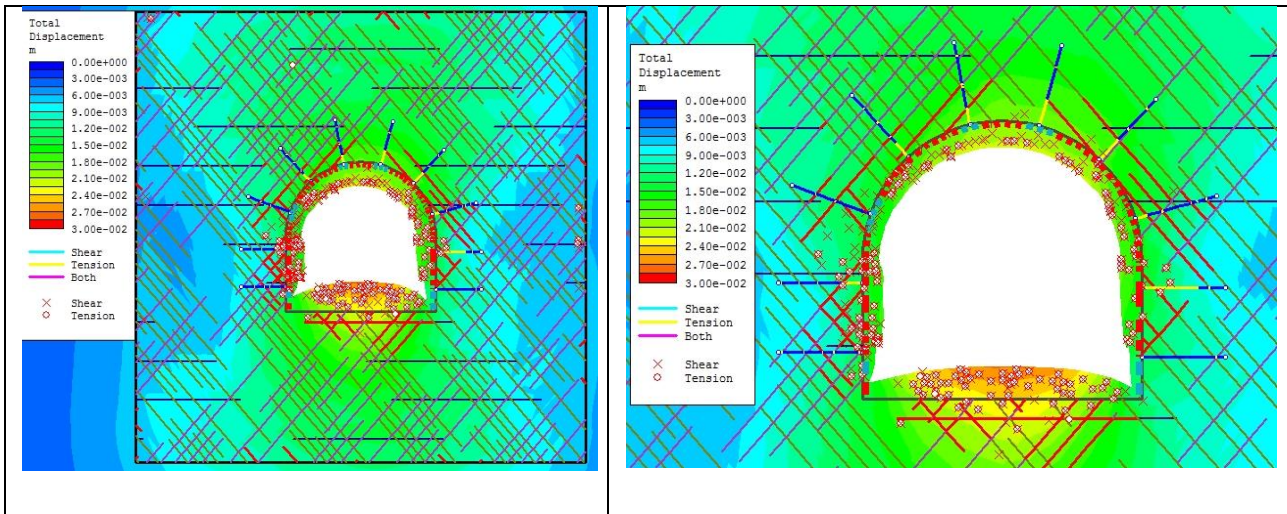


Figura 5-31 Comportamiento escenario B₁; Orientación Media; Soporte Q; Shotcrete S = 5,5[cm]; Pernos, l = 2,4[m], L = 3 [m]

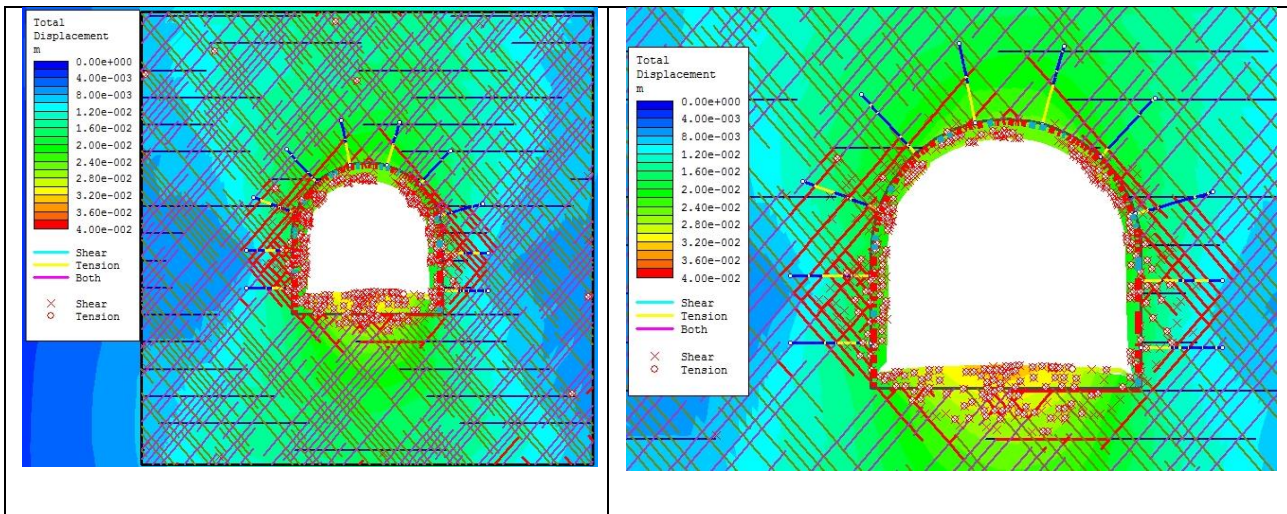


Figura 5-32 Comportamiento escenario B₂; Orientación Media; Soporte Q; Shotcrete S = 5,5[cm]; Pernos, l = 2,3[m], L = 3 [m]

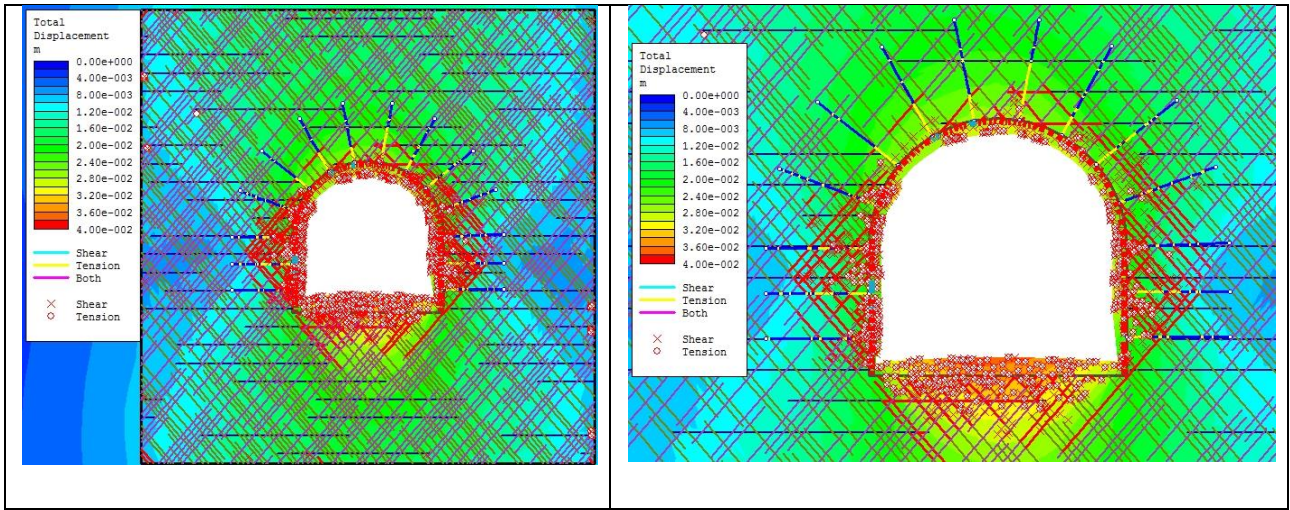


Figura 5-33 Comportamiento escenario B₃; Orientación Media; Soporte Q; Shotcrete S = 5,5[cm]; Pernos, l = 2,3[m], L = 3 [m]

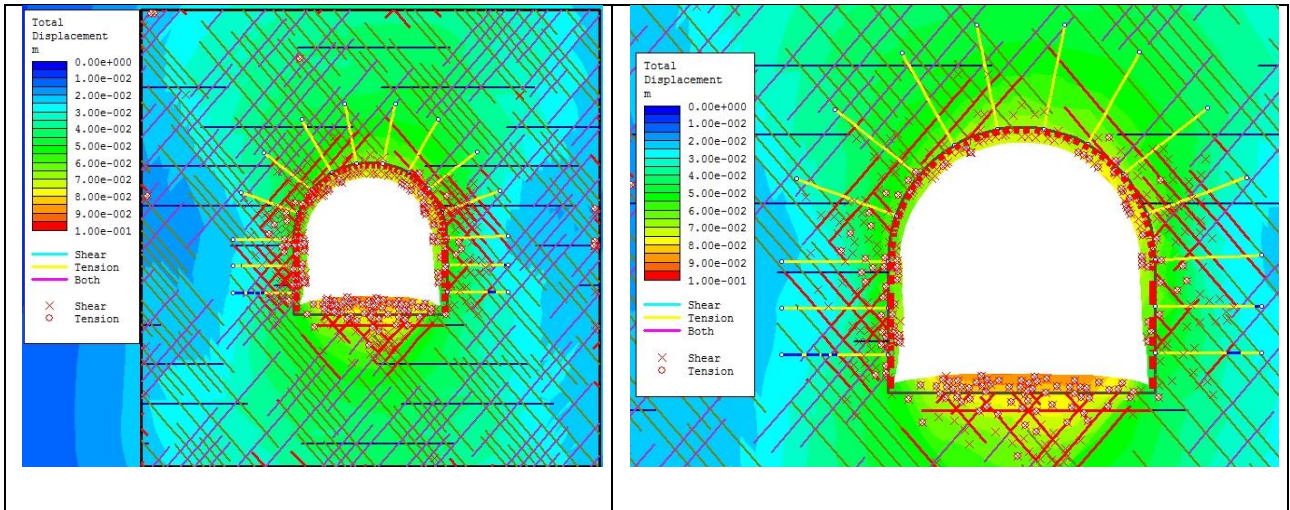


Figura 5-34 Comportamiento escenario C₁; Orientación Media; Soporte RMi; Shotcrete S = 6[cm]; Pernos, l = 1,5[m], L = 3 [m]

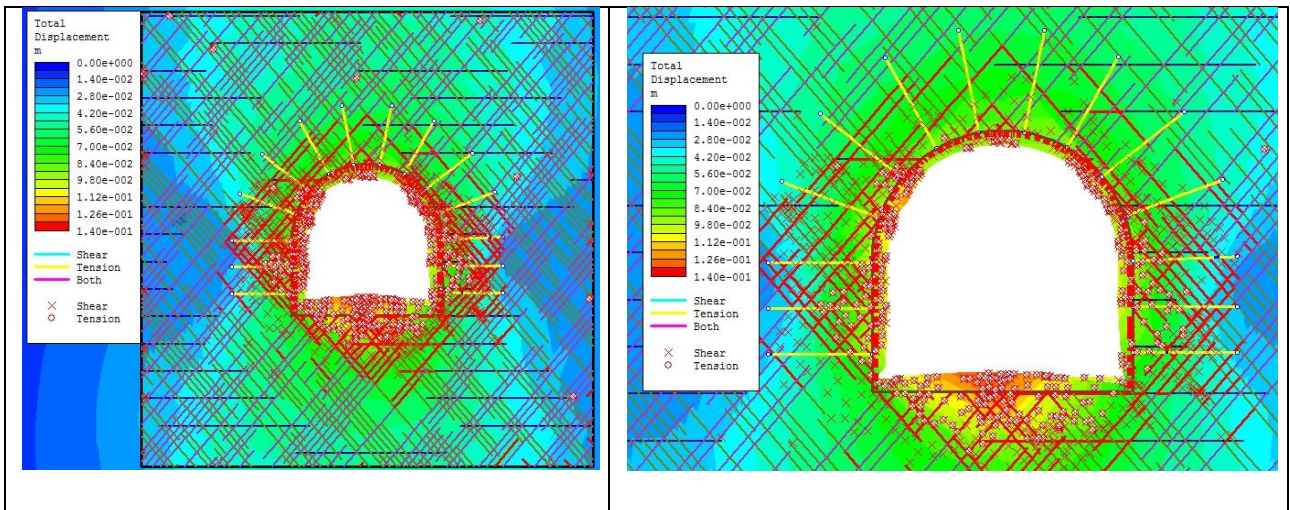


Figura 5-35 Comportamiento escenario C₂; Orientación Media; Soporte RMi; Shotcrete S = 8[cm]; Pernos, l = 1,4[m], L = 3 [m]

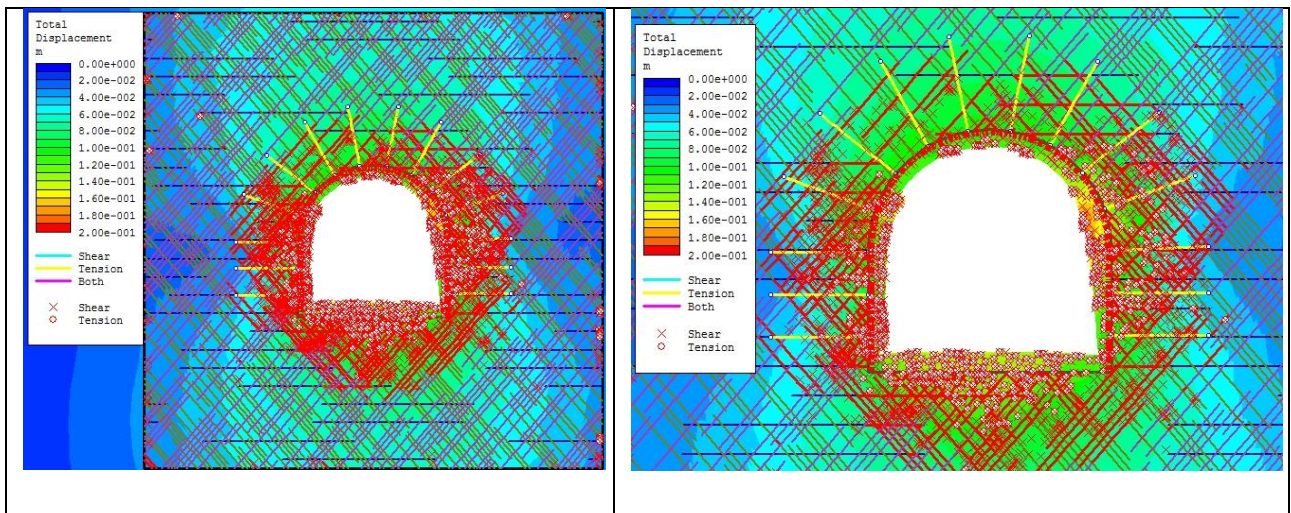


Figura 5-36 Comportamiento escenario C₃; Orientación Media; Soporte RMI; Shotcrete S = 10[cm]; Pernos, l = 1,25[m], L = 3 [m]

Se observa de las figuras mostradas un aumento progresivo de la plastificación, tanto de los elementos de soporte como en el macizo alrededor de la excavación. Además, dentro de un grupo de escenarios con GSI cuasi-constante, puede notarse de manera particular un aumento de la plastificación del macizo que rodea la excavación, este comportamiento está relacionado con la disminución del volumen de bloque asociado a los escenarios, a pesar de la mejora en términos de la calidad de las diaclasas al considerar escenarios con subíndice “l” mayor.

El esfuerzo axial puede entenderse como el resultado de las tensiones internas normales a la sección transversal, sobre la que se aplican fuerzas de compresión o tracción, mientras que el esfuerzo de flexión corresponde a los esfuerzos inducidos en el elemento a partir de una sollicitación transversal al eje longitudinal del elemento.

Se muestran en la sección ANEXO III las figuras (a) con los diagramas de esfuerzo axial de los pernos instalados. En las figuras de esfuerzo en pernos se muestra en línea segmentada la capacidad máxima de los pernos a tracción, descrita en sección 5.2.5. Cuando dicha capacidad es superada por la sollicitación en el perno, el programa reduce la capacidad del perno a la capacidad residual (10% de la capacidad máxima).

Las curvas mostradas en las figuras (b) de la sección ANEXO III corresponden a los diagramas de interacción de la capa de hormigón con los pares ordenados de esfuerzos combinados máximo (esfuerzo axial y de momento) para el shotcrete, por lo

tanto cualquier punto fuera de esta curva corresponde a la falla del elemento. Se grafican en estas figuras los puntos con los esfuerzos inducidos por la interacción con el macizo, en cada punto de la discretización de la capa de hormigón. Respecto al shotcrete, la capacidad es calculada en función del refuerzo según sea el caso, con fibra o malla.

En la Figura 5-37 se muestra un ejemplo de los gráficos de esfuerzos en los elementos de soporte dispuestos en cada escenario. En la descripción, “a” es orientación Favorable, “b” es orientación Media, “c” es orientación Desfavorable, “l” es espaciamiento de pernos, “L” corresponde al largo de pernos y “S” es espesor de shotcrete.

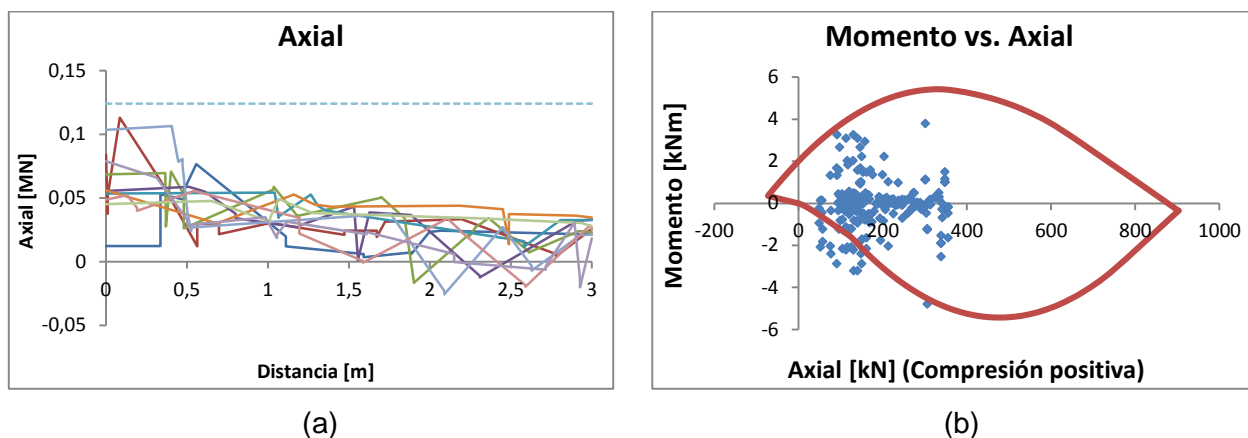


Figura 5-37 Escenario A₁-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, l = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]

Al observar las figuras (a), gran cantidad de pernos fallan y superan la capacidad a tracción del elemento, este comportamiento se ve reflejado como una disminución en la carga mostrada en el gráfico de esfuerzo axial, esta carga residual es definida como un 10% de la capacidad a tracción (Ver Tabla 5-10) y corresponde a la capacidad considerada para el fuste del elemento al estar embebido con lechada de hormigón cuando es instalado. Esta determinación se toma ya que Phase2 no considera una posible falla de este material (lechada de hormigón) y asume una interacción perfectamente unida entre perno-lechada y entre roca-lechada.

Desde las figuras (b) es posible apreciar que existen puntos de esfuerzo axial-momento que sobrepasan la capacidad del shotcrete para los espesores correspondientes a cada caso. Es posible apreciar un comportamiento común para los escenarios tipo A_i donde los puntos que quedan fuera de la capacidad del hormigón

corresponden principalmente a un exceso de momento negativo ubicado mayoritariamente en los costados del techo del túnel, justificado por la deformación típica existente en este tipo de sección, donde la curvatura del hormigón en estas zonas genera este tipo de esfuerzos de momento.

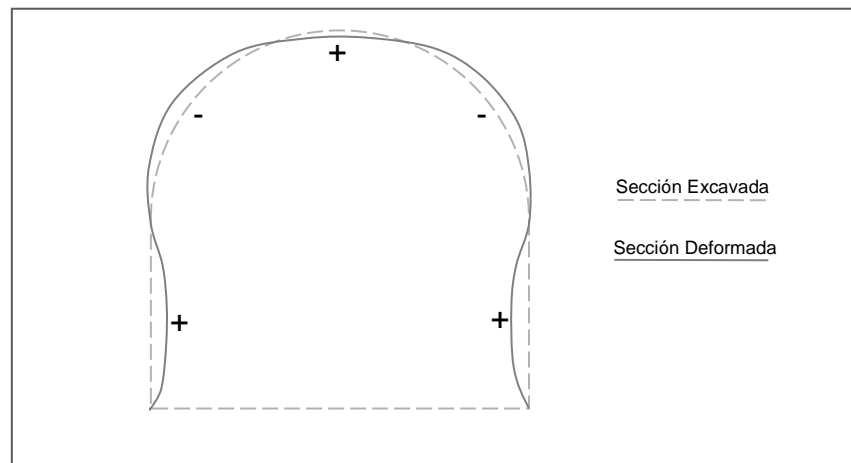


Figura 5-38 Deformación típica sección herradura

Respecto a los escenarios tipo B_i y C_i, los puntos de esfuerzo que quedan fuera de la capacidad del hormigón corresponden principalmente a esfuerzos axiales de tracción (valor negativo), mostrados en un ejemplo en la Figura 5-39 en círculos rojos. Estos puntos corresponden a dificultades en la discretización del problema en elementos más pequeños mediante herramientas de mallado (“*Mesh*”) del programa y que arrojan esfuerzo poco consistentes con lo esperado, ya que para este tipo de secciones y condiciones de borde, se espera una capa de shotcrete que trabaje a compresión en todo el cierre de la sección.

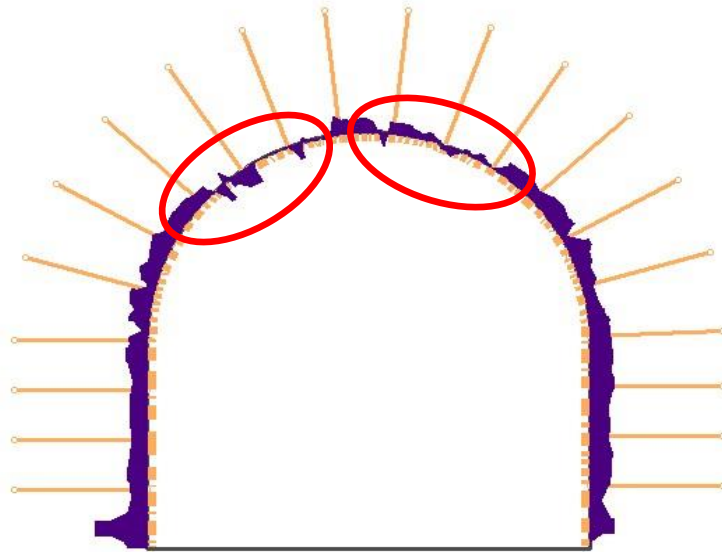


Figura 5-39 Diagrama esfuerzo axial escenario I-c, soporte RMi, pernos, l = 1,2 [m]; L = 3 [m], shotcrete, S = 13 [cm]

Phase2 aplica criterios para el análisis de la calidad del mallado utilizado en un modelo, dichos criterios corresponden a las siguientes definiciones.

- Razón entre largo lados máximo y mínimo > 30
- Ángulo interior mínimo < 2°
- Ángulo interior máximo > 175°

Respecto a esta situación en los modelos utilizados en este trabajo de título, los elementos que no cumplen con alguno de estos tres criterios no superan el 2% sobre el total de elementos formados en cada modelo, obteniéndose un mallado aceptable para el análisis. Por otra parte, el programa puede verificar la continuidad de la malla que discretiza el problema, que para efectos de esta investigación, siempre cumple con la continuidad necesaria para realizar el análisis.

CAPÍTULO 6 DISCUSIONES Y CONCLUSIONES

6.1. Discusiones

6.1.1. Discusión sobre metodologías empíricas

Son reconocibles las facilidades que entregan las metodologías empíricas para la ingeniería subterránea, al permitir una rápida estimación de la calidad del macizo rocoso de interés mediante el uso de distintos parámetros mecánicos y geológicos que pueden agruparse principalmente en el tamaño de bloque formado por las discontinuidades presentes en el macizo y la calidad de las discontinuidades que generan dichos bloques. Asimismo, es importante no generalizar los resultados y considerarlos siempre a la luz del modelo geológico disponible al momento del análisis y la comprensión del efectivo mecanismo de falla que controlará la excavación.

Además, dada la variabilidad y sensibilidad de estos sistemas a los parámetros de entrada, tal como quedo explícito en el trabajo, se recomienda considerar al menos dos de las clasificaciones (Rock Mass Rating, Q-system y Rock Mass Index) para estimar la calidad de un macizo u obtener las cantidades de soporte para un túnel. Esta recomendación se sustenta en que las tres clasificaciones comparten conceptos y metodologías que permiten, con poco esfuerzo adicional, encontrar los parámetros necesarios para calcular los valores característicos de la roca en cada clasificación de manera independiente. Puede verse en la Figura 6-1 cuales son las características que comparten las metodologías y como quedan representados dichas características en cada clasificación según *inputs* propios. La recomendación anterior se hace ya que si bien existen correlaciones para los índices, las dispersiones pueden alcanzar hasta $\pm 50\%$ (Palmstrom A. , 2009) (Ver Figura 3-10). Las correlaciones entre los sistemas son ocupadas en este trabajo en la sección 3.5, donde los resultados obtenidos para esta investigación se ajustan a las correlaciones existentes para las clasificaciones.

INPUT PARAMETERS		UNIT	Symbol used in:				
Parameter	Classification		RMR	Q	RMi		
A. ROCK(S)	Uniaxial compressive strength of intact rock	MPa	A1	¹⁾	σ_c		
B. DEGREE OF JOINTING	RQD (Rock Quality Designation)	%	A2	RQD	-		
	Block volume	m ³	-	-	Vb		
	Average joint spacing	m	A3	-	-		
C. JOINTING PATTERN	Number of joint sets (at the actual location)	rating	-	Jn	Nj		
	Orientation of main joint set	rating	B	-	Co		
D. JOINT CHARACTERISTICS	Joint smoothness	Joint roughness (in Q and RMi systems)	rating	A4c	Jr ²⁾	jR ²⁾	js jw
	Joint waviness		rating	-			
	Joint alteration (weathering and filling)		rating	A4e	Ja	jA	
	Joint size (length)		rating	A4a	-	jL	
	Joint persistence (continuity)		rating	-	-	cj	
	Joint separation (aperture)		rating	A4b	-	-	
E. INTERLOCKING	Compactness of rockmass structure	rating	-	-	IL		
F. GROUND WATER	Water inflow or water pressure	rating	A5	Jw	GW		
G. ROCK STRESSES (around tunnel)	Stress level	rating	-	SRF	SL		
	Overstressing (rock burst or squeezing ground)	rating	-		CF ³⁾		
H. WEAKNESS ZONE	Type of weakness zone	rating	-	-	-		
	Size (thickness) of the zone	m	-	-	Tz		
	Orientation of the zone	rating	-	-	Coz		

¹⁾ Compressive strength of rock is included in the revised $Q_c = Q \times \sigma_c / 100$ (Barton, 2002); ²⁾ $J_r = jR = j_s \times j_w$; ³⁾ CF = rockmass competency. Interlocking of the rockmass structure is included in the RMi in this paper. In this way the effect of disturbed rockmasses is included.

Figura 6-1 Revisión de los parámetros usados por cada clasificación. (Palmstrom A. ,2009)

6.1.2. Discusión sobre resultados de clasificaciones geomecánicas

De los resultados se puede comentar lo siguiente:

- Los métodos son más sensibles a la disminución del tamaño de bloque (Vb), que al aumento de las condiciones de juntas (Jc)
- La clasificación RMR es la única que varía el valor de su índice en forma directa al variar la orientación de las diaclasas y su apertura, dado que ésta clasificación es la única que considera parámetros para estas características en el cálculo de su valor final, en particular, porque RMR posee un ajuste por orientación de diaclasas según su uso en túneles. Por otro lado, el RMi no sufre una variación directa en su valor, pero dichos parámetros afectan los requerimientos de soporte y fortificación, dado que el diagrama de estimación de soporte propuesto por RMi tiene en cuenta la orientación de las diaclasas.
- En el RMR, el concepto de apertura de diaclasas, en general no genera cambios sustanciales en su valor final (5 puntos entre $z=1$ y $z=4$), ni en los requerimientos de soporte que esta clasificación propone ante los resultados obtenidos, ya que para un par ordenado (Vb, Jc), con orientación fija, en pocos casos la apertura

de diaclasas propuso cambio en el requerimiento de soporte, es decir, pasar de una categoría a otra del RMR.

- RMR es la única clasificación que propone distintos largos de pernos instalados ante la variabilidad de parámetros estudiada. Por ejemplo, la categoría “Roca buena” propone pernos de 3 [m] y para “Roca media”, pernos de 4 [m] de largo. Si bien la clasificación Q propone variaciones en el largo de los pernos, las variables que intervienen en esta definición no cambian en esta investigación (Diámetro de excavación 10 [m] y parámetro ESR=1, ver Figura 2-3, eje de ordenadas) lo que finalmente resulta un largo constante de 3 [m].
- Respecto a la variabilidad de las clasificaciones de acuerdo al índice GSI en el rango considerado en esta investigación (Figura 3-1), se observa en algunos casos una discrepancia respecto a la descripción de la calidad del macizo rocoso por los distintos sistemas de clasificación revisados. Por ejemplo, la clasificación RMR define los casos C_1 o C_2 como macizo “Bueno”, mientras que para las mismas condiciones, R_{Mi} lo define como “Moderado” y Q incluso como “Pobre”. Esta diferencia se puede ver en la Tabla 6-1 hasta la Tabla 6-5, donde se muestran definiciones cualitativas para la calidad del macizo según cada clasificación.

Tabla 6-1 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A_1 , B_1 y C_1 .

A_1			B_1			C_1		
Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría
RMR max	74	Bueno	RMR max	71	Bueno	RMR max	64	Bueno
RMR min	61	Bueno	RMR min	58	Medio	RMR min	51	Medio
Q-system	46	Muy Bueno	Q-system	23	Bueno	Q-system	3	Pobre
R _{Mi}	20	Alto	R _{Mi}	14	Alto	R _{Mi}	4	Moderado

Tabla 6-2 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A_2 , B_2 y C_2 .

A_2			B_2			C_2		
Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría
RMR max	74	Bueno	RMR max	69	Bueno	RMR max	66	Bueno
RMR min	61	Bueno	RMR min	56	Medio	RMR min	53	Medio
Q-system	59	Muy Bueno	Q-system	13	Bueno	Q-system	3	Pobre
R _{Mi}	17	Alto	R _{Mi}	6	Moderado	R _{Mi}	2	Moderado

Tabla 6-3 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A₃, B₃ y C₃.

A ₃			B ₃			C ₃		
Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría
RMR max	74	Bueno	RMR max	65	Bueno	RMR max	60	Medio
RMR min	61	Bueno	RMR min	52	Medio	RMR min	48	Medio
Q-system	58	Muy Bueno	Q-system	10	Medio	Q-system	2	Pobre
RMi	17	Alto	RMi	5	Moderado	RMi	2	Moderado

Tabla 6-4 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A₄, B₄ y C₄.

A ₄			B ₄			C ₄		
Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría
RMR max	70	Bueno	RMR max	60	Medio	RMR max	57	Medio
RMR min	57	Medio	RMR min	48	Medio	RMR min	44	Medio
Q-system	73	Muy Bueno	Q-system	10	Bueno	Q-system	2	Pobre
RMi	15	Alto	RMi	3	Moderado	RMi	1	Bajo

Tabla 6-5 Categorías según clasificaciones para cada escenario considerado. Escenarios A₅, B₅ y C₅.

A ₅			B ₅			C ₅		
Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría	Clasificación	Valor	Categoría
RMR max	68	Bueno	RMR max	59	Medio	RMR max	56	Medio
RMR min	55	Medio	RMR min	46	Medio	RMR min	43	Medio
Q-system	49	Muy Bueno	Q-system	7	Medio	Q-system	1	Pobre
RMi	14	Alto	RMi	3	Moderado	RMi	0	Bajo

6.1.3. Discusión sobre requerimientos de soporte y fortificación

Las clasificaciones geomecánicas proveen recomendaciones de requerimientos de soporte y fortificación según distintos métodos. Mientras el sistema RMR sólo entrega recomendaciones genéricas asociadas a un túnel de 10m de diámetro, los sistemas Q y RMi incluyen diagramas más complejos, donde se tiene en cuenta aspectos tales como el ancho de la excavación, el uso del túnel y el estado tensional, etc. Se muestra en la Tabla 6-6 los parámetros considerados por cada sistema para la obtención del sostenimiento una vez obtenido el valor de la clasificación.

Tabla 6-6 Parámetros de entrada para obtención de sostenimiento para cada sistema.

Parámetros de entrada		Rock Mass Rating	Q-system	Rock Mass Index
Valor de la clasificación		RMR	Q	RMi
Uso posterior del túnel		-	ESR	-
Geometría	Diámetro del túnel	-	Dt	Dt
	Diámetro del bloque	-	-	Db
Estado tensional	Nivel de tensión	-	-	SL
	Presencia de agua	-	-	GW
Patrón de diaclasado	Nº de familias de diaclasas	-	-	Nj
	Orientación de familia principal	-	-	Co

Q y RMi ajustan sus categorías y por consiguiente sus soportes para la sección de interés, mientras que las recomendaciones del sistema RMR deben ser extrapoladas a partir de un túnel de dimensión 10 [m] de luz. Estas diferencias, seguramente corresponden también a la génesis de los métodos y los diferentes enfoques por parte de los respectivos autores, en función de sus experiencias prácticas.

De los resultados se puede comentar lo siguiente:

- El método Q es el que requiere menores espesores de shotcrete y admite mayores espaciados de pernos.
- El RMi es la clasificación con mayor sensibilidad respecto a la cantidad de soporte, no solo porque las categorías para esta clasificación varían desde calidad “Alta” hasta “Baja” para el espectro analizado, sino también porque ajusta sus soportes a partir de la relación entre el tamaño de bloque y las dimensiones del túnel, y la orientación de las discontinuidades. En general, presenta mayores requerimientos de soporte que los demás sistemas y en particular mayores requerimientos en el caso de condiciones de diaclasas desfavorables.
- En general, el RMi es el más sensible respecto a los cambios en el par (Vb, Jc), mientras que el método RMR es ligeramente más sensible que el método Q en este mismo criterio.
- Debido a la alta variabilidad observada, las clasificaciones geomecánicas no deben ser utilizadas como “recetas de cocina” y la definición de la cantidad de soporte requerida finalmente debe ser producto de los análisis integrales y detallados de las características específicas del macizo rocoso, del

comportamiento de la excavación y de la interacción macizo-soporte, entre otros aspectos relevantes.

6.1.4. Discusión sobre método analítico (Unwedge)

El programa obtiene los factores de seguridad para cada cuña formada al ingresar la orientación de las familias de diaclasas consideradas. De los resultados mostrados en la sección 5.3.2, puede concluirse que estos modelos entregan factores de seguridad muy altos, ya que estos valores muchas veces pueden ser hasta 10, 20 o 30 veces mayor al orden de magnitud esperado para un modelo en este programa (FS = 1,0 – 2,0). Este comportamiento tiene directa relación con el uso de shotcrete en el modelo, ya que en cada caso donde este tipo de soporte es usado, los factores de seguridad que controlan el diseño superan FS=6,5.

Ante el uso de shotcrete en los modelos Unwedge, los *inputs* necesarios para el diseño de este material corresponden al peso unitario, resistencia al corte y espesor de la capa. La ecuación 5.15 relaciona la resistencia al corte con la capacidad a compresión del shotcrete, H35 (35 [MPa]) para esta investigación y que suponen una capacidad elevada considerando que en algunos casos prácticos se usa shotcrete H15 - H20 en estos modelos. Al realizar análisis con shotcrete de menor resistencia a compresión y por consiguiente menor resistencia a corte, los factores de seguridad bajan sólo en 15 a 20%, por lo tanto no afectan significativamente los elevados factores de seguridad obtenidos.

Se tienen casos en que los factores de seguridad que controlan el diseño se encuentran en un rango aceptable o esperado. El caso con menor valor de factor de seguridad corresponde al caso A₄-b con soporte Q, que propone sólo el uso de pernos, espaciados 3,7 [m] y que entrega un factor de seguridad de 1,413, donde además controla la cuña más grande formada por las orientaciones (Cuña 3). Se destaca en este contexto que teniendo este mínimo, en ningún caso las clasificaciones proponen un soporte escaso y que genere inestabilidad para alguna de las cuñas formadas (FS<1).

Finalmente, resulta interesante destacar que habiendo definido los casos Favorable y Desfavorable con las mismas inclinaciones (Dip 30° ambos casos) y

manteos en sentidos contrarios (DipDirection de 0° y 180° respectivamente) buscando ver la influencia de lo que se define como construcción a favor y en contra del manto, Unwedge genera cuñas idénticas (igual volumen) y por consiguiente el programa propone iguales requerimientos de soporte en ambos casos, sin considerar la influencia del método constructivo. Por lo tanto, las metodologías empíricas poseen una ventaja comparativa al ver representado implícitamente este problema constructivo y de estabilidad, mientras que Unwedge no considera el proceso constructivo inherente a un túnel.

6.1.5. Discusión sobre método numérico (Phase2)

La principal conclusión respecto al uso de este programa en esta investigación dice relación con el rango de aplicación donde es posible analizar los modelos usados para la investigación ante la capacidad física (hardware) disponible para este trabajo de título. Dentro de los alcances y objetivos de este trabajo están la búsqueda o estudio del comportamiento de macizos ante la presencia de discontinuidades que lo definan como un material fracturado, esta situación pierde validez cuando los tamaños de bloque analizados tienen espaciamientos demasiado pequeños para las familias de diaclasas, generando modelos de elementos finitos que se acercan más a un comportamiento continuo y de material homogéneo, que a uno con un comportamiento controlado por la interacción de los bloques existentes. Esta situación se verá afectada ante el análisis de una sección de túnel más pequeña, que conduzca a un análisis para un espectro menor de CF ($CF=Dt/Db$) y que evitaría un refinamiento excesivo del modelo, aun manteniendo las características geométricas del macizo rocoso (volumen de bloque).

Respecto a los resultados obtenidos con este programa, resulta destacable el comportamiento de los pernos de anclaje que proponen los distintos sistemas, ya que en la mayoría de los casos estos elementos ven sobrepasada su capacidad máxima. La capacidad de estos elementos tiene directa relación con el diámetro propuesto, 20 [mm] constantes para la investigación, por lo tanto resultaría interesante revisar el comportamiento con un diámetro mayor, entendiendo que en el mercado existen alternativas de mayores dimensiones.

6.1.6. Discusión sobre rango GSI estudiado

Al comienzo de la investigación se ha definido el espectro de valores de tamaño de bloque de interés, en función de un rango del diagrama GSI generado en Cai et al. (2004), donde el diagrama GSI presenta ejes cuantitativos para describir el volumen del bloque y la condición de las diaclasas. Para dicho rango, se tienen escenarios donde el tamaño de bloque genera macizos rocosos diaclasados o muy diaclasados pero que en ningún caso consideran las dimensiones de la excavación, entendiendo de todas formas que no es la filosofía de este índice. Al no considerar el tamaño de la sección de excavación, se pierde de vista la relación $CF=Dt/Db$, generando el problema presente en esta investigación, donde Phase2 no fue capaz de analizar modelos con un valor de CF demasiado grande. Se concluye entonces la inconsistencia de a la definición del rango diaclasado y muy diaclasado. Esta definición se hace solo respecto al diámetro de bloque generado, ignorando el tamaño de la excavación, que en este trabajo de título (sección de 10[m]x10[m]), hace que el comportamiento del macizo para este tamaño de bloque puede entenderse como un macizo más bien continuo.

6.2. Conclusiones finales

Es necesario comprender las implicancias del uso de metodologías empíricas en la ingeniería de túneles, entendiendo estas herramientas como una parte del proceso de diseño. Los resultados obtenidos se deben compatibilizar con los de otros análisis de estabilidad y asimilando la idea de que el desarrollo del diseño de túneles es un proceso continuo, de la mano con la construcción de la obra.

Se investigaron los requerimientos de soporte para distintas configuraciones de macizo rocoso. La variabilidad de escenarios quedó definida a partir de un rango de valores de GSI, usando la cartilla propuesta por Cai et al. (2004), quien define *inputs* cuantitativos para este índice y que corresponden al *Volumen de Bloque (Vb)* y al *Joint Condition Factor (Jc)*. Además, se varió la orientación de las familias de diaclasas que intervienen el macizo, pudiendose observar que sólo RMR y RMI responden a estas variaciones y que la construcción en contra o a favor del manto no tiene implicancias en los software.

Ante la variabilidad definida en GSI y las metodologías consideradas, es posible comentar que dentro de las clasificaciones geomecánicas usadas (RMR, Q y RMi), Q sobrestima la capacidad del macizo cuando éste posee un indicador GSI alto (63-64), que RMR posee escasa variabilidad respecto a sus requerimientos de soporte para los casos estudiados y que RMi es la clasificación más conservadora y con mayor dispersión de resultados.

Respecto a la sensibilidad generalizada de las clasificaciones geomecánicas, se encontró una mayor sensibilidad a parámetros de volumen de bloque que a parámetros de calidad de diaclasas

Es importante destacar que los resultados de espaciamiento de pernos y espesor de shotcrete, corresponden siempre a valores promedio propuestos, que deben ser juzgados por los profesionales, quienes preferentemente deben contar con un alto nivel de experiencia en el área.

Los software utilizados corresponden a Unwedge para el estudio analítico y Phase2 para el análisis de elemento finitos. Para las condiciones de macizo analizadas y el uso de los requerimientos de soporte propuestos por las metodologías empíricas, Unwedge entrega factores de seguridad altos, principalmente relacionados con el uso de shotcrete. Si bien se esperaban factores de seguridad mayores a 1.0, por la filosofía empírica y experimental de las clasificaciones geomecánicas, los factores de seguridad sobrepasan ampliamente lo esperado, infiriendo posibles subestimaciones del macizo por parte de las metodologías empíricas.

Se recomienda para los modelos de elementos finitos, no perder de vista la relación $CF=Dt/Db$, pues esta relación de aspecto influencia fuertemente el comportamiento del modelo, ya sea como un macizo continuo o discreto.

Para investigaciones futuras en el área, se propone el uso de herramientas probabilísticas para obtener el tamaño de bloque, buscando suplir las falencias que existen respecto a la medición del grado de fracturamiento de los macizos rocosos. Además, se propone el análisis para distintas secciones de túnel, no solo en dimensión sino también en forma de la excavación. Por otro lado, buscando ampliar la información

generada se propone analizar el rango completo de valores de GSI y el rango completo de volúmenes de bloque propuestos por Cai et al. (2004).

Además, se propone el uso de herramientas computacionales (Hardware) más poderosas que permitan el análisis de modelos de elementos finitos más refinados. Finalmente, respecto a estos modelos en Phase2, se propone analizar la respuesta de los elementos (macizo y soporte), considerando modelos de relajación del macizo (Ej: modelos de curvas características (MCC) o modelos de convergencia-confinamiento), representando en el software un modelo más realista, ya que en la práctica, el macizo es capaz de liberar energía como deformación, disminuyendo la sollicitación sobre los elementos de soporte.

BIBLIOGRAFÍA

- American Concrete Institute. (1995). *Guide to Shotcrete - ACI 506R-90 (Reapproved 1995)*.
- American Institute of Steel Construction. (2010). *AISC360-10 Specification for Structural Steel Building*.
- Barton, N. (1973). *Review of a new shear-strength criterion for rock joints*.
- Barton, N. (1995). *The influence of joint properties in modelling jointed rock masses*.
- Barton, N. (2002). *Some new Q-value correlation to assist in site characterisation and tunnel design*.
- Barton, N., & Bandis, S. (1990). *Review of predictive capabilities of JRC-JCS model in engineering practice*.
- Barton, N., & Bieniawski, Z. (2008). RMR and Q--setting records straight. *Tunnels & Tunnelling International*.
- Barton, N., & Choubey, V. (1978). *The shear strength of rock joints in theory and practice*.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classification*.
- Brady, B., & Brown, E. (1993). *Rock Mechanics for underground mining*.
- Brekke, T. L., & Howard, T. R. (1972). *Functional classification of gouge materials from seams and faults in relation to stability problems in underground openings*.
- Cai, M. (2004). *Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system*.
- Deere, D. (1963). *Technical description of rock cores for engineering purposes*.
- Gavilanes J., H., & Andrade H., B. (2004). *Introducción a la ingeniería de túneles*.
- Gomes, A. (2012). *Apunte clase curso Construcción de Túneles - Diseño geotécnico de túneles*.
- González de Vallejo, L., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Ingeniería Geológica*.

- Grimstad, E., & Barton, N. (1993). *Updating of the Q-system for NMT. International Symposium on Sprayed Concrete.*
- Hoek, E. (2004). *Rock mass classification.*
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). *Underground excavations in rock.*
- Hoek, E., & Diederichs, M. S. (2006). *Empirical estimation of rock mass modulus.*
- Hoek, E., Kaiser, P., & Bawden, W. (1995). *Support of underground excavations in hard rock.*
- Hoek, E., Marinos, P., & Benissi, M. (1998). *Applicability of the geological strength index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation.*
- Hubbard, B., & Glasser, N. (2005). *Field techniques in glaciology and glacial geomorphology.*
- Kumar, N., Samadhiya, N. K., & Anbalagan, R. (2004). *Application of rock mass classification system for tunneling in Himalaya, India.*
- Palmstrom, A. (1974). *Characterization of jointing density and the quality of rock masses.*
- Palmstrom, A. (1995). *RMI - a rock mass characterization system for rock engineering purposes.*
- Palmstrom, A. (2000). *Recent developments in rock support estimates by the RMI.*
- Palmstrom, A. (2005). *Measurements of and correlation between Block Size and Rock Quality Designation (RQD).*
- Palmstrom, A. (2009). *Combining the RMR, Q, and RMI classification system.*
- Palmstrom, A. (2012). *Q-RMR-RMI, version 3.* Retrieved from RockMass AS: http://www.rockmass.net/files/Q-RMR-RMI_v3.xls
- Palmstrom, A., & Broch, E. (2006). *Use and misuse of rock mass classification systems with particular reference to the Q-system.*
- Palmstrom, A., & Stille, H. (2008). *Ground behavior and rock mass composition in underground excavations.*
- Rocscience Inc. (2004). Unwedge 3.0.
- Rocscience Inc. (2009). Phase2 7.0.

Rocscience Inc. (2004a). *www.rocscience.com*. Retrieved from https://www.rocscience.com/help/unwedge/webhelp/unwedge/Shotcrete_Support_Force.htm

Rocscience Inc. (2004b). *www.rocscience.com*. Retrieved from http://www.rocscience.com/help/phase2/webhelp/phase2_model/Joint_Model_Parallel_Deterministic.htm

Singh, B., & Goel, R. K. (1999). *Rock Mass Classification - A civil approach in civil engineering*.

Sociedad Austriaca de Geomecánica. (2008). *Lineamientos de la Sociedad Austriaca de Geomecánica - Diseño Geomecánico de Obras Subterráneas con avances cíclicos*.

Wines, D. R., & Lilly, P. A. (2003). *Estimates of rock joint shear strength in part of the Fimiston open pit operation in Western Australia*.

ANEXO I. Tablas de parámetros para clasificaciones geomecánica

Tabla I-1 Parámetros para clasificación RMR (Bieniawski, 1989).

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS									
Parameter			Range of values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill core Quality <i>RQD</i>		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Joint water press)/(Major principal σ)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		
B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)									
Strike and dip orientations			Very favourable	Favourable	Fair	Unfavourable	Very Unfavourable		
Ratings	Tunnels & mines		0	-2	-5	-10	-12		
	Foundations		0	-2	-7	-15	-25		
	Slopes		0	-5	-25	-50			
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS									
Rating			100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21		
Class number			I	II	III	IV	V		
Description			Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock		
D. MEANING OF ROCK CLASSES									
Class number			I	II	III	IV	V		
Average stand-up time			20 yrs for 15 m span	1 year for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs for 2.5 m span	30 min for 1 m span		
Cohesion of rock mass (kPa)			> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100		
Friction angle of rock mass (deg)			> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15		
E. GUIDELINES FOR CLASSIFICATION OF DISCONTINUITY conditions									
Discontinuity length (persistence)			< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
Rating			6	4	2	1	0		
Separation (aperture)			None	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
Rating			6	5	4	1	0		
Roughness			Very rough	Rough	Slightly rough	Smooth	Slickensided		
Rating			6	5	3	1	0		
Infilling (gouge)			None	Hard filling < 5 mm	Hard filling > 5 mm	Soft filling < 5 mm	Soft filling > 5 mm		
Rating			6	4	2	2	0		
Weathering Ratings			Unweathered	Slightly weathered	Moderately weathered	Highly weathered	Decomposed		
Rating			6	5	3	1	0		
F. EFFECT OF DISCONTINUITY STRIKE AND DIP ORIENTATION IN TUNNELLING**									
Strike perpendicular to tunnel axis				Strike parallel to tunnel axis					
Drive with dip - Dip 45 - 90°			Drive with dip - Dip 20 - 45°		Dip 45 - 90°		Dip 20 - 45°		
Very favourable			Favourable		Very unfavourable		Fair		
Drive against dip - Dip 45-90°			Drive against dip - Dip 20-45°		Dip 0-20 - Irrespective of strike°				
Fair			Unfavourable		Fair				

Tabla I-2 Valoración RQD en clasificación Q

1	RQD	RQD (%)
A	Muy Mala	0 - 25
B	Mala	25 - 50
C	Regular	50 - 75
D	Buena	75 - 90
E	Excelente	90 - 100

Tabla I-3 Valoración para índice de diaclasado en clasificación Q

2	Índice de diaclasado	Jn
A	Masivo, sin diaclarar o con fisuración escasa	0,5 - 1,0
B	Una familia	2
C	Una familia y diaclasas aleatorias	3
D	Dos familias	4
E	Dos familias + diaclasas aleatorias	6
F	Tres familias	9
G	Tres familias + diaclasas aleatorias	12
H	Cuatro o más familias	15
J	Roca triturada	20

Tabla I-4 Valoración para índice de rugosidad en clasificación Q

3	Índice de rugosidad de las diaclasas	Jr
a) Contacto entre las paredes; b) Contacto entre paredes ante un desplazamiento inferior a 10 [cm]		
A	Discontinuas	4
B	Onduladas, rugosas o irregulares	3
C	Onduladas, lisas	2
D	Onduladas, pulidas	1,5
E	Planas, rugosas o irregulares	1,5
F	Planas, lisas	1
G	Planas, pulidas	0,5
c) Sin contacto entre las paredes		
H	Zona con materiales arcillosos, arenosos, o gravas con espesor para impedir el contacto	1

Tabla I-5 Valoración para índice de alteración en clasificación Q

4	Índice de alteración de las diaclasas	Ja
a) Contacto entre las paredes de la roca (sin minerales de relleno)		
A	Relleno duro, inablandable, impermeable	0,75
B	Paredes inalteradas o ligeramente manchadas	1
C	Paredes ligeramente alteradas	2
D	Recubrimientos inablandables limosos o areno arcillosos	3
E	Recubrimientos ablandables o con arcillas de baja fricción	4
b) Contacto entre las paredes de la roca (Con minerales de relleno < 5mm)		
F	Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla	4
G	Rellenos de minerales arcillosos inablandables	6
H	Rellenos de minerales arcillosos ablandables	8
J	Rellenos de arcillas expansivas, montmorillonita	8 a 12
c) Sin contacto entre las paredes de las discontinuidades (Rellenos de gran espesor)		
K L M	Capas de roca desintegrada o triturada o arcilla (Ver G, H, J)	6 a 12
N	Capas de arcilla limosa o arenosa	5
O P R	Capas gruesas de arcilla (Ver G, H, J)	10, 13, 13 a 20

Tabla I-6 Valoración por presencia de agua en clasificación Q

5	Factor de reducción por la presencia de agua	Presión de agua [Kg/cm ²]	Jw
A	Excavación seca o poca infiltración, inferiores a 5 l/min localmente	<1	1
B	Infiltración o presión mediana con lavado ocasional de los rellenos	1 - 2,5	0,66
C	Gran infiltración en roca competente con diaclasas sin relleno	2,5 - 10	0,5
D	Gran infiltración a presión alta, lavado importante de los rellenos	2,5 - 10	0,33
E	Infiltración o presión excepcionalmente alta junto con las voladuras	>10	0,2 - 0,1
F	Infiltración o presión excepcionalmente alta en todo momento	>10	0,1 - 0,05

Tabla I-7 Valoración para estado tensional en clasificación Q

6	Condiciones tensionales de la roca			SRF	
a) Excavación en zonas de falla y/o fallas					
A	Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (cualquier profundidad)			10	
B	Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación < 50m)			5	
C	Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación > 50m)			2,5	
D	Múltiples zonas de fractura en roca competente sin arcilla, roca circundante suelta, cualquier profundidad			7,5	
E	Zonas de fracturas aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad excavación < 50m			5	
F	Zonas de fracturas aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad excavación > 50m			2,5	
G	Diaclasas abiertas sueltas, diaclasado intenso cualquier profundidad			5	
b) Excavación en rocas duras (competentes)				SRF	
Comportamiento geotécnico			σ_c/σ_1		σ_θ/σ_c
H	Tensiones bajas, cerca de la superficie, diaclasas abiertas		>200	<0,01	2,5
J	Tensiones de nivel medio, estables		200 - 10	0,01 - 0,3	1
K	Elevado nivel de tensiones, estructura muy cerrada, Slabbing bajo, Slabbing menor, tensiones altas, ligera inestabilidad		10 - 5	0,3 - 0,4	0,5 - 2
L	Slabbing moderado		5 - 3	0,5 - 0,65	5 - 50
M	Slabbing y estallido de roca, Slabbing fuerte, Slabbing muy fuerte		3 - 2	0,65 - 1	50 - 200
N	Estallido de roca severo		<2	>1	200 - 400
c) Excavación en rocas deformables (incompetentes)				SRF	
Comportamiento geotécnico			σ_θ/σ_c		
O	Squeezing bajo		1 - 5	5 - 10	
P	Squeezing alto		> 5	10 - 20	
d) Rocas expansivas: Actividad química dependiendo de presencia de agua					
R	Swelling bajo			5 - 10	
S	Swelling alto			10 - 15	

ANEXO II. Soporte según clasificaciones geomecánica

Tabla II-1 Resumen parámetros de clasificación, soporte y presión de soporte. Escenarios A_i

Escenarios	Joint Condition Factor	Volumen Bloque [m ³]	GSI	Índices Geomecánicos			Espesor de Shotcrete [cm]			Espaciamiento de Pernos [m]			Presión de Soporte [Mpa]		
				RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi
A ₁ -a	1,88	0,4	64	69	46	20	5,0	-	-	2,50	2,50	2,00	0,37	0,02	0,03
A ₁ -b	1,88	0,4	64	66	46	20	5,0	-	5,0	2,50	2,50	2,00	0,37	0,02	0,38
A ₁ -c	1,88	0,4	64	61	46	20	5,0	-	5,0	2,50	2,50	1,90	0,37	0,02	0,42
A ₂ -a	2,5	0,13	63	69	59	17	5,0	-	5,0	2,50	3,50	2,00	0,37	0,01	0,38
A ₂ -b	2,5	0,13	63	66	59	17	5,0	-	5,5	2,50	3,50	1,80	0,37	0,01	0,42
A ₂ -c	2,5	0,13	63	61	59	17	5,0	-	6,0	2,50	3,50	1,60	0,37	0,01	0,47
A ₃ -a	4	0,05	64	69	58	17	5,0	-	5,5	2,50	3,50	1,70	0,37	0,01	0,43
A ₃ -b	4	0,05	64	66	58	17	5,0	-	6,0	2,50	3,50	1,50	0,37	0,01	0,47
A ₃ -c	4	0,05	64	61	58	17	5,0	-	8,0	2,50	3,50	1,40	0,37	0,01	0,62
A ₄ -a	6	0,01	64	65	73	15	5,0	-	7,0	2,50	3,70	1,50	0,37	0,01	0,54
A ₄ -b	6	0,01	64	62	73	15	5,0	-	9,0	2,50	3,70	1,40	0,37	0,01	0,69
A ₄ -c	6	0,01	64	57	73	15	7,5	-	10,0	1,75	3,70	1,30	0,56	0,01	0,77
A ₅ -a	8	0,003	63	63	49	14	5,0	-	10,0	2,50	3,00	1,30	0,37	0,01	0,77
A ₅ -b	8	0,003	63	61	49	14	5,0	-	11,0	2,50	3,00	1,25	0,37	0,01	0,84
A ₅ -c	8	0,003	63	55	49	14	7,5	-	14,0	1,75	3,00	1,20	0,56	0,01	1,05

Tabla II-2 Resumen parámetros de clasificación, soporte y presión de soporte. Escenarios B_i

Escenarios	Joint Condition Factor	Volumen Bloque [m ³]	GSI	Índices Geomecánicos			Espesor de Shotcrete [cm]			Espaciamiento de Pernos [m]			Presión de Soporte [Mpa]		
				RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi
B ₁ -a	0,47	0,4	48	66	23	14	5,0	5,5	-	2,50	2,40	2,00	0,37	0,40	0,03
B ₁ -b	0,47	0,4	48	63	23	14	5,0	5,5	5,0	2,50	2,40	2,00	0,37	0,40	0,38
B ₁ -c	0,47	0,4	48	58	23	14	7,5	5,5	5,5	1,75	2,40	1,80	0,56	0,40	0,42
B ₂ -a	0,56	0,13	46	64	13	6	5,0	5,5	5,5	2,50	2,30	1,70	0,37	0,41	0,43
B ₂ -b	0,56	0,13	46	61	13	6	5,0	5,5	6,0	2,50	2,30	1,50	0,37	0,41	0,47
B ₂ -c	0,56	0,13	46	56	13	6	7,5	5,5	7,0	1,75	2,30	1,40	0,56	0,41	0,55
B ₃ -a	0,67	0,05	45	61	10	5	5,0	5,5	7,0	2,50	2,30	1,50	0,37	0,41	0,54
B ₃ -b	0,67	0,05	45	57	10	5	7,5	5,5	9,0	1,75	2,30	1,40	0,56	0,41	0,69
B ₃ -c	0,67	0,05	45	52	10	5	7,5	5,5	10,0	1,75	2,30	1,30	0,56	0,41	0,77
B ₄ -a	0,83	0,01	44	56	10	3	7,5	5,5	10,0	1,75	2,30	1,25	0,56	0,41	0,77
B ₄ -b	0,83	0,01	44	53	10	3	7,5	5,5	13,0	1,75	2,30	1,20	0,56	0,41	0,98
B ₄ -c	0,83	0,01	44	48	10	3	7,5	5,5	15,0	1,75	2,30	1,15	0,56	0,41	1,13
B ₅ -a	1,13	0,003	43	54	7	3	7,5	5,5	14,0	1,75	2,20	1,20	0,56	0,41	1,05
B ₅ -b	1,13	0,003	43	51	7	3	7,5	5,5	17,0	1,75	2,20	1,15	0,56	0,41	1,26
B ₅ -c	1,13	0,003	43	46	7	3	7,5	5,5	20,0	1,75	2,20	1,10	0,56	0,41	1,47

Tabla II-3 Resumen parámetros de clasificación, soporte y presión de soporte. Escenarios B:

Escenarios	Joint Condition Factor	Volumen Bloque [m ³]	GSI	Índices Geomecánicos			Espesor de Shotcrete [cm]			Espaciamiento de Pernos [m]			Presión de Soporte [Mpa]		
				RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi	RMR	Q	RMi
C ₁ -a	0,13	0,4	33	59	3	4	7,5	7,5	5,0	1,75	2,10	1,80	0,56	0,55	0,39
C ₁ -b	0,13	0,4	33	56	3	4	7,5	7,5	6,0	1,75	2,10	1,50	0,56	0,55	0,47
C ₁ -c	0,13	0,4	33	51	3	4	7,5	7,5	6,5	1,75	2,10	1,50	0,56	0,55	0,51
C ₂ -a	0,13	0,13	31	61	3	2	5,0	7,5	6,5	2,50	2,10	1,50	0,37	0,55	0,51
C ₂ -b	0,13	0,13	31	58	3	2	7,5	7,5	8,0	1,75	2,10	1,40	0,56	0,55	0,62
C ₂ -c	0,13	0,13	31	53	3	2	7,5	7,5	10,0	1,75	2,10	1,30	0,56	0,55	0,77
C ₃ -a	0,17	0,05	29	56	2	2	7,5	7,5	9,0	1,75	1,80	1,30	0,56	0,56	0,70
C ₃ -b	0,17	0,05	29	53	2	2	7,5	7,5	10,0	1,75	1,80	1,25	0,56	0,56	0,77
C ₃ -c	0,17	0,05	29	38	2	2	7,5	7,5	13,0	1,75	1,80	1,20	0,56	0,56	0,98
C ₄ -a	0,17	0,01	28	52	2	1	7,5	7,5	15,0	1,75	1,80	1,20	0,56	0,56	1,12
C ₄ -b	0,17	0,01	28	49	2	1	7,5	7,5	17,5	1,75	1,80	1,15	0,56	0,56	1,30
C ₄ -c	0,17	0,01	28	44	2	1	7,5	7,5	20,0	1,75	1,80	1,10	0,56	0,56	1,47
C ₅ -a	0,19	0,003	26	51	1	0	7,5	10,5	21,0	1,75	1,70	1,00	0,56	0,77	1,56
C ₅ -b	0,19	0,003	26	48	1	0	7,5	10,5	23,0	1,75	1,70	0,95	0,56	0,77	1,71
C ₅ -c	0,19	0,003	26	43	1	0	7,5	10,5	23,0	1,75	1,70	0,90	0,56	0,77	1,86

ANEXO III. Diagramas de esfuerzos en soporte

III.1. Escenarios A₁

En la descripción, “a” es orientación Favorable, “b” es orientación Media, “c” es orientación Desfavorable, “I” es espaciamiento de pernos, “L” corresponde al largo de pernos y “S” es espesor de shotcrete.

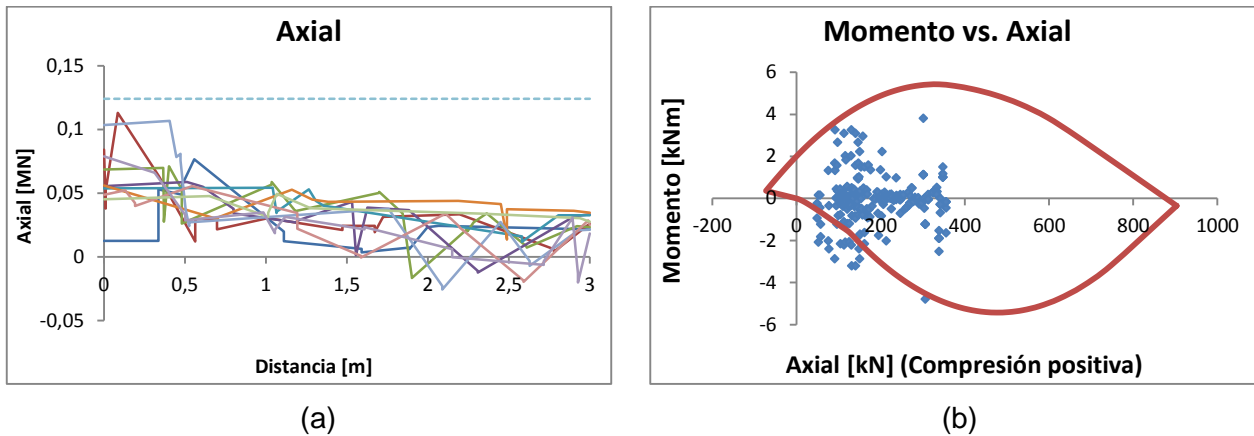


Figura III-1 Escenario A₁-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, I = 2,5 [m]; L = 3 [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, S = 5 [cm]

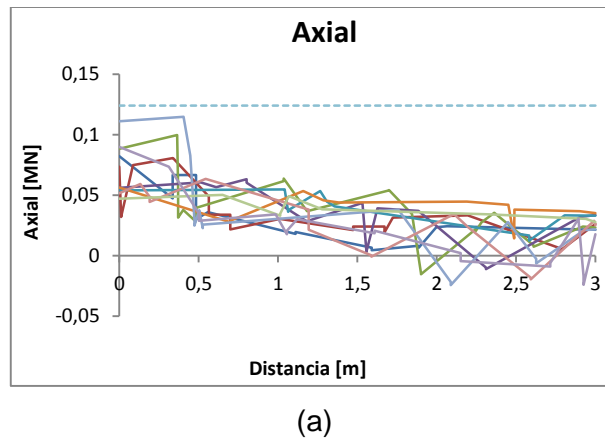
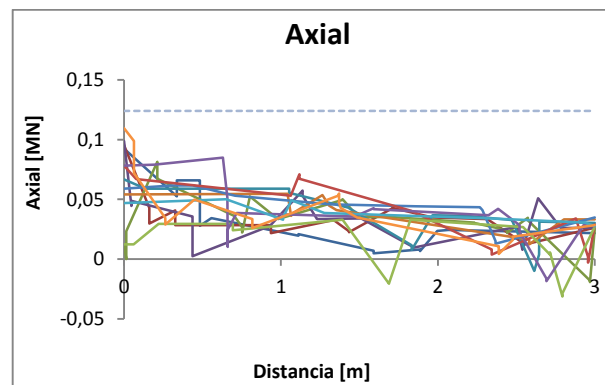


Figura III-2 Escenario A₁-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, I = 2,5 [m]; L = 3 [m]



(a)

Figura III-3 Escenario A₁-a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2$ [m]; $L = 3$ [m]

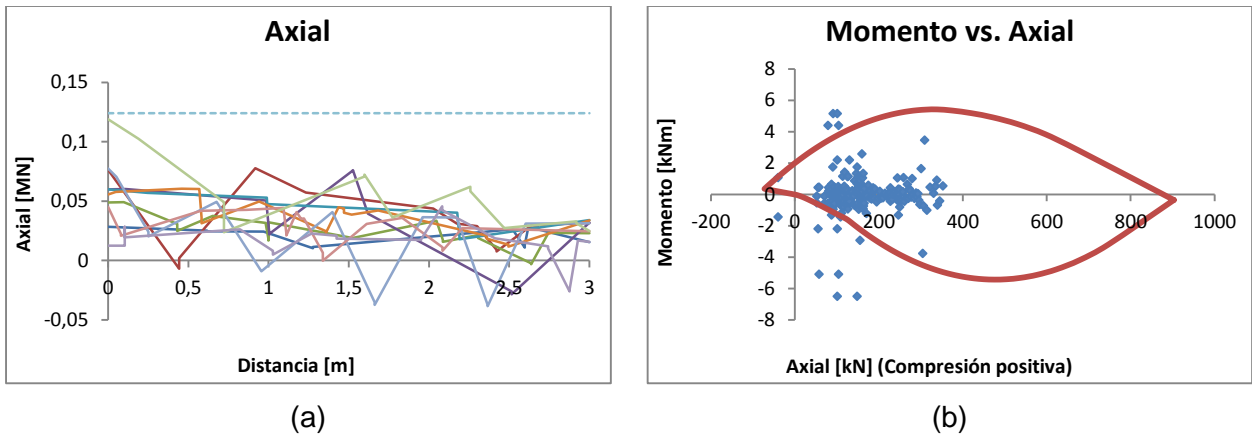


Figura III-4 Escenario A₁-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

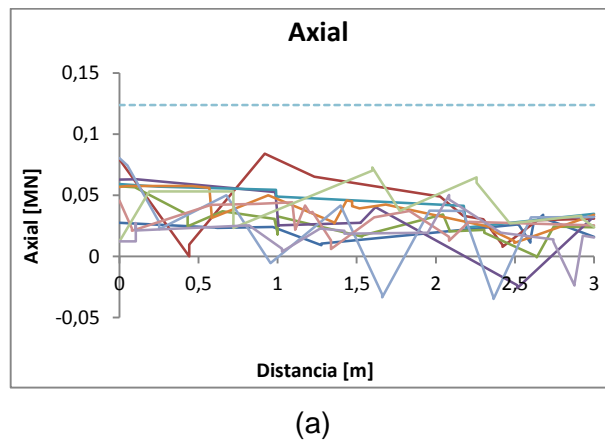


Figura III-5 Escenario A₁-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]

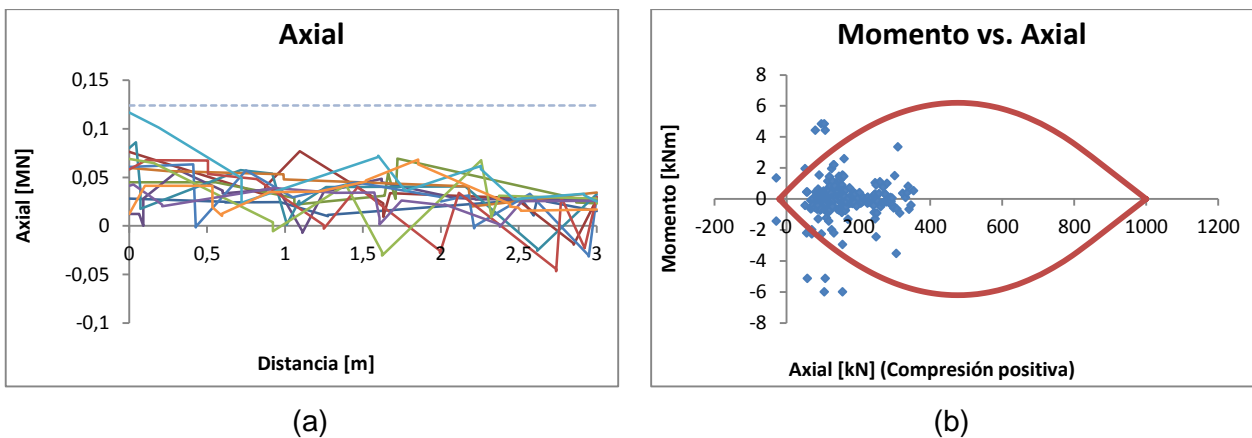
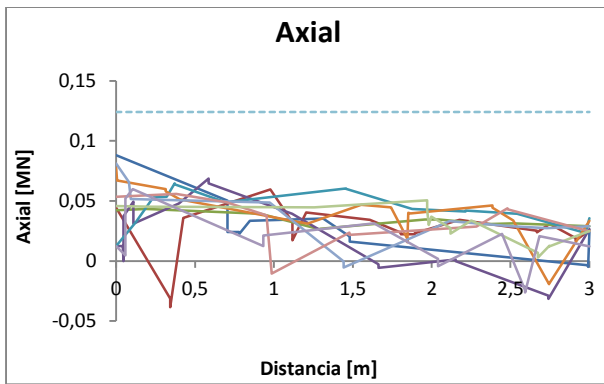
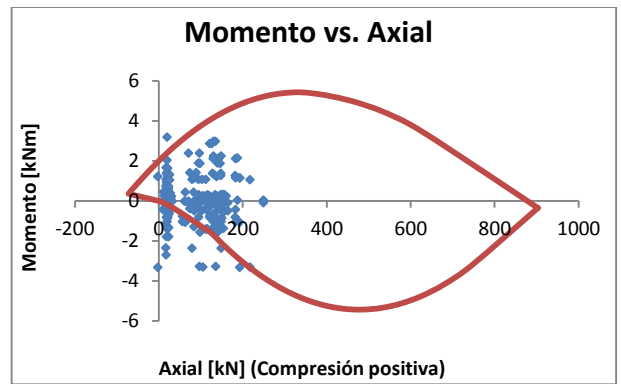


Figura III-6 Escenario A₁-b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

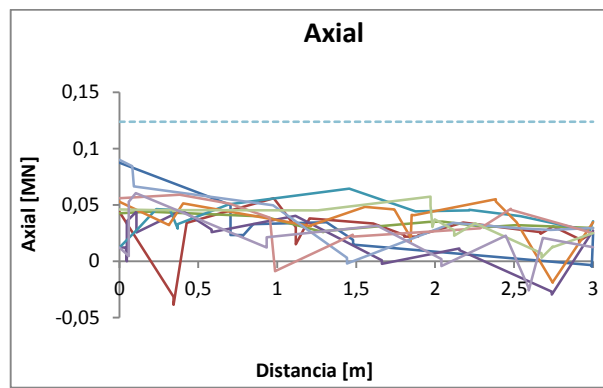


(a)



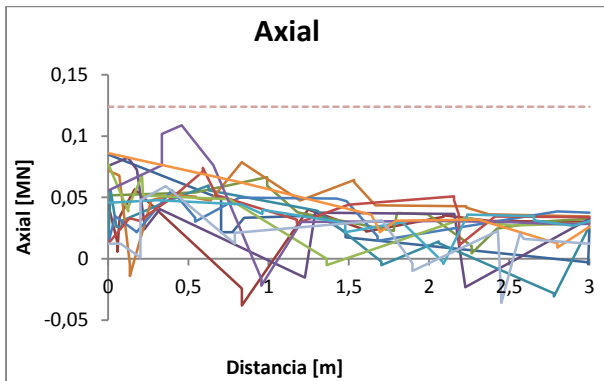
(b)

Figura III-7 Escenario A₁-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

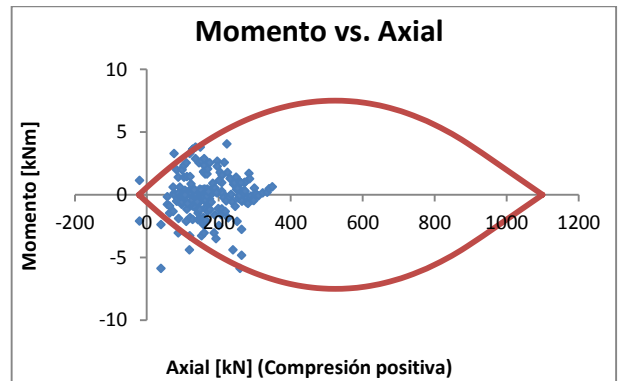


(a)

Figura III-8 Escenario A₁-c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]



(a)



(b)

Figura III-9 Escenario A₁-c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,9$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

III.2. Escenarios A₂

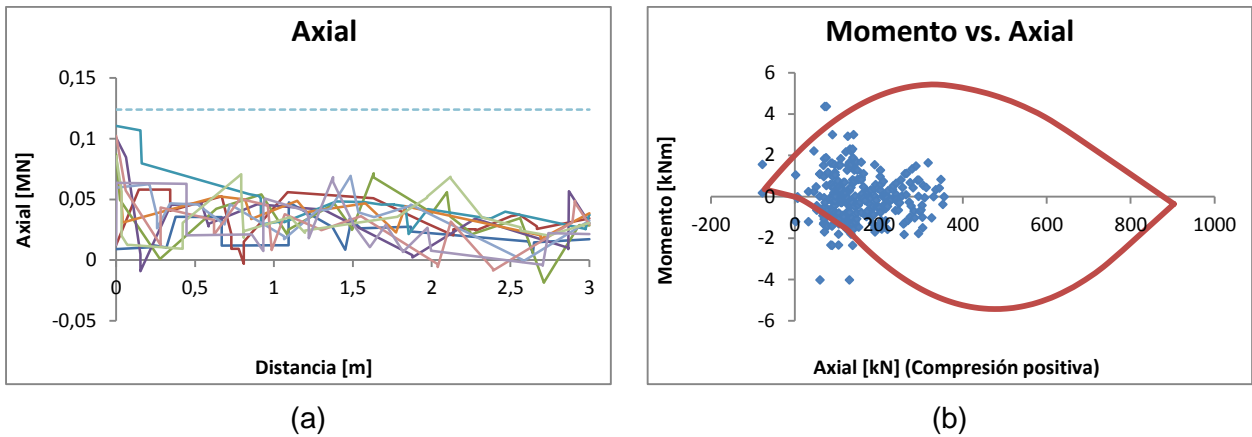


Figura III-10 Escenario A₂-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

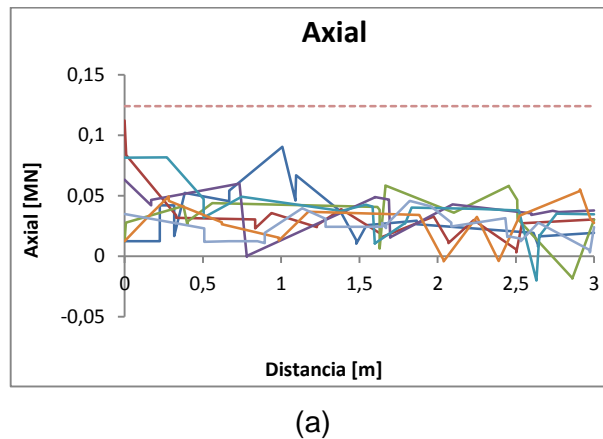


Figura III-11 Escenario A₂-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]

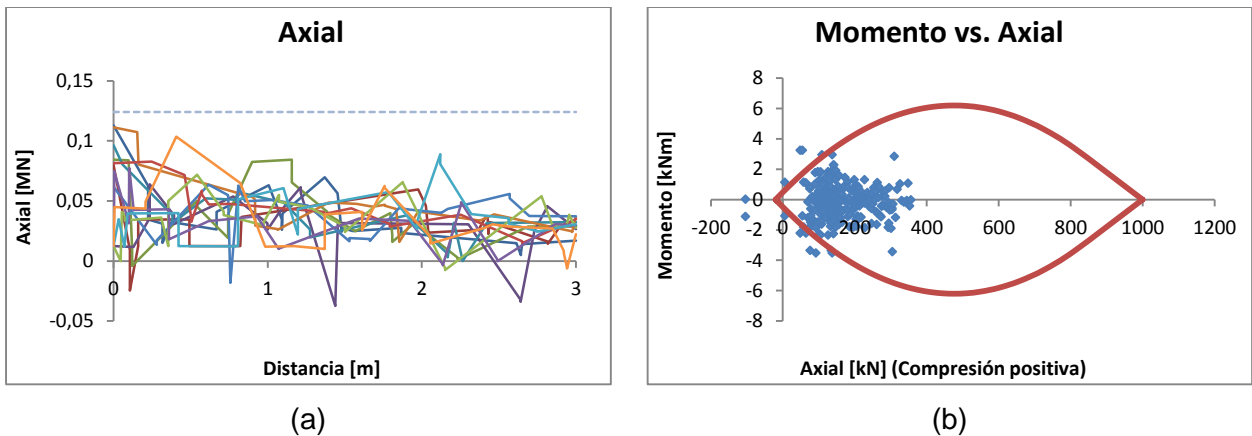
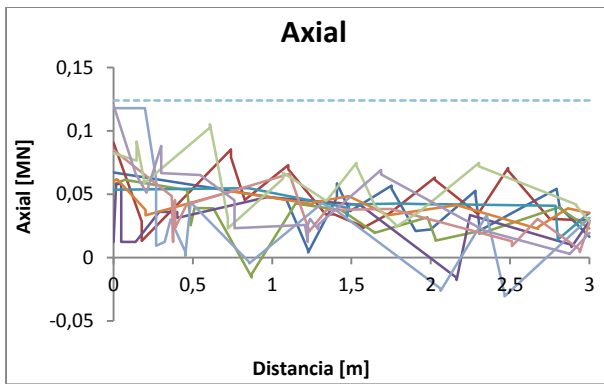
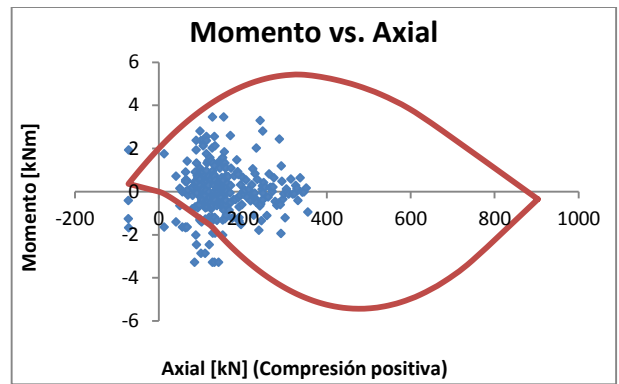


Figura III-12 Escenario A₂-a, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

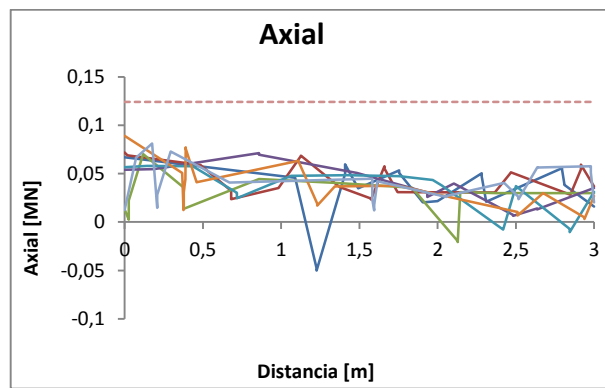


(a)



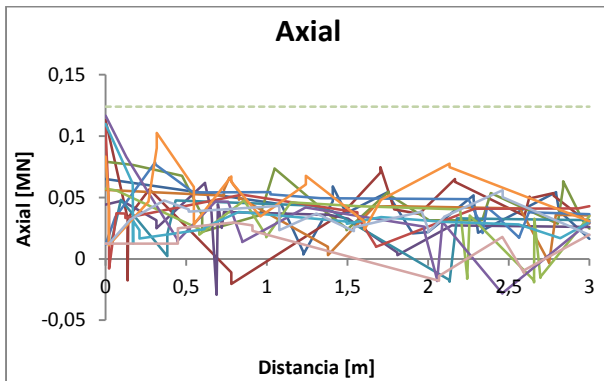
(b)

Figura III-13 Escenario A₂-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

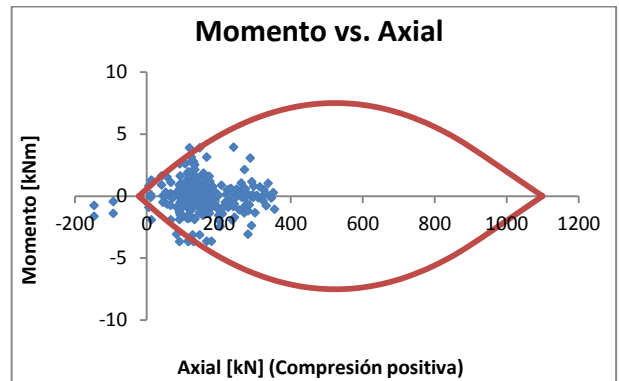


(a)

Figura III-14 Escenario A₂-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]

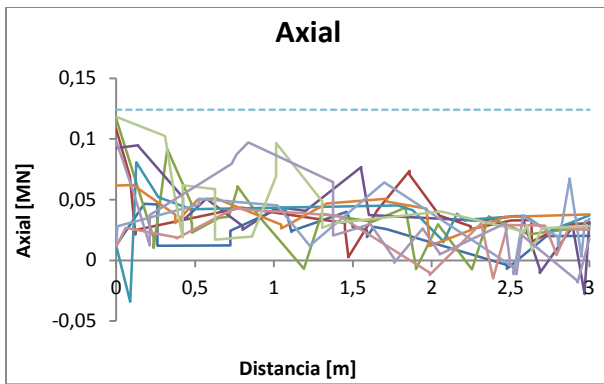


(a)

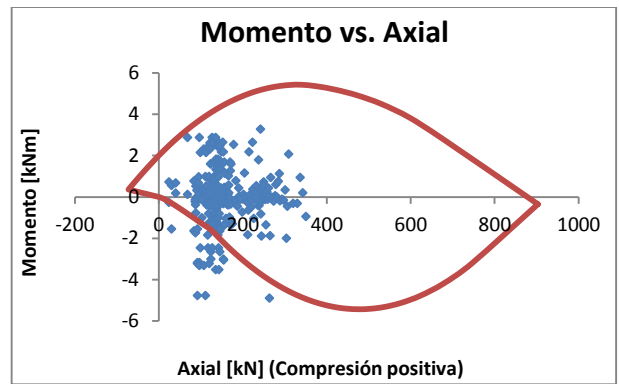


(b)

Figura III-15 Escenario A₂-b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,8$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

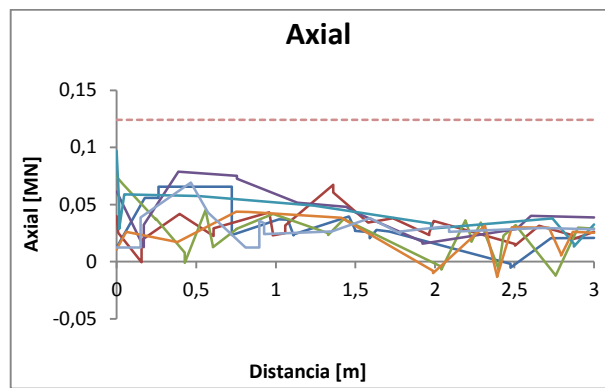


(a)



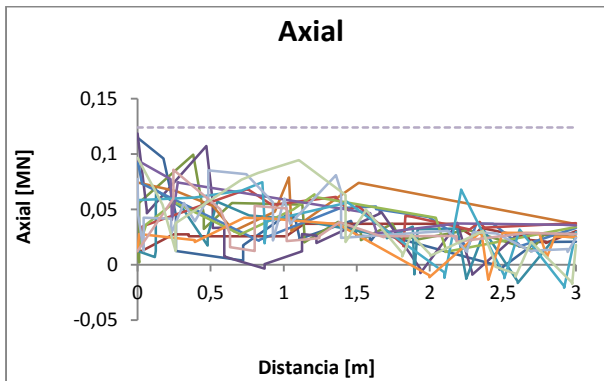
(b)

Figura III-16 Escenario A₂-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

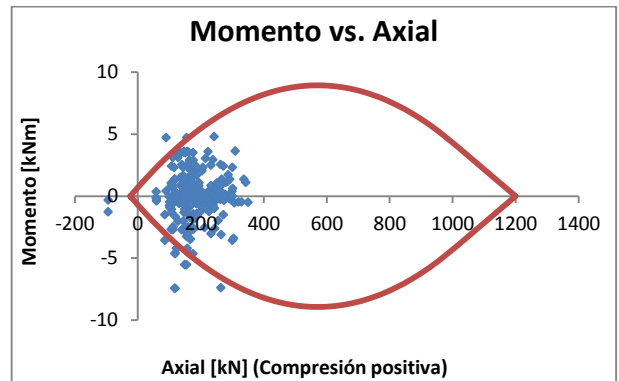


(a)

Figura III-17 Escenario A₂-c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]



(a)



(b)

Figura III-18 Escenario A₂-c, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,6$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6$ [cm]

III.3. Escenarios A₃

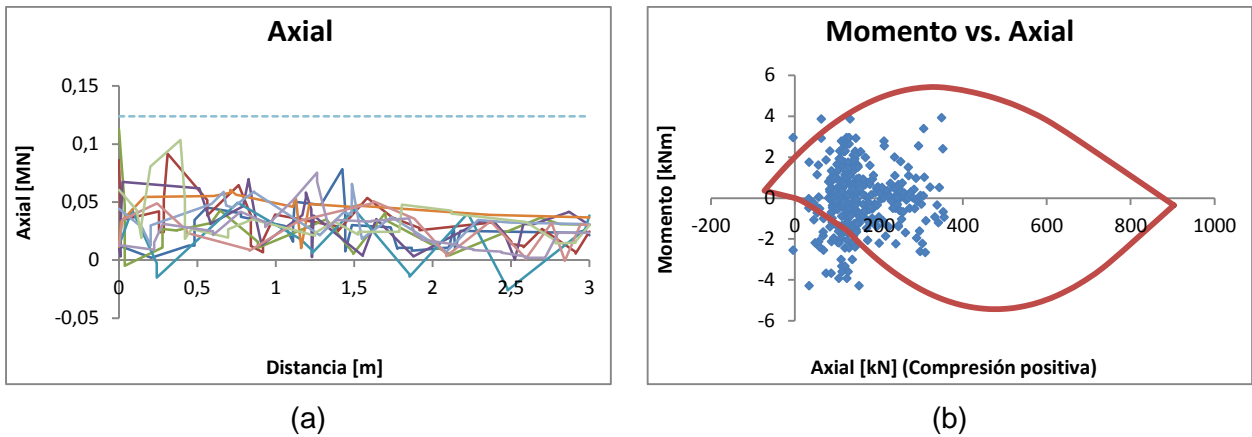


Figura III-19 Escenario A₃-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

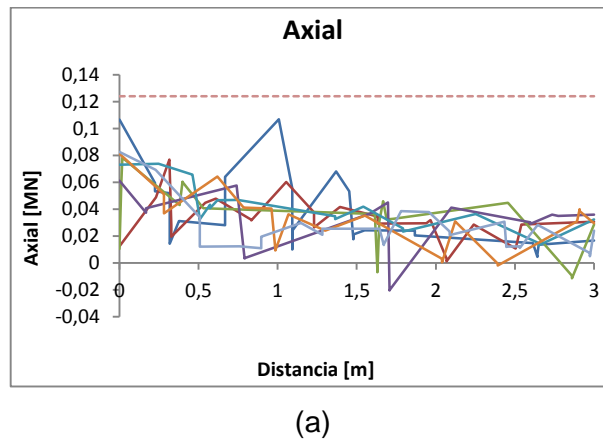


Figura III-20 Escenario A₃-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]

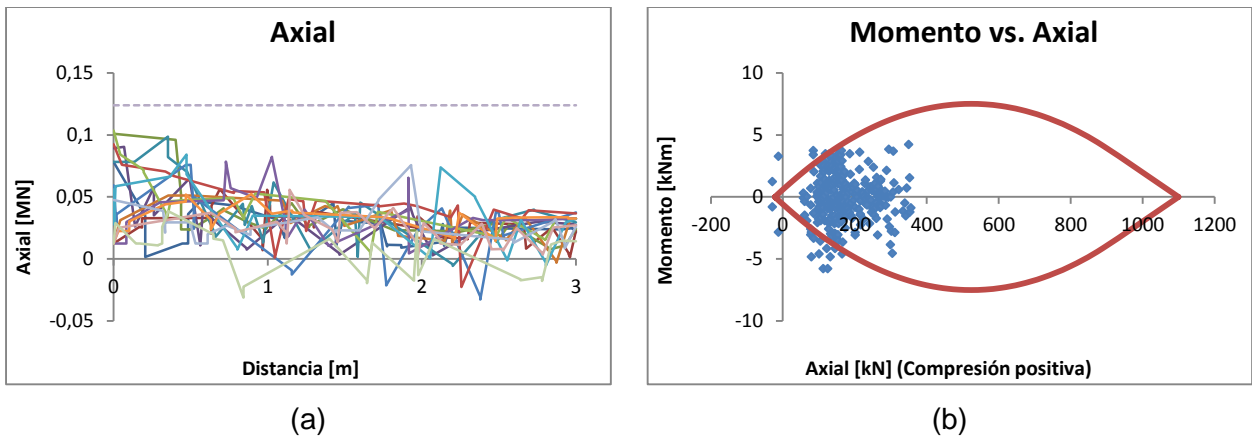
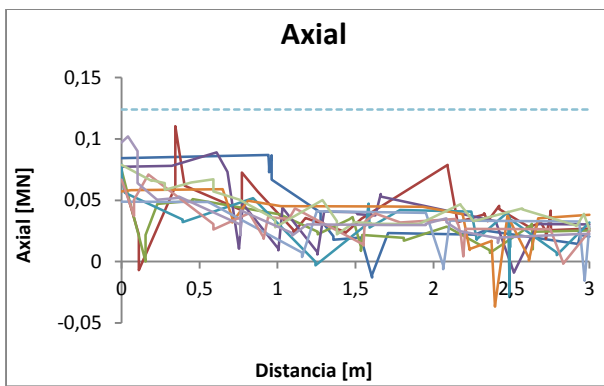
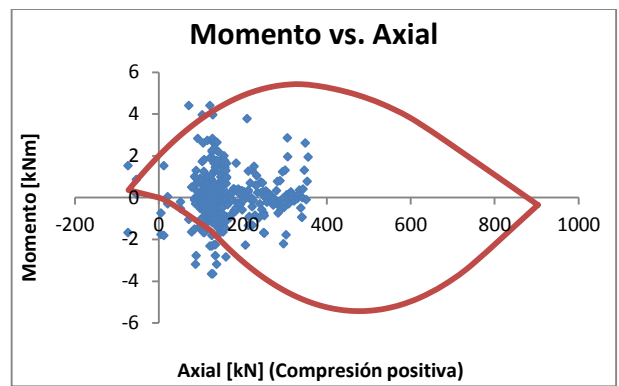


Figura III-21 Escenario A₃-a, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,7$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

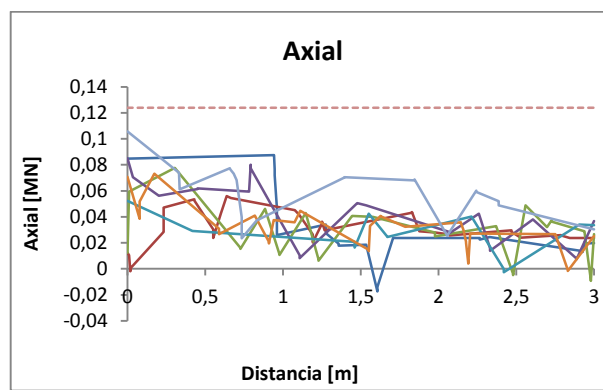


(a)



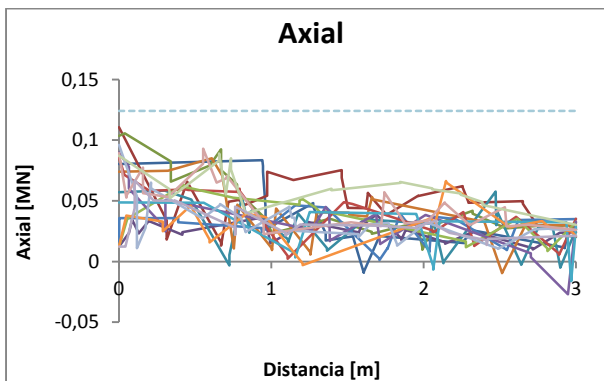
(b)

Figura III-22 Escenario A₃-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

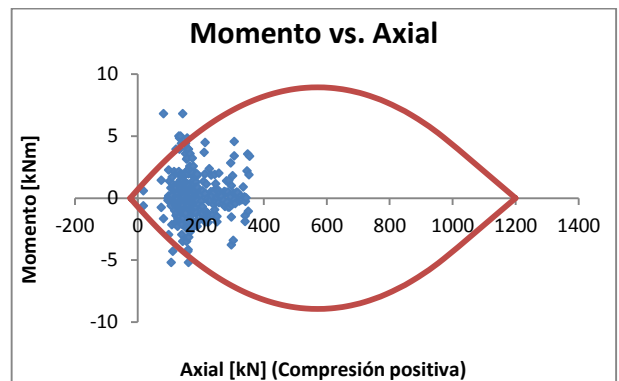


(a)

Figura III-23 Escenario A₃-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]

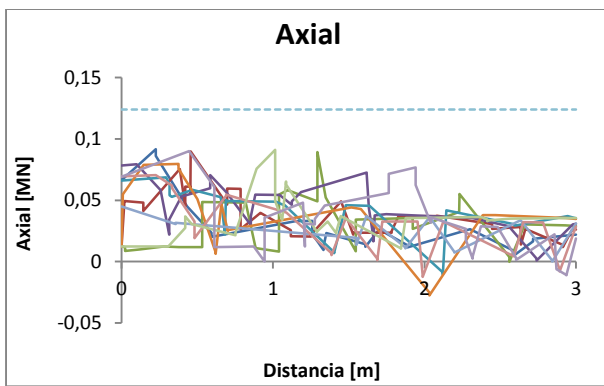


(a)

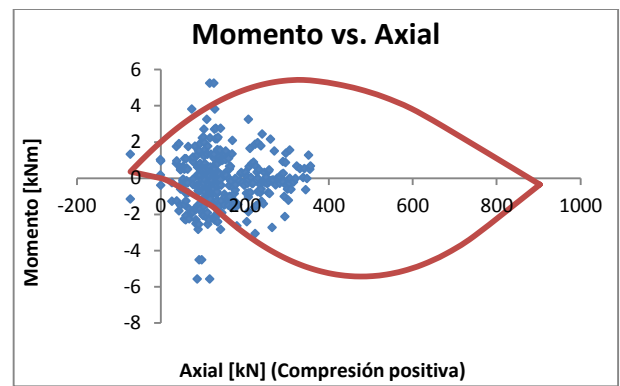


(b)

Figura III-24 Escenario A₃-b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6$ [cm]

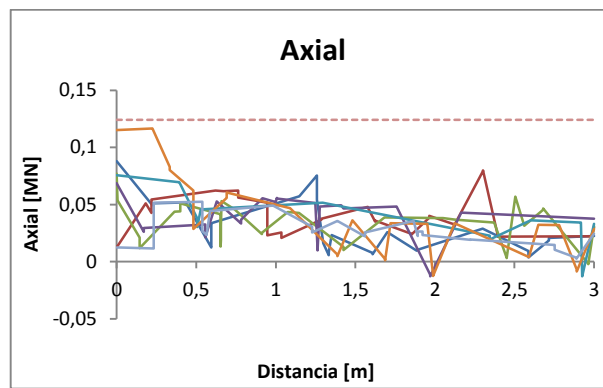


(a)



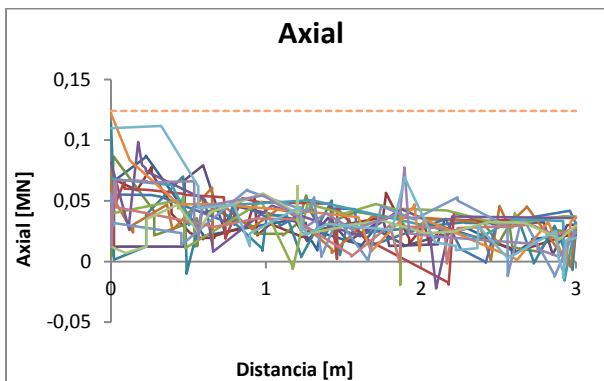
(b)

Figura III-25 Escenario A₃-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

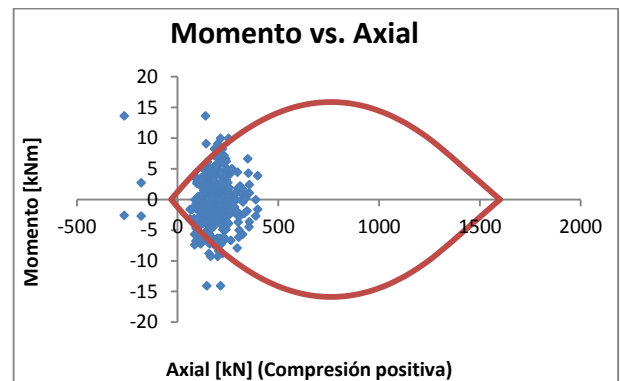


(a)

Figura III-26 Escenario A₃-c, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 3,5$ [m]; $L = 3$ [m]



(a)



(b)

Figura III-27 Escenario A₃-c, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 8$ [cm]

III.4. Escenarios B₁

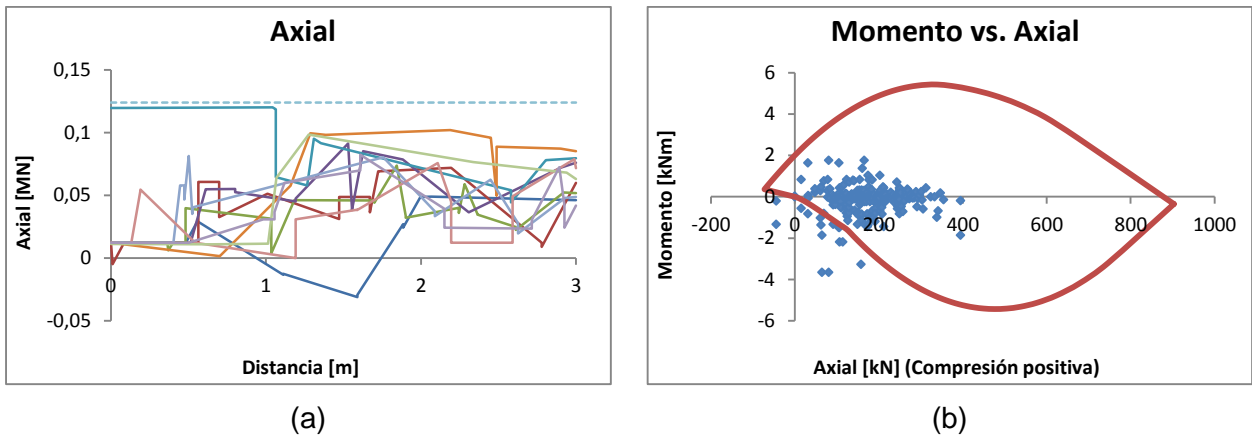


Figura III-28 Escenario B₁-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

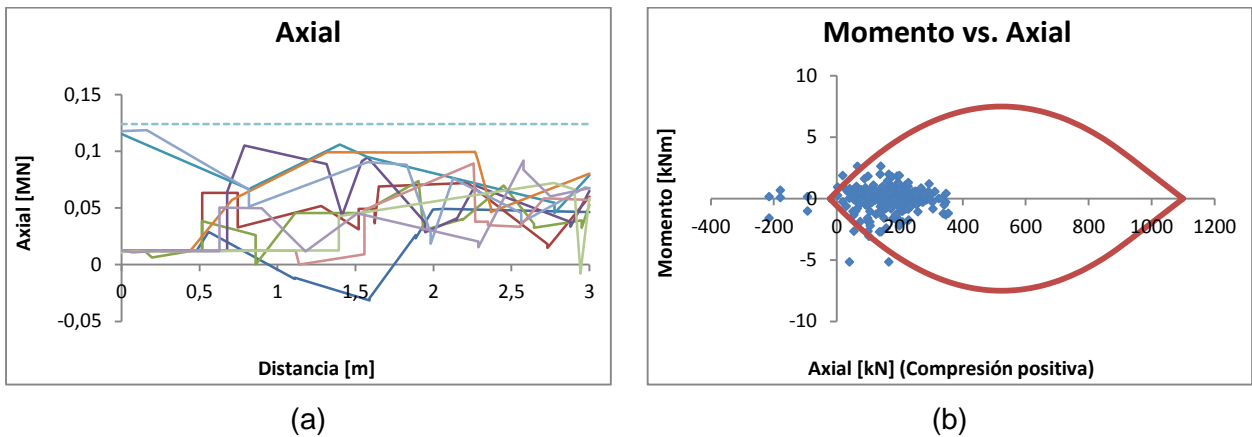


Figura III-29 Escenario B₁-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

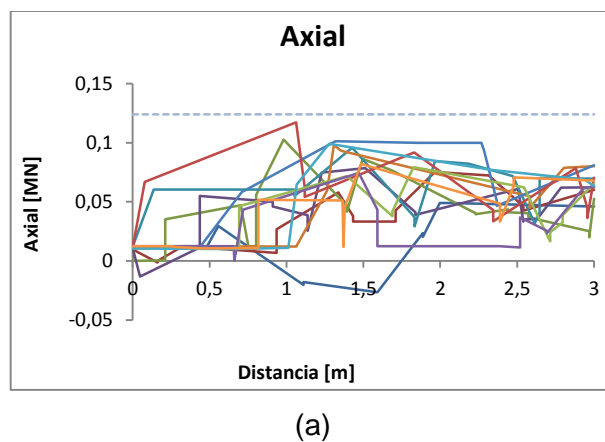
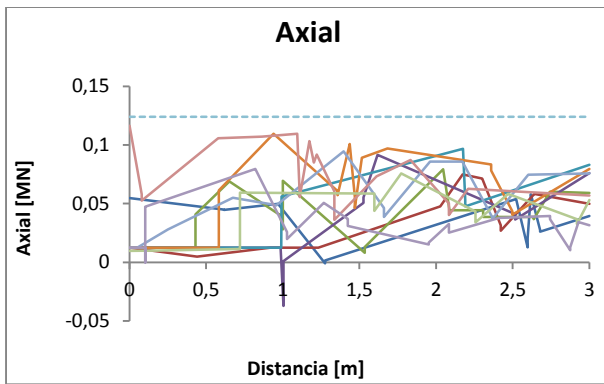
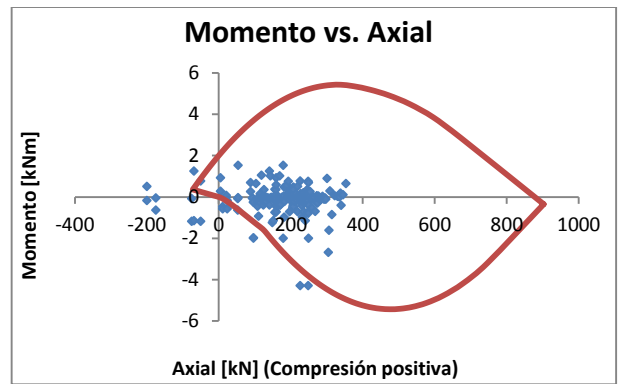


Figura III-30 Escenario B₁-a, soporte RMi; Esfuerzo axial en pernos, $l = 2$ [m]; $L = 3$ [m]

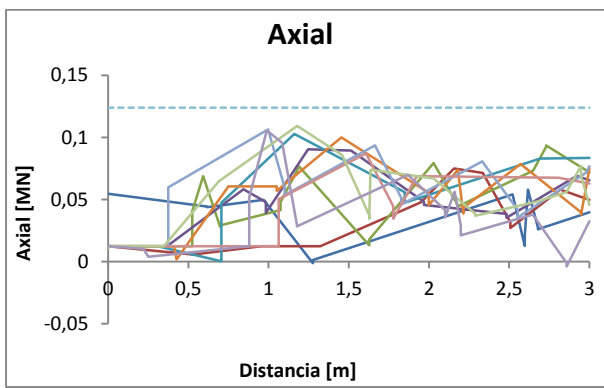


(a)

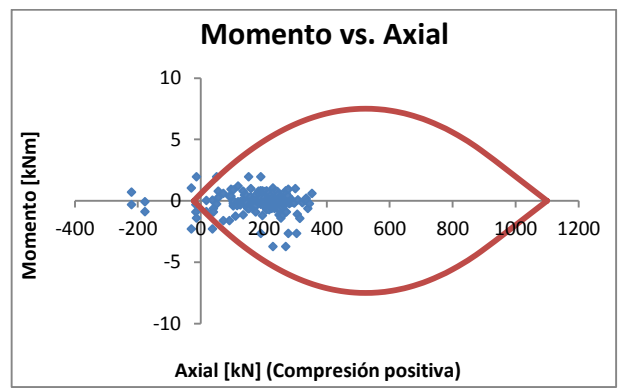


(b)

Figura III-31 Escenario B₁-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

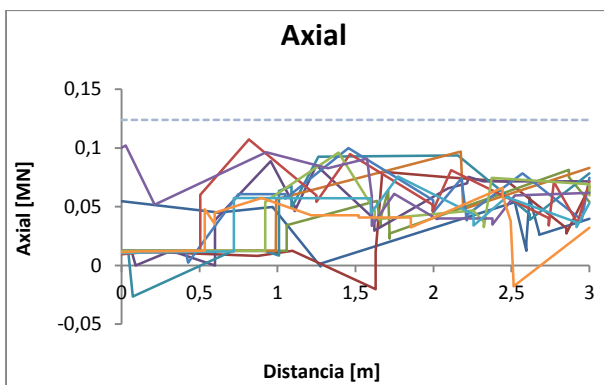


(a)

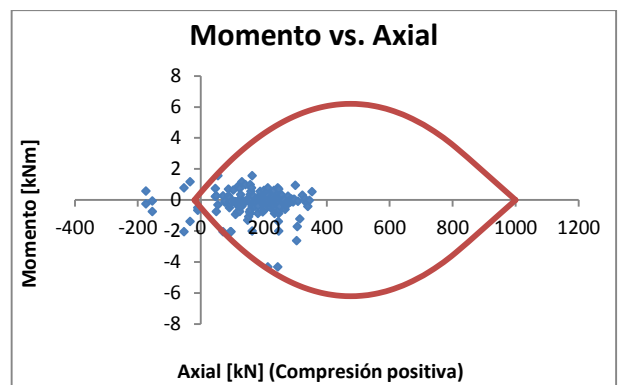


(b)

Figura III-32 Escenario B₁-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

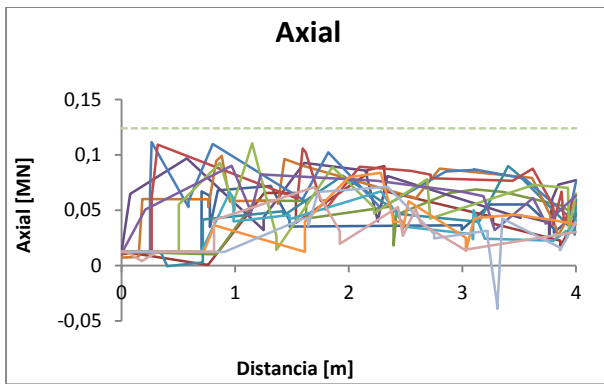


(a)

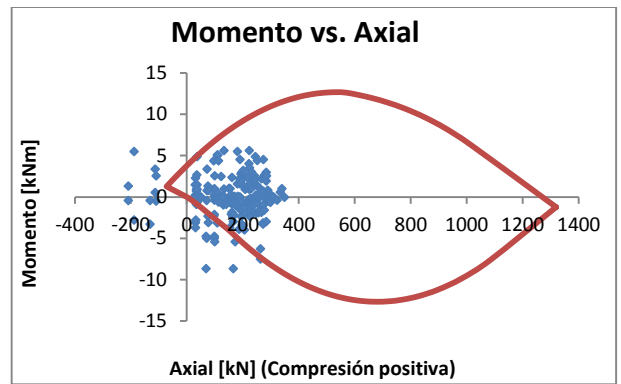


(b)

Figura III-33 Escenario B₁-b, soporte RMI; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

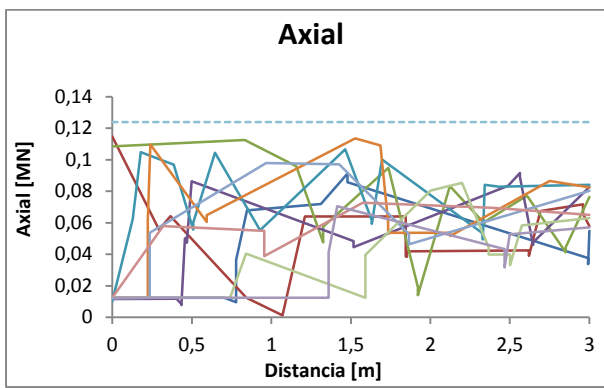


(a)

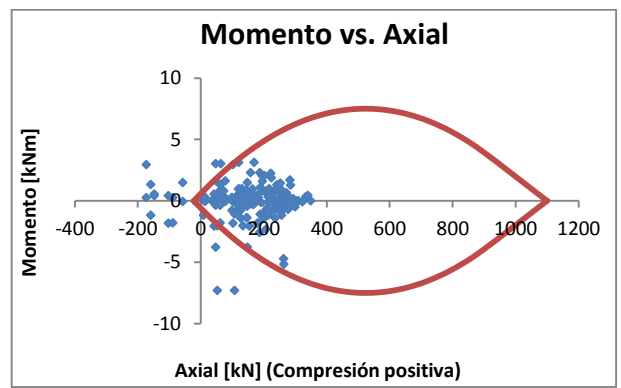


(b)

Figura III-34 Escenario B₁-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

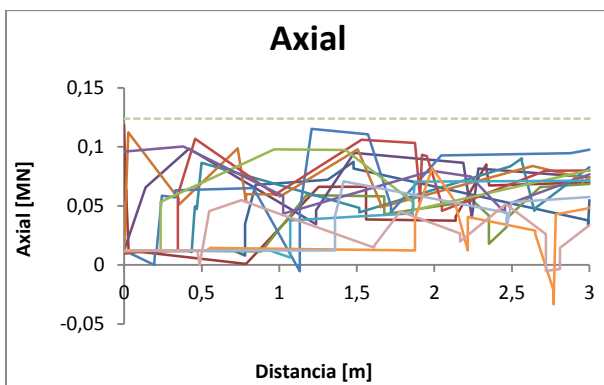


(a)

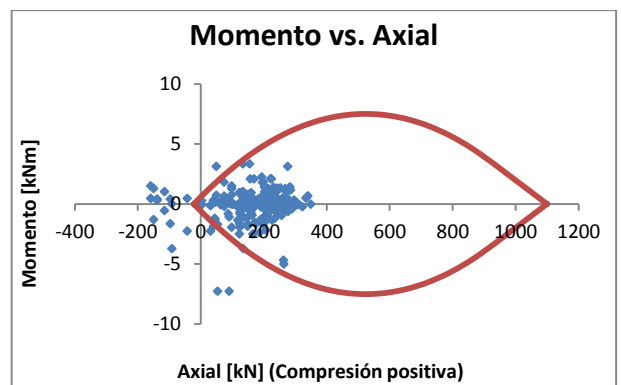


(b)

Figura III-35 Escenario B₁-c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]



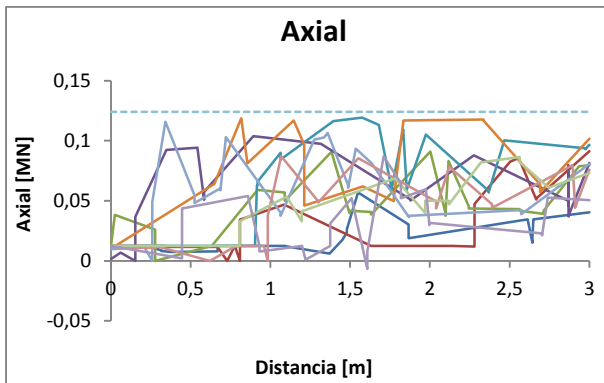
(a)



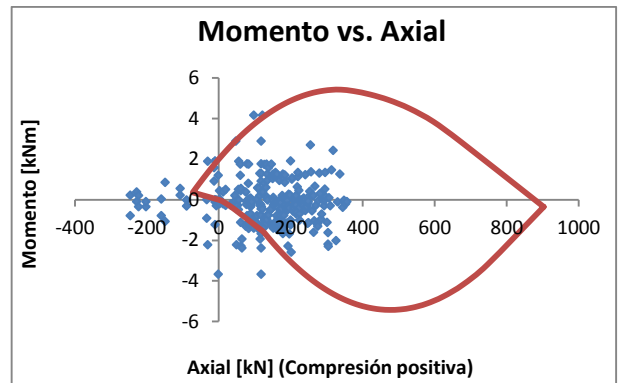
(b)

Figura III-36 Escenario B₁-c, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,8$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

III.5. Escenarios B₂

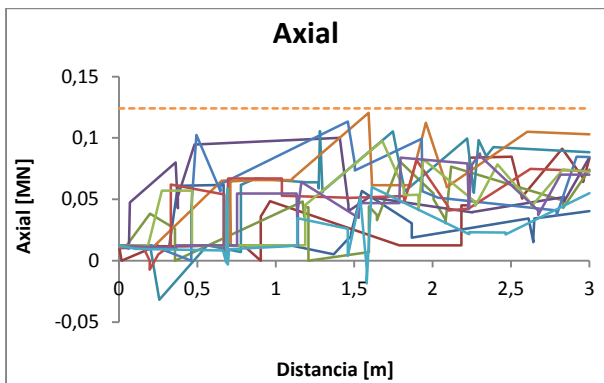


(a)

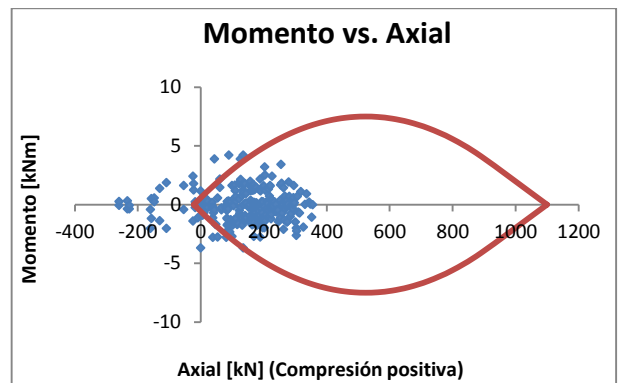


(b)

Figura III-37 Escenario B₂-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

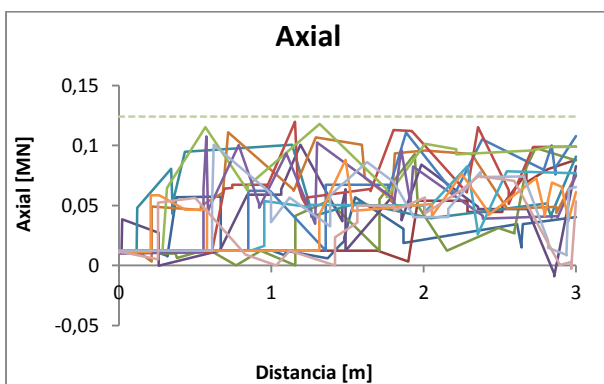


(a)

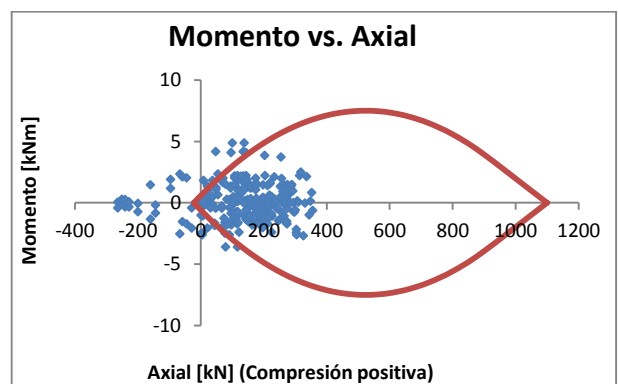


(b)

Figura III-38 Escenario B₂-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

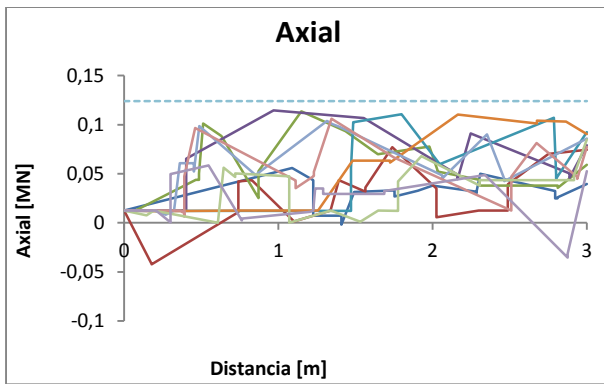


(a)

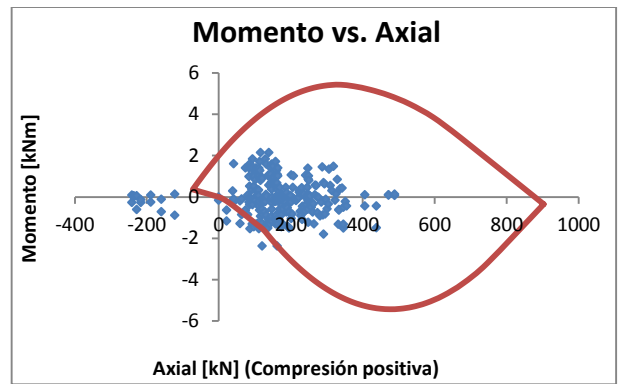


(b)

Figura III-39 Escenario B₂-a, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,7$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

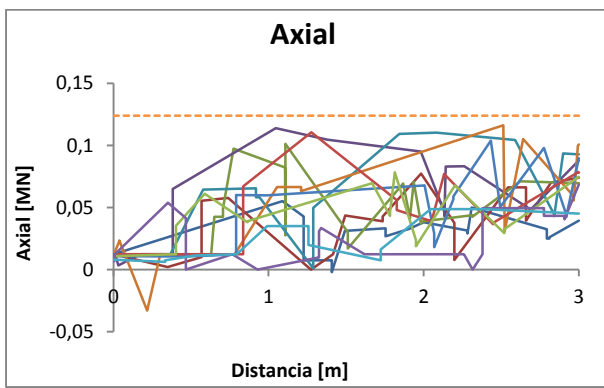


(a)

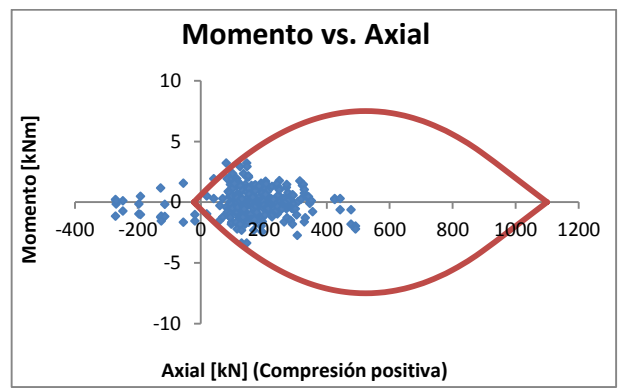


(b)

Figura III-40 Escenario B₂-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

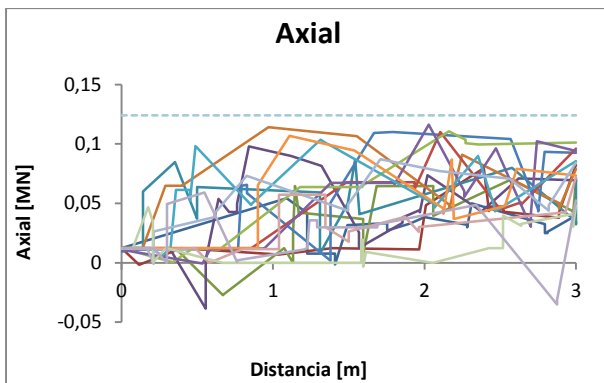


(a)

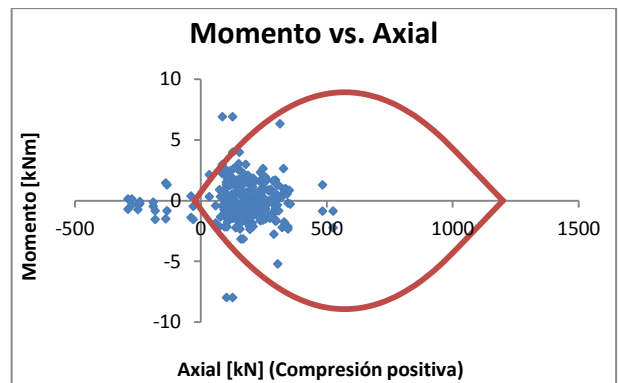


(b)

Figura III-41 Escenario B₂-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

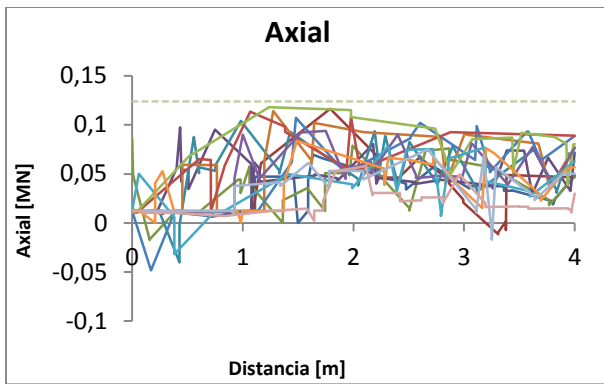


(a)

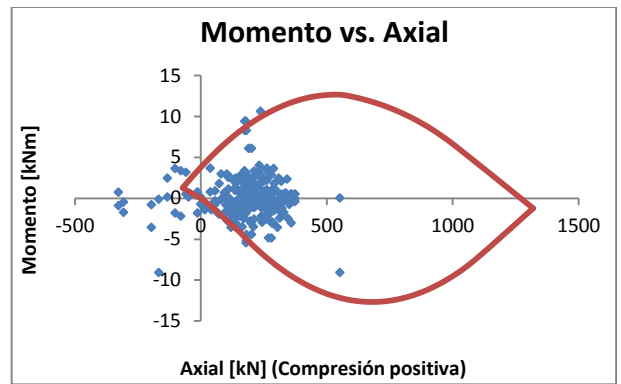


(b)

Figura III-42 Escenario B₂-b, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6$ [cm]

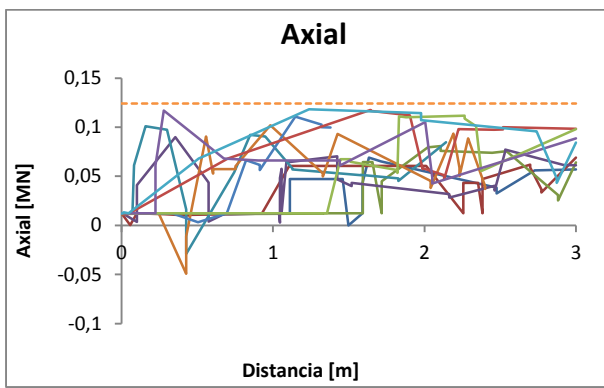


(a)

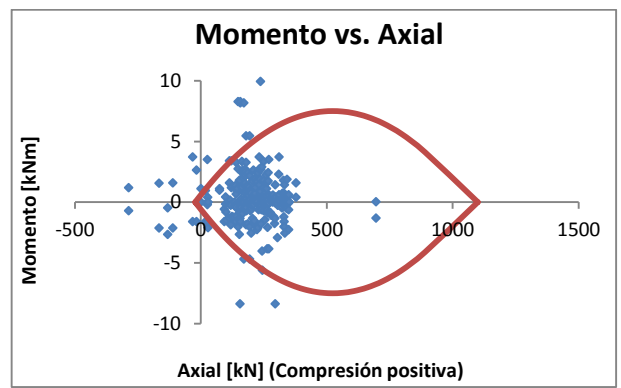


(b)

Figura III-43 Escenario B₂-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

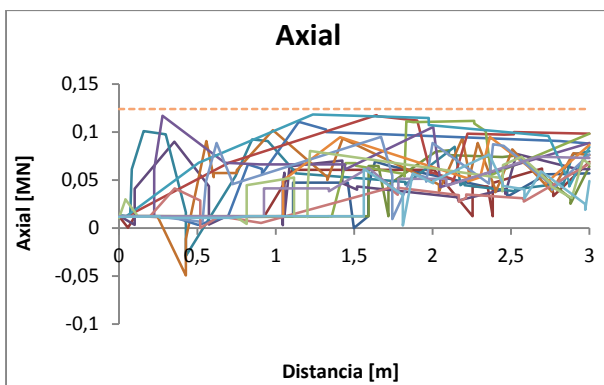


(a)

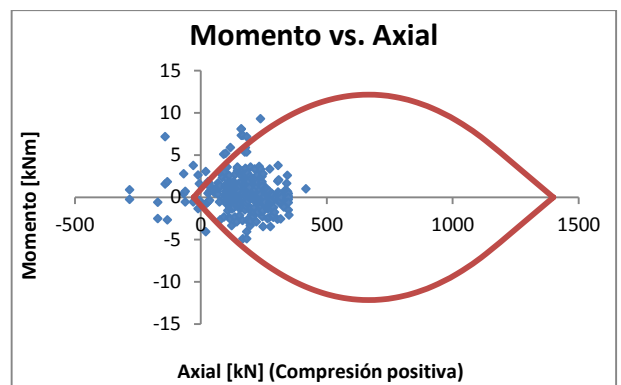


(b)

Figura III-44 Escenario B₂-c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]



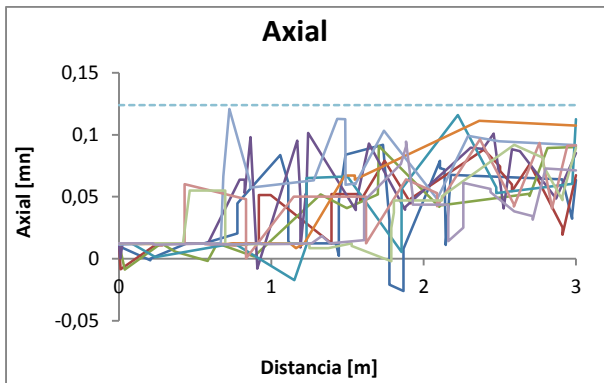
(a)



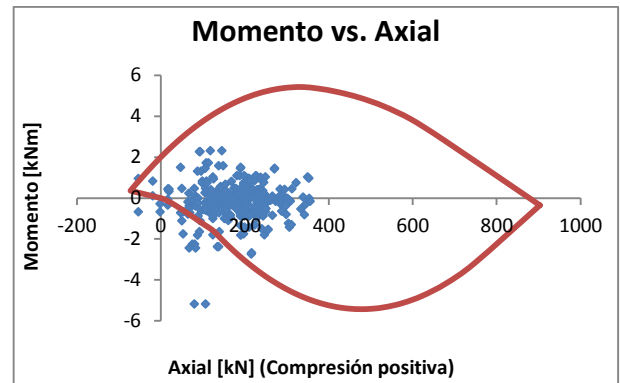
(b)

Figura III-45 Escenario B₂-c, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7$ [cm]

III.6. Escenarios B₃

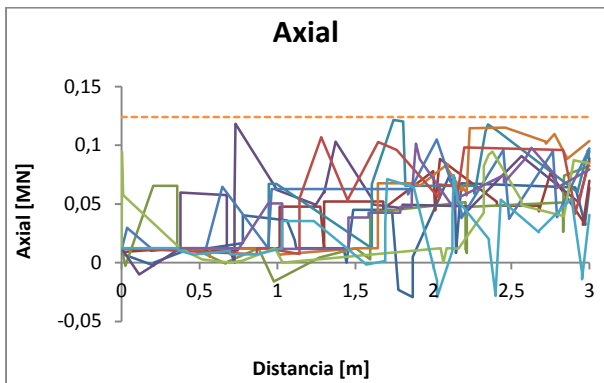


(a)

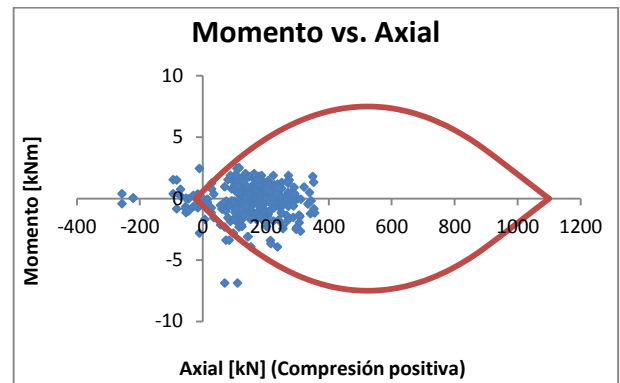


(b)

Figura III-46 Escenario B₃-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

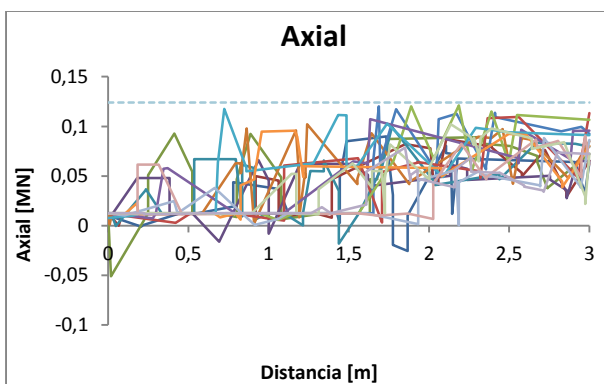


(a)

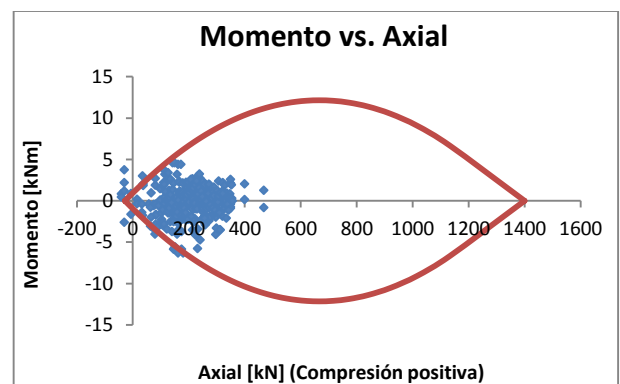


(b)

Figura III-47 Escenario B₃-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

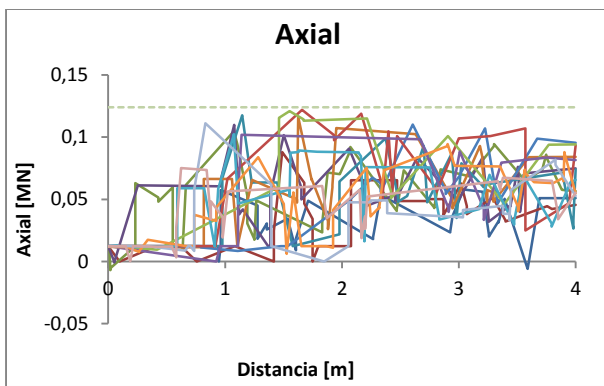


(a)

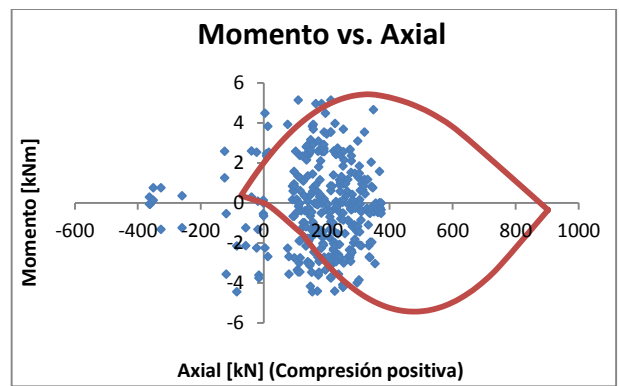


(b)

Figura III-48 Escenario B₃-a, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7$ [cm]

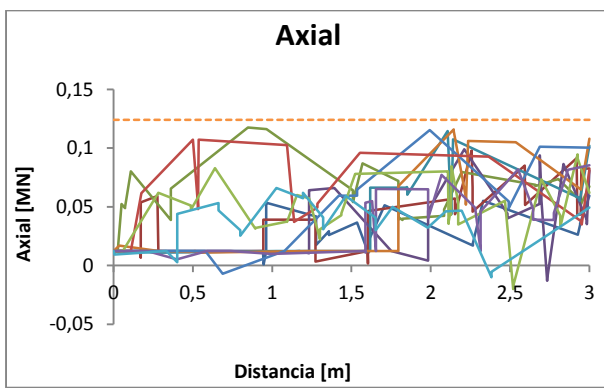


(a)

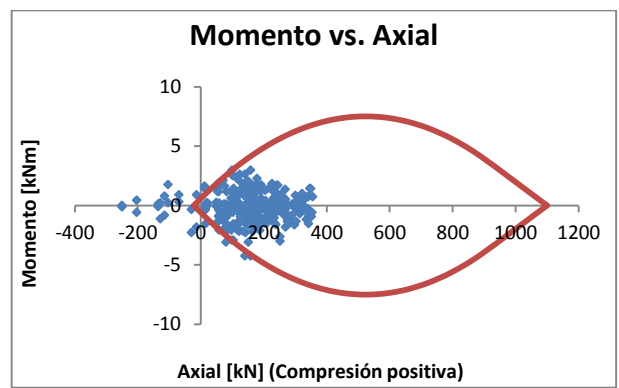


(b)

Figura III-49 Escenario B₃-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

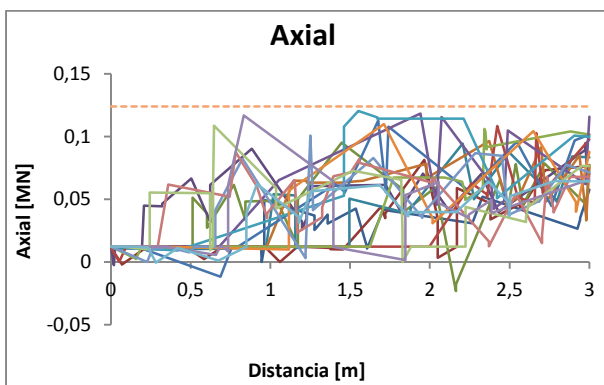


(a)

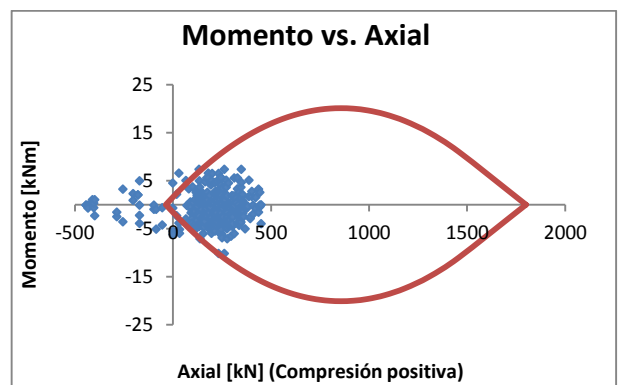


(b)

Figura III-50 Escenario B₃-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]

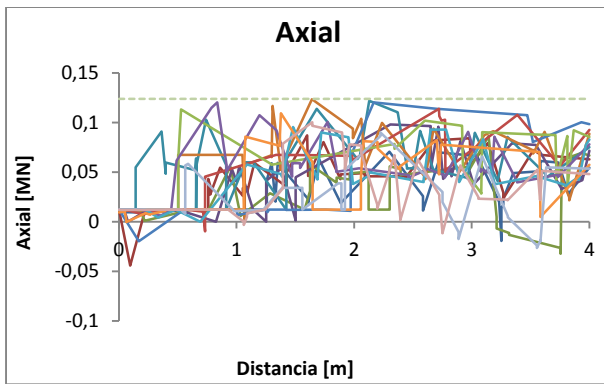


(a)

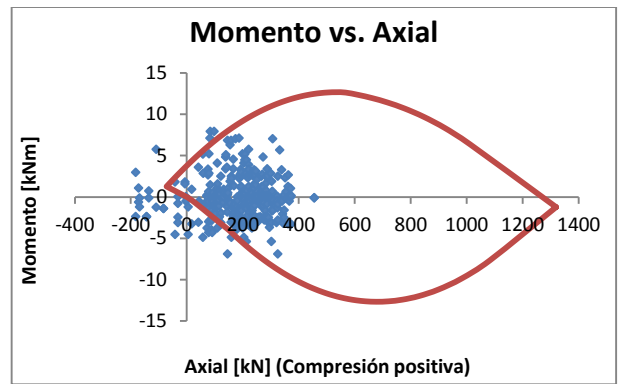


(b)

Figura III-51 Escenario B₃-b, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 9$ [cm]

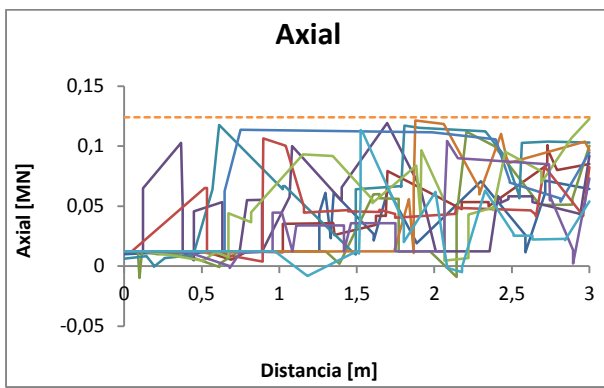


(a)

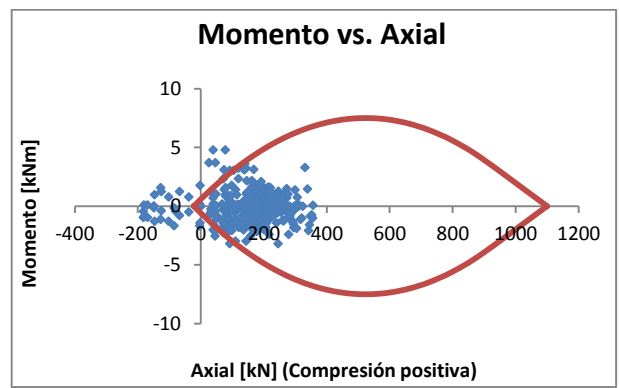


(b)

Figura III-52 Escenario B₃-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

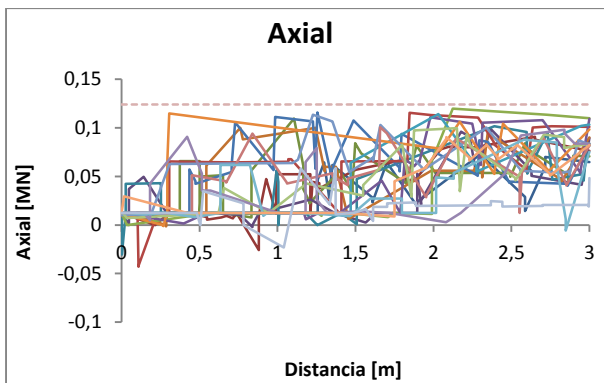


(a)

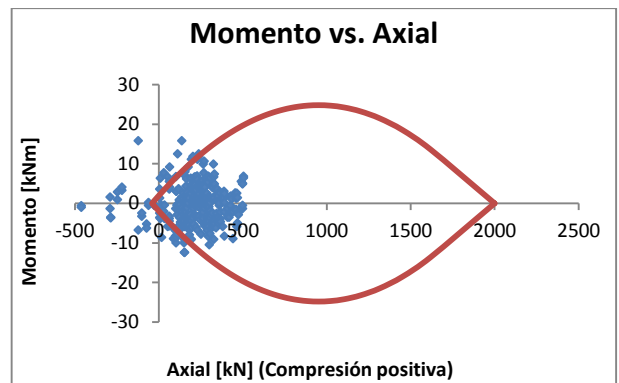


(b)

Figura III-53 Escenario B₃-c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5,5$ [cm]



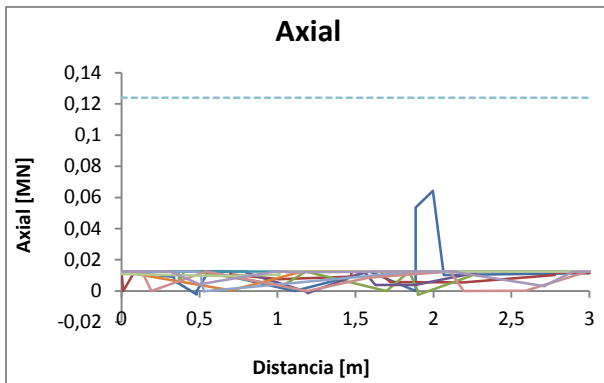
(a)



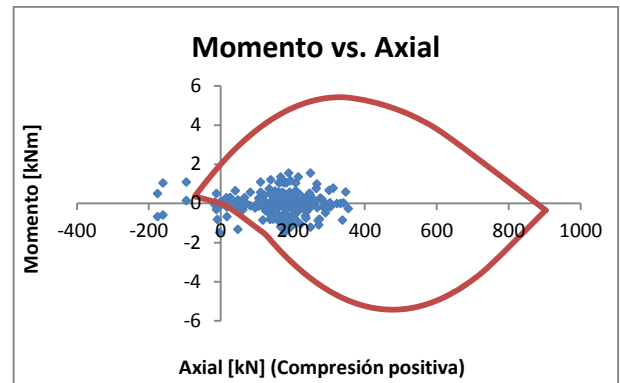
(b)

Figura III-54 Escenario B₃-c, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 10$ [cm]

III.7. Escenarios C₁

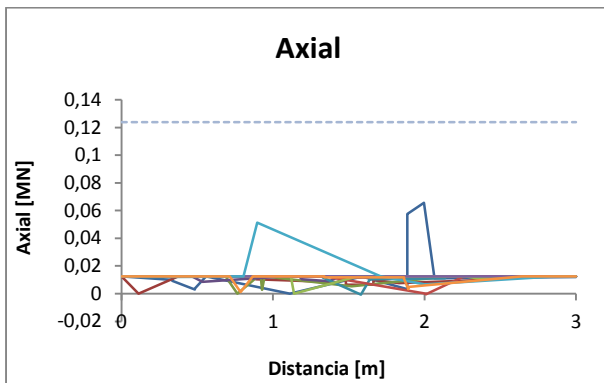


(a)

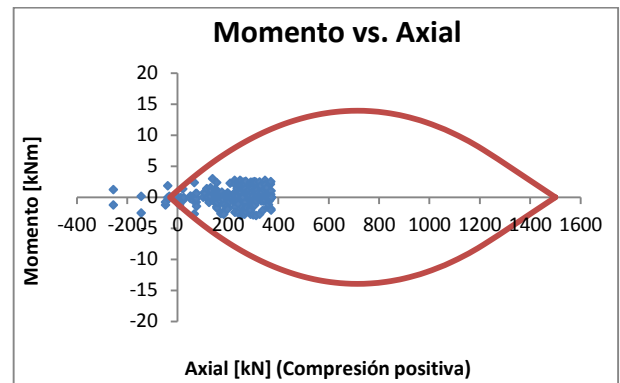


(b)

Figura III-55 Escenario C₁-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

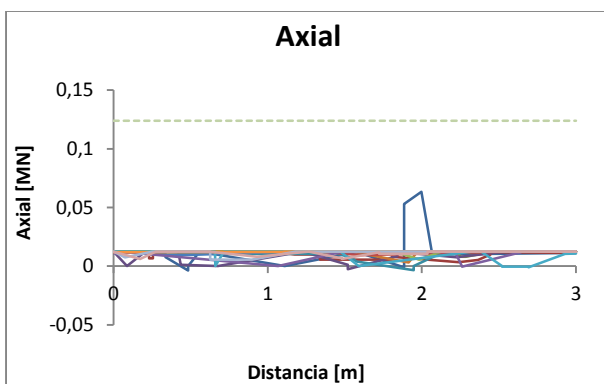


(a)

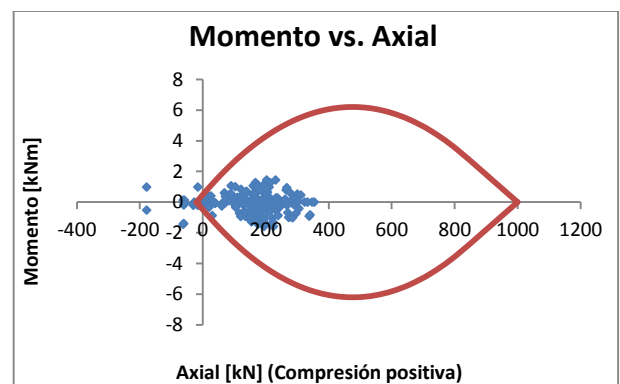


(b)

Figura III-56 Escenario C₁-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

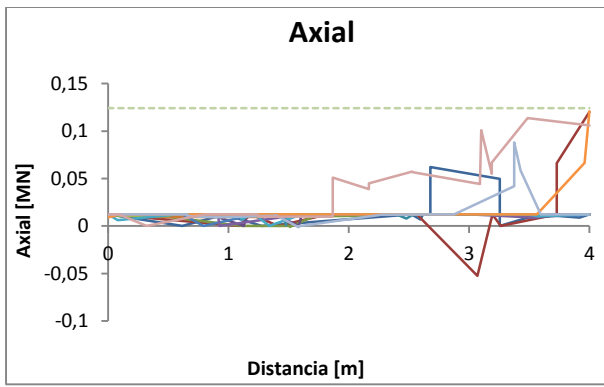


(a)

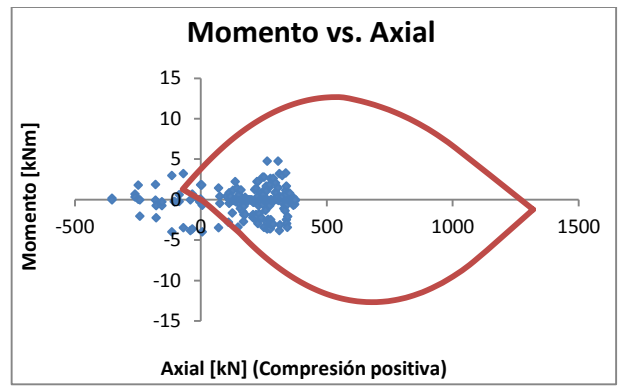


(b)

Figura III-57 Escenario C₁-a, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,8$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 5$ [cm]

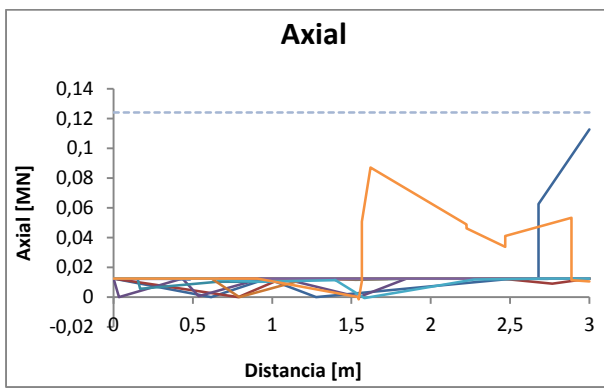


(a)

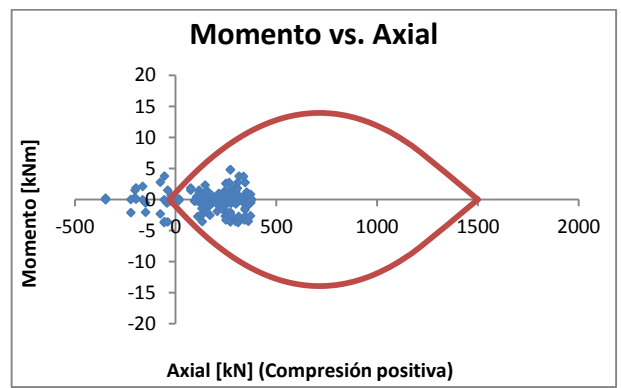


(b)

Figura III-58 Escenario C₁-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

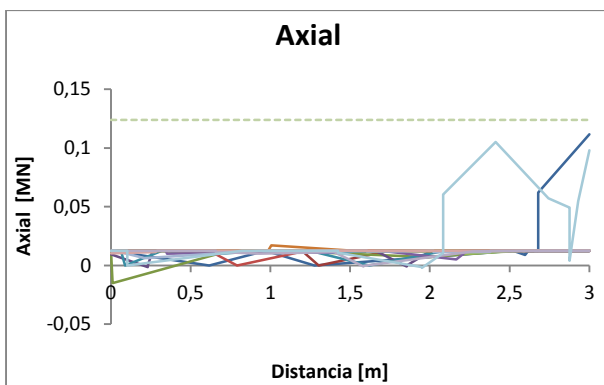


(a)

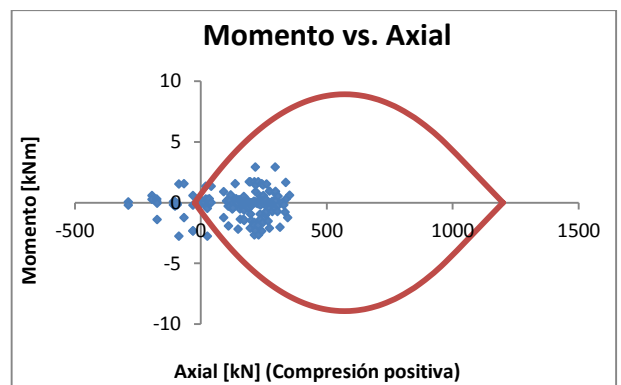


(b)

Figura III-59 Escenario C₁-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

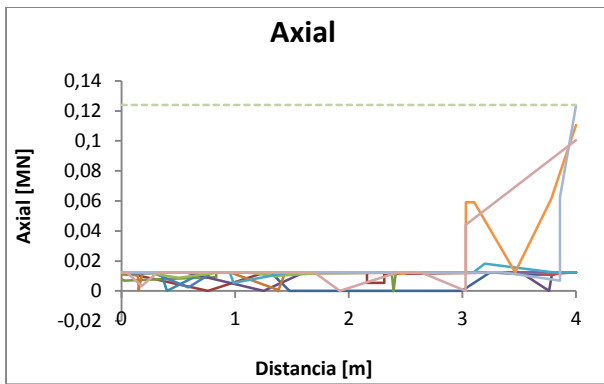


(a)

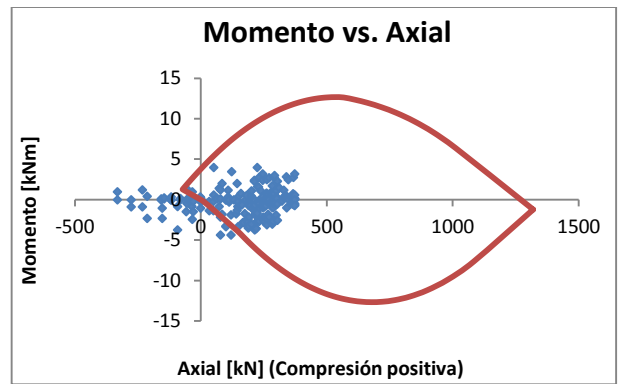


(b)

Figura III-60 Escenario C₁-b, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6$ [cm]

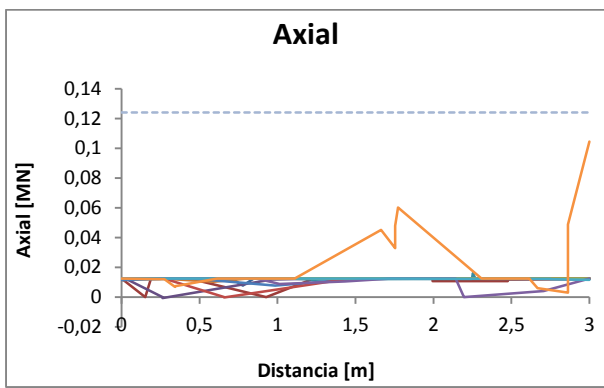


(a)

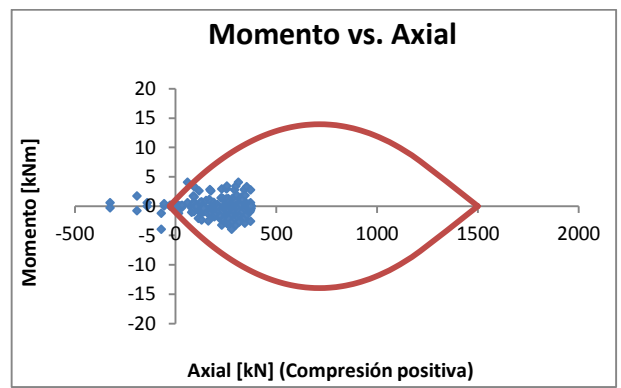


(b)

Figura III-61 Escenario C₁-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

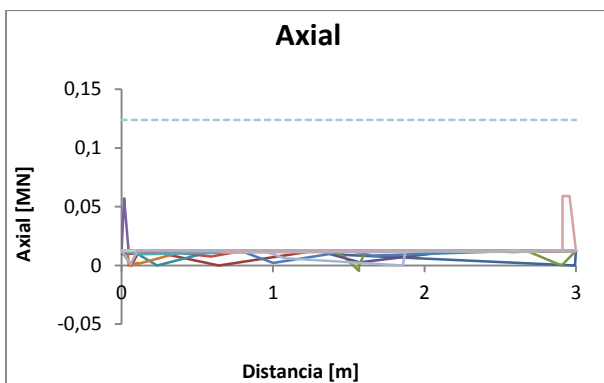


(a)

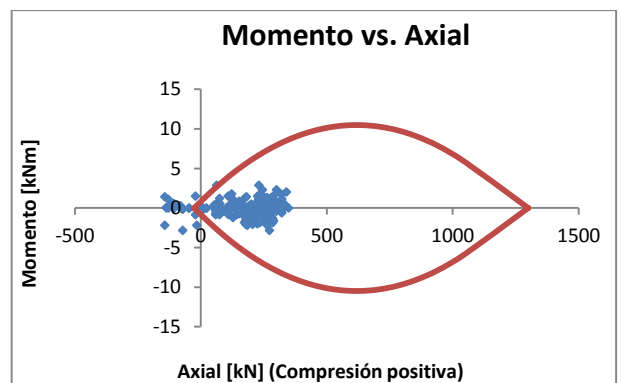


(b)

Figura III-62 Escenario C₁-c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]



(a)



(b)

Figura III-63 Escenario C₁-c, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6,5$ [cm]

III.8. Escenarios C₂

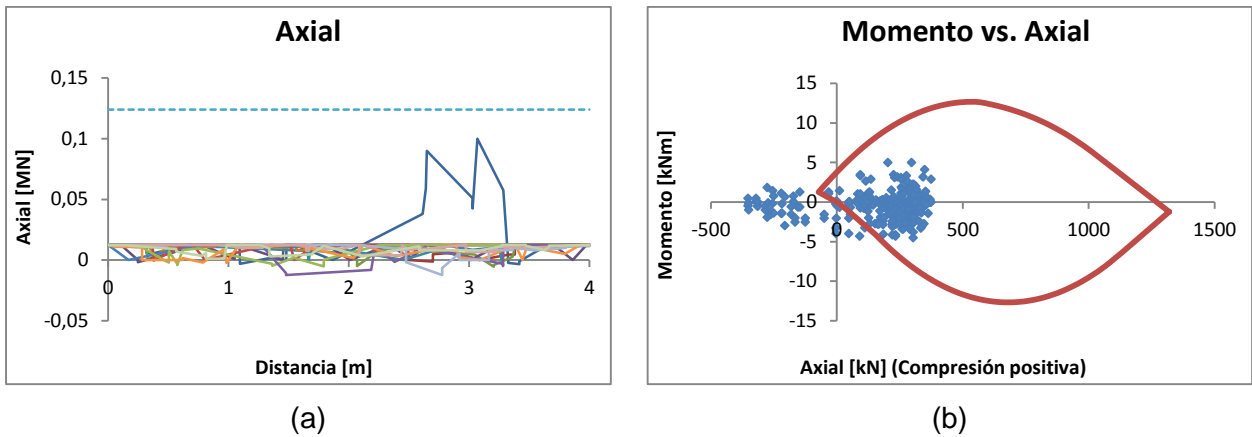


Figura III-64 Escenario C₂-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

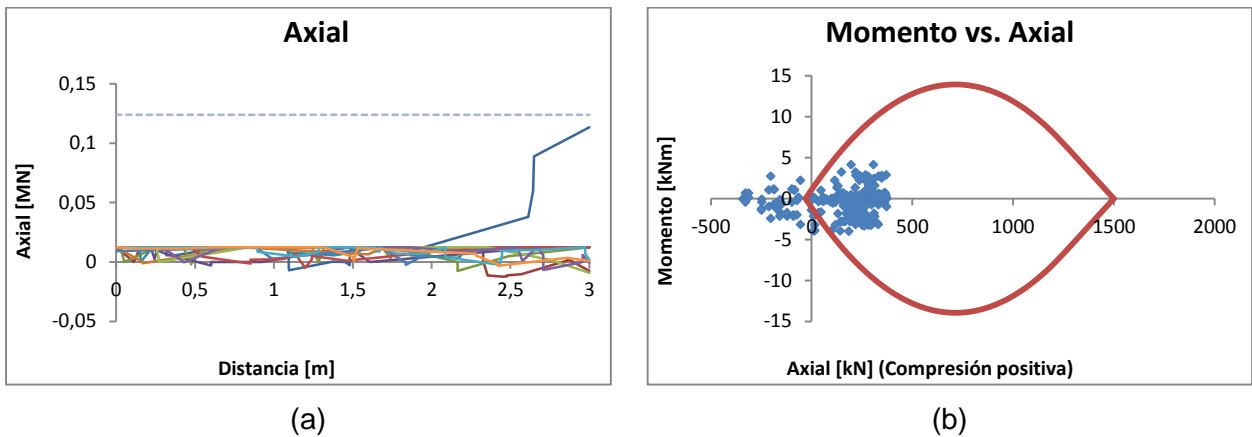


Figura III-65 Escenario C₂-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

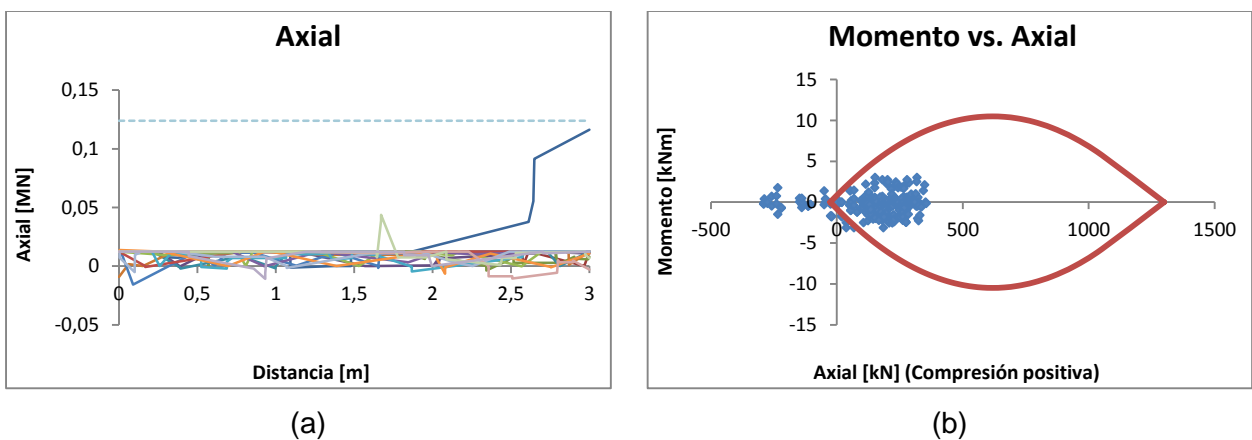
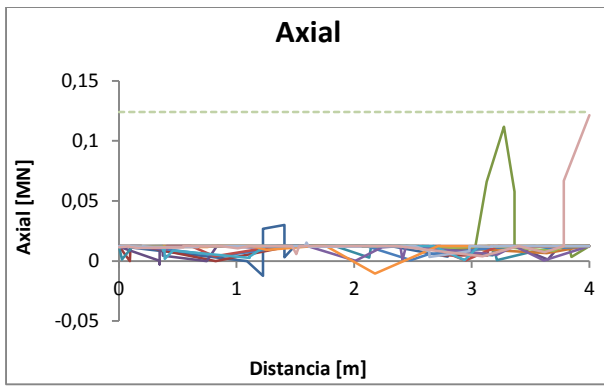
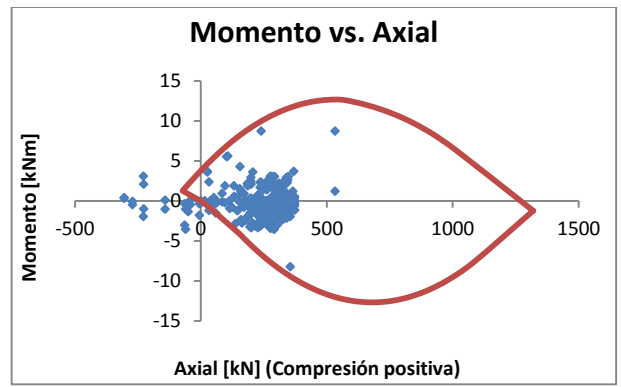


Figura III-66 Escenario C₂-a, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,5$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 6,5$ [cm]

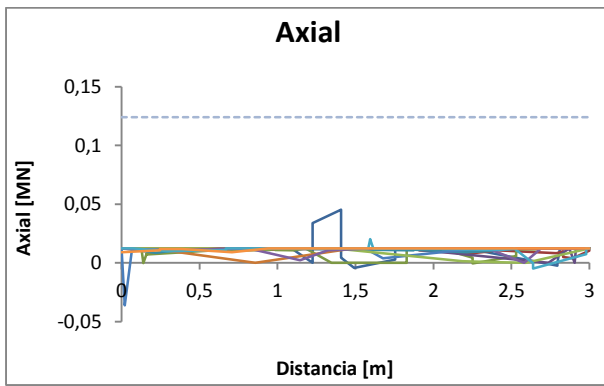


(a)

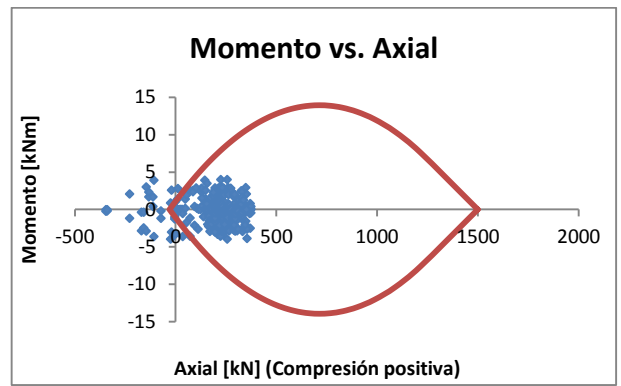


(b)

Figura III-67 Escenario C₂-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

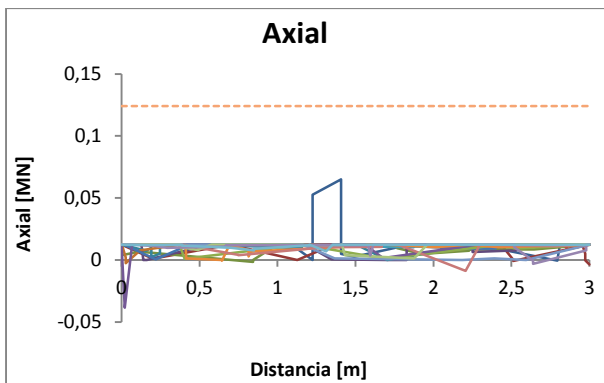


(a)

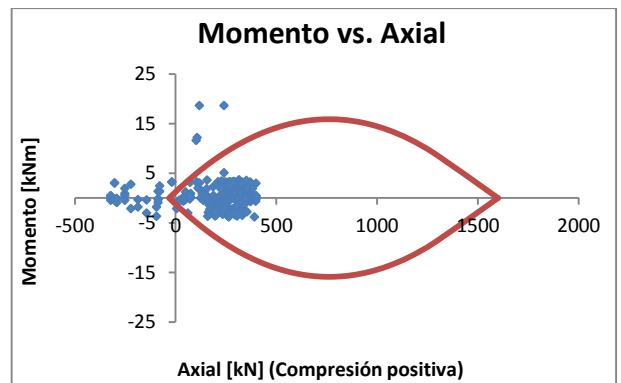


(b)

Figura III-68 Escenario C₂-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

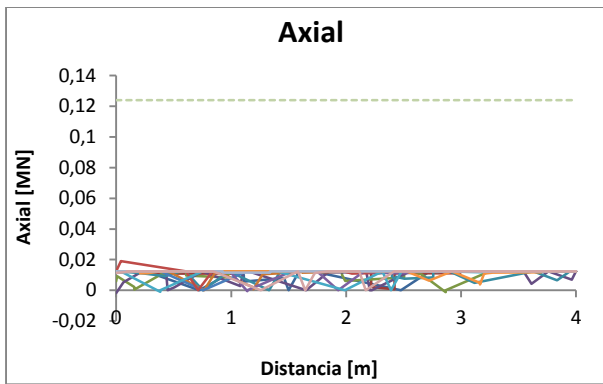


(a)

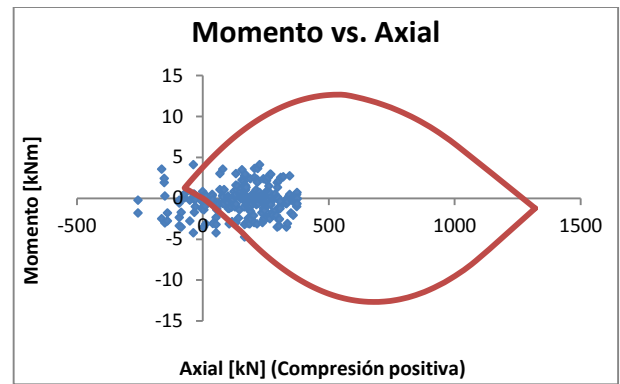


(b)

Figura III-69 Escenario C₂-b, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,4$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 8$ [cm]

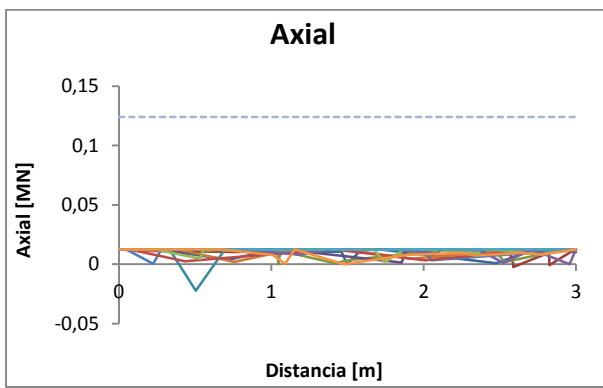


(a)

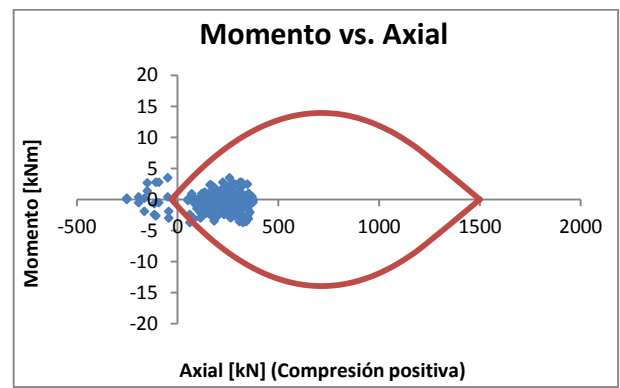


(b)

Figura III-70 Escenario C₂-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

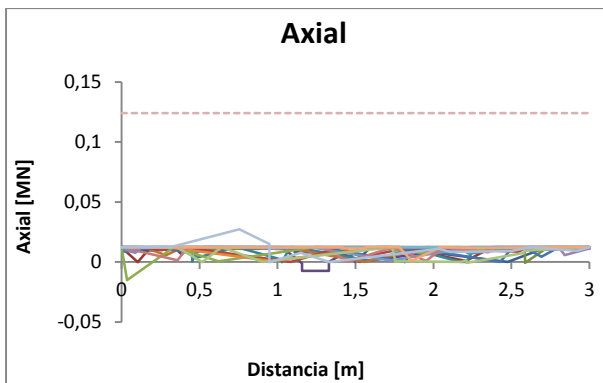


(a)

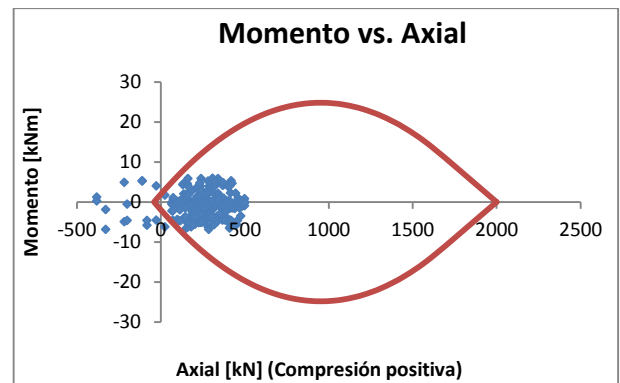


(b)

Figura III-71 Escenario C₂-c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 2,1$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]



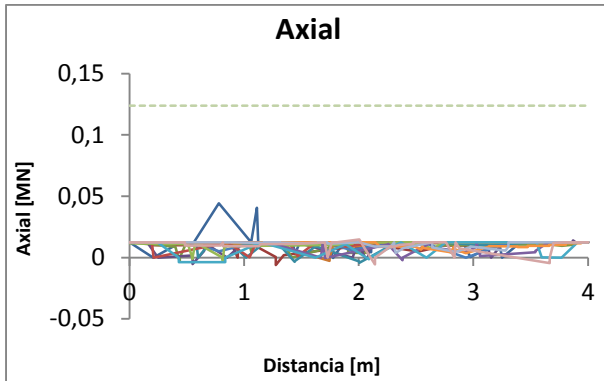
(a)



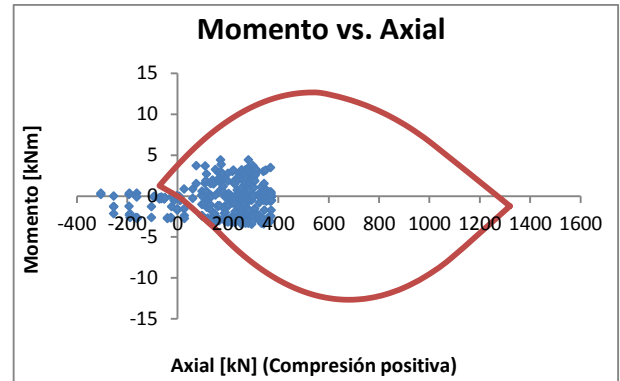
(b)

Figura III-72 Escenario C₂-c, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 10$ [cm]

III.9. Escenarios C₃

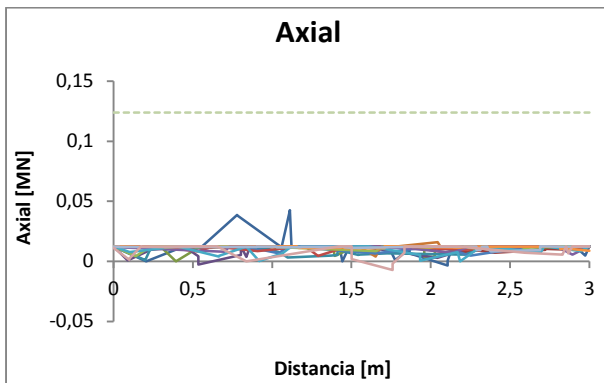


(a)

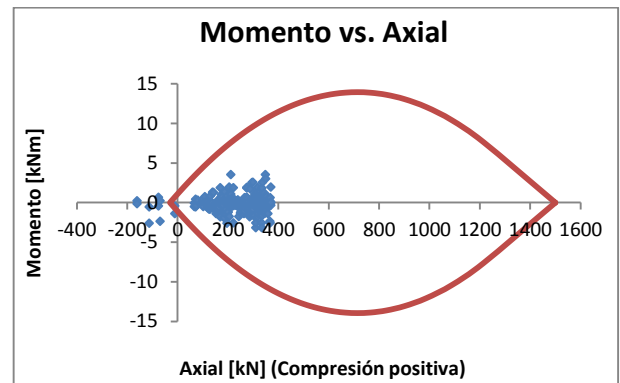


(b)

Figura III-73 Escenario C₃-a, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

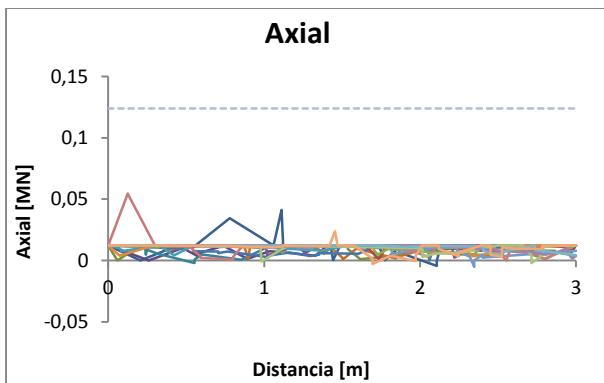


(a)

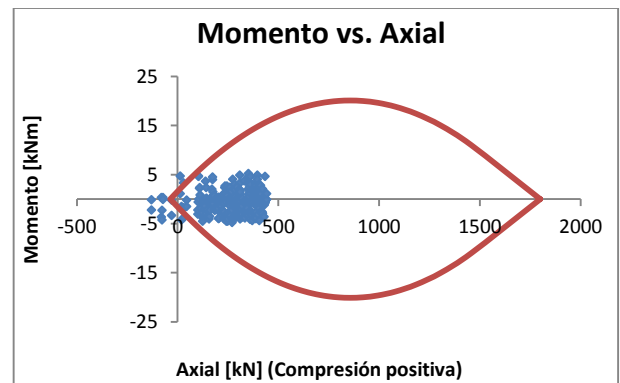


(b)

Figura III-74 Escenario C₃-a, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,8$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

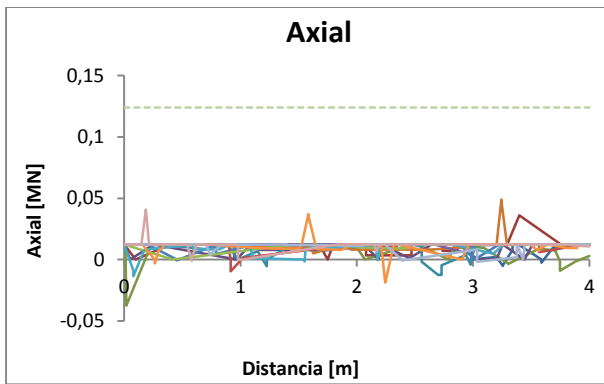


(a)

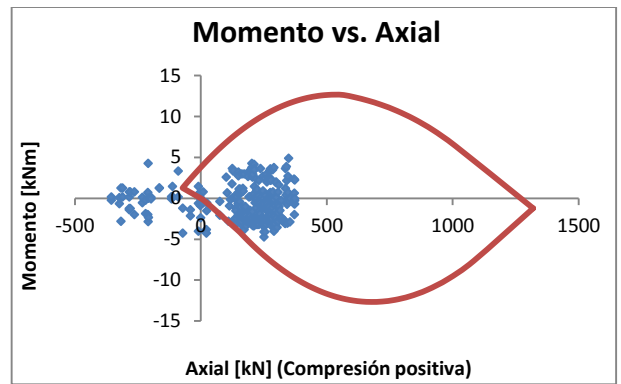


(b)

Figura III-75 Escenario C₃-a, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,3$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 9$ [cm]

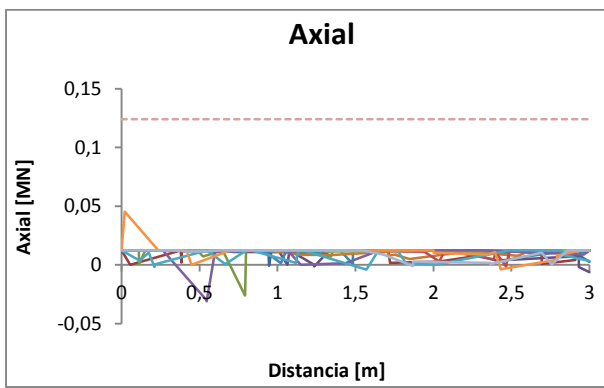


(a)

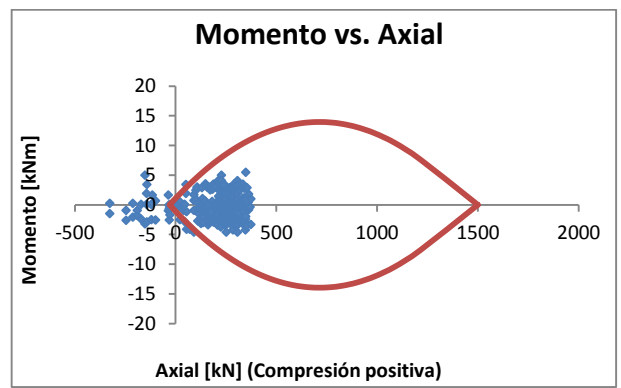


(b)

Figura III-76 Escenario C₃-b, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

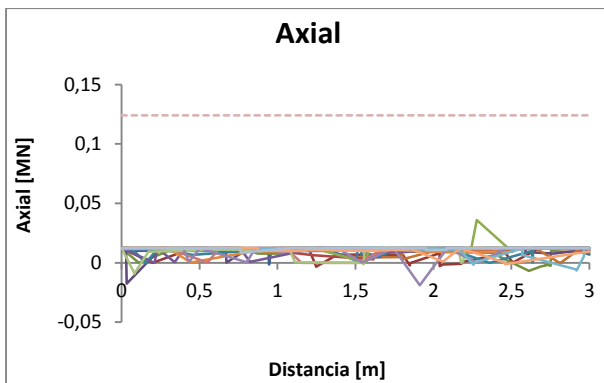


(a)

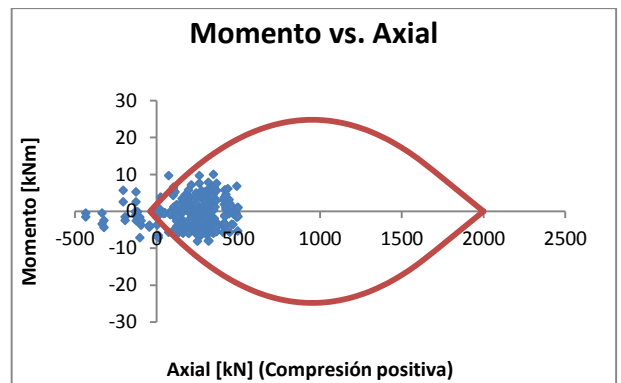


(b)

Figura III-77 Escenario C₃-b, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,8$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

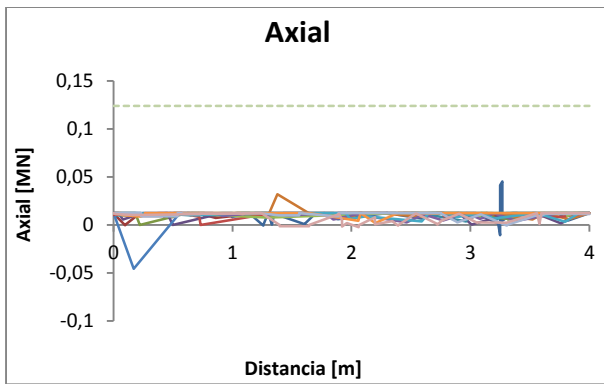


(a)

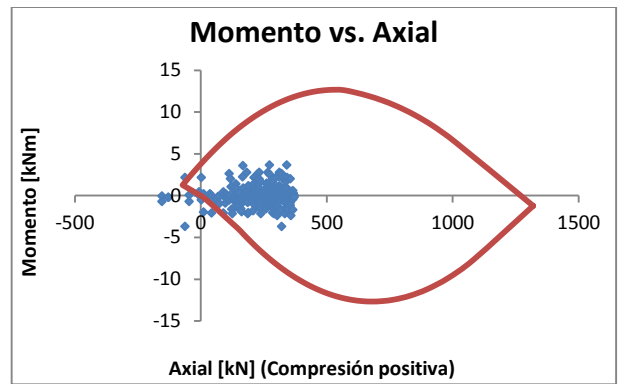


(b)

Figura III-78 Escenario C₃-b, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,25$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 10$ [cm]

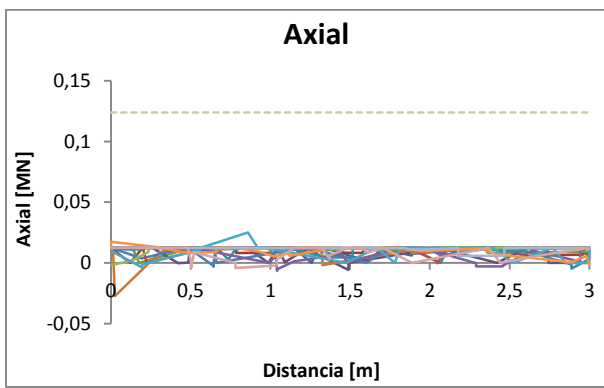


(a)

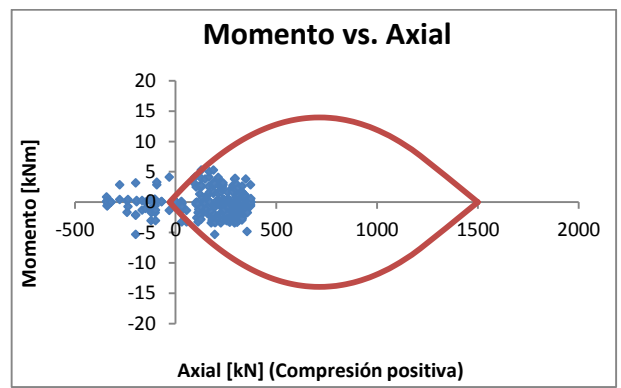


(b)

Figura III-79 Escenario C₃-c, soporte RMR; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,75$ [m]; $L = 4$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]

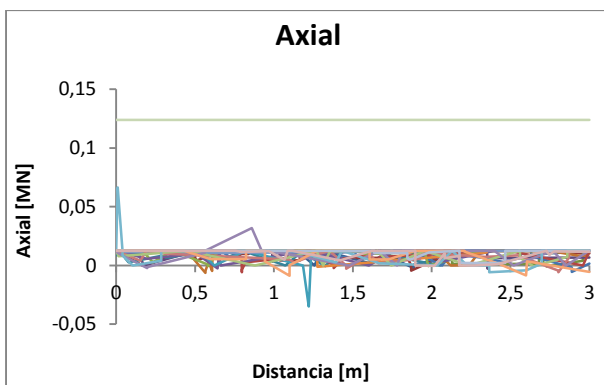


(a)

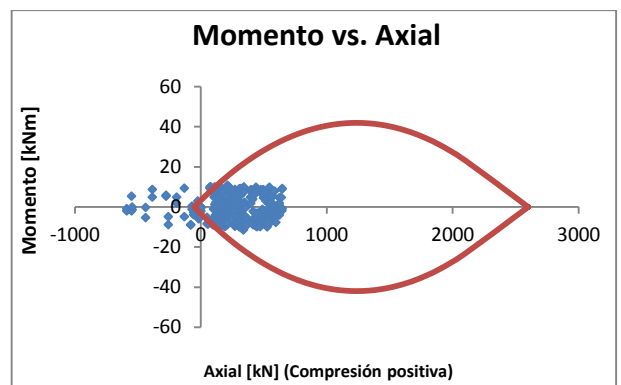


(b)

Figura III-80 Escenario C₃-c, soporte Q; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,8$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 7,5$ [cm]



(a)



(b)

Figura III-81 Escenario C₃-c, soporte RMi; (a) Esfuerzo axial en pernos, $l = 1,2$ [m]; $L = 3$ [m]; (b) Interacción axial-momento en shotcrete, $S = 13$ [cm]