



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

IDENTIFICACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS Y GEOTÉCNICOS BASES  
PARA LA CONSTRUCCIÓN DE OBRAS EN EL TENIENTE

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE  
INGENIERO CIVIL DE MINAS

CHRISTIAN ANDRÉS SILVA LÓPEZ

PROFESOR GUÍA:  
MARCELO VARGAS VERGARA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:  
MARÍA VALENCIA VERA  
JAVIER VALLEJOS MASSA

SANTIAGO DE CHILE  
2017

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR  
AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS  
POR: CHRISTIAN ANDRÉS SILVA LÓPEZ  
FECHA: 2017  
PROF. GUÍA: MARCELO VARGAS VERGARA

## IDENTIFICACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICOS Y GEOTÉCNICOS BASES PARA LA CONSTRUCCIÓN DE OBRAS EN EL TENIENTE

La minería corresponde a una actividad económica asociada a la explotación y extracción de metales desde la corteza terrestre, además, esta materia involucra numerosas actividades que hacen de ella una disciplina compleja. Los estudios asociados a la labor minera son amplios, por lo cual se requieren profesionales multidisciplinarios para el desarrollo de este tipo de trabajos.

Las amplias fluctuaciones en el mercado de los metales y el agotamiento de las reservas han provocado una merma en el desarrollo de nuevos proyectos, considerando que la realización de los mismos lleva consigo un alto costo de capital, los empresarios no ven el escenario actual como rentable. La Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO), ha desarrollado nuevos proyectos para la extensión de la vida de sus divisiones, entre ellos destaca el Nuevo Nivel Mina(NNM), en la División el Teniente, el cual a pesar de sus estudios se encontró con escenarios geomecánicos no anticipados, lo cual ha generado una actualización del proyecto en términos de diseño y plazos. A partir de esto, surgen interrogantes sobre por qué ocurren este tipo de problemas, y la respuesta se ha fundamentado en el alto costo de los procesos de medición y la gran incertidumbre asociada a las características del macizo rocoso.

Considerando estas problemáticas, se desarrolla una metodología que genere respuestas concluyentes, sobre qué y cuánto medir en estas campañas, de manera de facilitar el análisis a los proyectistas reducir los costos de las mismas. Los fundamentos de este proceso, se desarrollan a lo largo del texto considerando el estudio de métodos de construcción de obras subterráneas, análisis exploratorio de los datos, métodos de estimación de variables continuas e interpretaciones de variables geomecánicas en términos geológicos y geométricos.

Los resultados obtenidos, arrojaron distancias del orden de los 80 metros para un error menor al 10 % entre sondajes, en el cual, para el caso de estudio, la variabilidad era capturada considerablemente, por otro lado la comparativa entre los métodos de construcción de túneles que se desarrolló según las clasificaciones estudiadas, mostraron que en la zona estimada se obtiene una velocidad de avance media de 12 [m/día] para el uso de tuneladoras, en comparación a los 4[m/día] utilizando perforación y tronadura convencional.

Finalmente las dependencias entre variables geomecánicas definidas, indican una clara relación entre las valoraciones sobre ciertas variables, pero en conjunto destacan por sobre los otros el UCS, el Tipo de roca, y ciertas características de las discontinuidades presentes, las cuales son los requerimientos mínimos asociados al levantamiento de información en terreno para el uso de esta metodología.

*Este trabajo está dedicado a mi familia, y de manera especial a mi abuelo que me observa desde el cielo.*

# Agradecimientos

Dentro de lo más importante mi crecimiento como persona es saber que somos individuos únicos, que estamos destinados a vivir en sociedad y que no somos capaces de hacer las cosas solitariamente, es por esto, que quiero agradecer a las personas que me rodearon en mi etapa formativa y que hasta el día de hoy están presentes, quienes, con su paciencia, comprensión y apoyo siempre fueron un pilar para seguir creciendo.

Quisiera agradecer a mi familia, a mis padres y hermanos por ese apoyo incondicional que tuvieron hacia mi persona, por nunca fallar, por esforzarse cada vez más y demostrarme que con sudor es posible lograr tus metas. En especial a mis padres Sylvia López y Artemio Silva, quienes sin importar lo que ocurra siempre te apoyaran e intentarían guiar. Quiero agradecer a mis amigos más antiguos, Diego Hernández, Felipe Cancino, Pedro Vidal y Constanza Gómez, aquellos que a pesar de las dificultades que generaba la universidad cada vez que nos juntamos tenían una sonrisa y me hacían sentir que no habían pasado los años.

A mis amigos, Mauricio Garrido, Pietro Cayo, Yerko Franasovic, Pía Iglesias, Belén Marchant, Carlo Lobiano, Pedro Concha, José Ogalde, Javier Tchimino, Pedro Olate, Ricardo Rojas, Oscar Guajardo, Joaquín Aguilar, Ismael Pessa quienes fueron el apoyo más importante en la universidad, las personas con las que pase gran parte de estos años. De manera especial a Felipe Robles y su familia, por ser una persona increíble y confiar en mi como amigo y profesional, por darme el apoyo que necesitaba cuando veía que mi carrera se detenía, por aceptarme en su casa y no hacerme sentir en corral ajeno, por eso y por mucho más, gracias.

Este año fue un año de emociones altas y bajas, pero sin duda las personas que me ayudaron a mantenerme siempre contento y alegre fueron las personas del equipo BeM, profesores y alumnos, de manera especial, quiero agradecer a Nicolás, Macarena, Danilo, Solange, Fernanda, Juan José, Felipe, Gustavo, Alix, Camilo, Paula y Vale, quienes alegraban mi semana cada vez que nos juntábamos para el taller.

Finalmente, quiero agradecer al profesor Marcelo Vargas, por darme la oportunidad de desarrollar esta memoria y por entregarme las herramientas para no fallar en el camino.

# Tabla de Contenido

<b>Tabla de Contenido</b>	<b>v</b>
<b>Introducción</b>	<b>1</b>
<b>1. Antecedentes Generales</b>	<b>2</b>
1.1. Descripción del problema . . . . .	2
1.2. Objetivos . . . . .	3
1.2.1. Objetivo general . . . . .	3
1.2.2. Objetivos específico . . . . .	3
1.3. Alcances y limitaciones . . . . .	4
1.4. Metodología . . . . .	5
<b>2. Antecedentes del caso de estudio y aplicaciones futuras</b>	<b>6</b>
2.1. Caso de estudio . . . . .	6
2.1.1. Descripción del caso . . . . .	6
2.1.2. Clima . . . . .	7
2.1.3. Geología . . . . .	7
2.2. Caso de aplicación, División El Teniente, sector productivo Recursos Norte .	8
2.2.1. Ubicación y acceso . . . . .	8
2.2.2. Clima . . . . .	9
2.2.3. Sectores productivos . . . . .	9
2.2.4. Geología . . . . .	9
<b>3. Métodos de Construcción de Obras Subterráneas</b>	<b>15</b>
3.1. Introducción . . . . .	15
3.2. Métodos con Perforación y Tronadura . . . . .	16
3.2.1. Perforación y Tronadura Convencional. . . . .	18
3.3. Métodos sin Perforación y Tronadura. . . . .	20
3.3.1. TBM Gripper. . . . .	22
3.3.2. TBM de Escudo Simple. . . . .	25
3.3.3. TBM de Escudo Doble. . . . .	26
3.3.4. TBM tipo EPM. . . . .	27
<b>4. Clasificación geomecánica y dependencia de variables</b>	<b>30</b>
4.1. Clasificación Geomecánica . . . . .	30
4.1.1. Clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR) . . . . .	31
4.1.2. Clasificación Q de Barton . . . . .	32

4.1.3.	Índice de Resistencia Geológica (GSI) . . . . .	33
4.1.4.	Índice de Excavabilidad (RME) . . . . .	35
4.2.	Variables Aleatorias . . . . .	41
4.2.1.	Resistencia a la compresión uniaxial (UCS) . . . . .	42
4.2.2.	Rock Quality Designation (RQD) . . . . .	42
4.2.3.	Espaciamiento de las discontinuidades . . . . .	43
4.2.4.	Persistencia de las discontinuidades . . . . .	44
4.2.5.	Apertura de las discontinuidades . . . . .	44
4.2.6.	Rugosidad de las discontinuidades . . . . .	45
4.2.7.	Relleno presente en las discontinuidades . . . . .	46
4.2.8.	Grado de alteración de las discontinuidades . . . . .	47
4.2.9.	Número de familias de discontinuidades . . . . .	49
4.2.10.	Orientación de las discontinuidades . . . . .	50
4.2.11.	Condición de agua en el sector . . . . .	51
4.2.12.	Índice de perforabilidad . . . . .	51
4.2.13.	Tiempo de autoestabilidad . . . . .	52
4.3.	Dependencia entre Variables . . . . .	52
<b>5.</b>	<b>Modelo de Esfuerzos in-situ</b>	<b>55</b>
5.1.	Formulación de modelos de esfuerzos in-situ . . . . .	56
5.1.1.	Parámetros de Resistencia del Macizo Rocoso . . . . .	56
5.1.2.	Parámetros de Deformación . . . . .	56
5.1.3.	Influencia de los métodos de construcción de túneles sobre las caracte- rísticas de la deformación durante la excavación de macizos rocosos a altas profundidades . . . . .	57
<b>6.</b>	<b>Métodos de estimación</b>	<b>59</b>
6.1.	Planteamiento del problema general . . . . .	59
6.2.	Kriging lineal con valores esperados conocidos: Kriging Simple . . . . .	61
6.3.	Kriging lineal con valor esperado estacionario pero desconocido: Kriging Or- dinario . . . . .	61
<b>7.</b>	<b>Metodología y Resultados</b>	<b>63</b>
7.1.	Formulación del problema . . . . .	63
7.2.	Metodología propuesta . . . . .	64
7.2.1.	Metodología: Parte I . . . . .	64
7.2.2.	Metodología: Parte II . . . . .	66
7.3.	Aplicación de la metodología . . . . .	66
7.3.1.	Generación de casos de estudios . . . . .	66
7.3.2.	Estimación de Variables . . . . .	68
7.3.3.	Evaluación técnica . . . . .	71
7.3.4.	Requerimientos básicos para el modelo de esfuerzos . . . . .	73
<b>8.</b>	<b>Análisis de resultados</b>	<b>78</b>
8.1.	Levantamiento de información y generación de casos . . . . .	78
8.2.	Estimación de variables . . . . .	79
8.3.	Evaluación Técnica . . . . .	80

8.4. Análisis de variables . . . . .	81
<b>Conclusión</b>	<b>81</b>
<b>Bibliografía</b>	<b>85</b>
<b>9. Anexo</b>	<b>88</b>
9.1. Anexo A: Estimación de la veolidad de avance asociada a los tipos de TBM utilizando $Q_{TBM}$ . . . . .	88
9.1.1. Estimación de $ARA_{Real}$ . . . . .	90
9.2. Anexo B:El índice de resistencia geológica (GSI), formas de cálculo y sus va- riaciones . . . . .	94
9.3. Anexo C:Detalle de Resultados . . . . .	98

# Índice de Tablas

2.1. Unidades litológicas división el Teniente. . . . .	11
2.2. Clasificación de estructuras utilizado en división El Teniente. . . . .	12
2.3. Detalle dominios estructurales, sector productivo RENO. . . . .	14
3.1. Clasificación Macizo Rocosó RMR Bieniawski (1989) . . . . .	18
3.2. Tipos de TBM y su utilización. . . . .	21
4.1. Asignación de puntajes RMR Bieniawski (1989) . . . . .	32
4.2. Sistema de clasificación RME . . . . .	36
4.3. Resumen de uso de variables . . . . .	41
4.4. Valores del coeficiente $J_r$ para el sistema Q . . . . .	45
4.5. Valores del coeficiente $J_r$ para cálculo de $J_C$ . . . . .	46
4.6. Valores del coeficiente $J_r$ para cálculo de $J_C$ . . . . .	46
4.7. Valores del coeficiente $J_a$ para el sistema Q . . . . .	48
4.8. Clasificación del factor conjunto $J_a$ para el calculo de $J_C$ . . . . .	49
4.9. Valores del coeficiente $J_n$ para el sistema Q . . . . .	50
4.10. Matriz de relación entre variables geomecánicas. . . . .	53
7.1. Estadísticas de las diferentes mallas . . . . .	68
7.2. Análisis exploratorio de datos por variable. . . . .	68
7.3. Cuantificación y valorización de los sondajes. . . . .	71
7.4. Rendimientos esperados, según calidad de roca y método de construcción . .	73
7.5. Resumen estadística descriptiva, variables independientes. . . . .	73
7.6. Resumen estadística descriptiva, variables independientes, según tipo de roca.	74
7.7. Error asociado al cálculo y relación entre variables . . . . .	77
8.1. Clasificación de Variables según importancia, Clasificación RMR . . . . .	82
8.2. Clasificación de Variables según importancia, calificación Q . . . . .	82
8.3. Clasificación de Variables según importancia, índice GSI . . . . .	82
8.4. Clasificación de Variables según importancia, índice RME . . . . .	82
9.1. Criterio de evaluación de coeficientes $F_{E1}$ , $F_{E2}$ y $F_{E3}$ . . . . .	91
9.2. Estadísticas variable UCS, según tipo de Roca . . . . .	98
9.3. Estadísticas variable discontinuidades . . . . .	100

# Índice de Ilustraciones

2.1. Visualización del modelo de bloques considerando los tipos de roca predominante	7
2.2. Ubicación División El Teniente. Y del sector productivo de Recursos Norte	8
2.3. Sectores y proyectos de la división El Teniente PND 2016.	9
2.4. Unidades litológicas que componen mina el Teniente.	10
2.5. Unidades litológicas que componen el sector productivo RENO.	12
2.6. Ubicación sistemas estructurales, sector productivo RENO.	13
3.1. Rendimientos de avance en minería entre 1850 y 2010.	16
3.2. Desarrollo Perforación 1905 – 2005, metros perforados por hora.	17
3.3. Diagrama Método convencional de Perforación y Tronadura.	18
3.4. Esquema remoción de marina desde la frente.	19
3.5. Rendimientos por clase de soporte.	20
3.6. TBM abiertas utilizadas en los túneles de Lotschberg(Suiza y San Pedro (España)).	22
3.7. TBM Tipo Gripper o Abierta, vista en perspectiva de la cabeza de la TBM. A la derecha, en color rojo, se destacan los grippers.	23
3.8. Sistemas de recolección de marinas en TBM Abiertas	24
3.9. Fortificación mecanizada para TBM tipo Gripper.	24
3.10. TBM de Escudo Simple.	25
3.11. TBM de Escudo Doble.	26
3.12. Maqueta de un escudo tipo EPB de frente cerrado.	28
3.13. Elementos de una TBM tipo EPB.	29
4.1. Volumen de bloque delimitado por set de discontinuidades	34
4.2. Gráficos para la valoración de $\sigma_{ci}$ y del número de discontinuidades en el frente.	37
4.3. Gráficos para la valoración del DRI y Afluencia de Agua.	37
4.4. Gráfico para la valoración del Tiempo de Autoestabilidad.	37
4.5. Valoración del grado de homogeneidad del frente.	38
4.6. Ejemplo de cálculo del RQD, Deere y Deere (1988).	43
4.7. Diagrama de ondulaciones para cálculo de $J_C$ .	46
4.8. Cálculo de DRI en función de UCS y tipo de roca.	51
4.9. Cálculo del tiempo de autoestabilidad en función de RMR	52
5.1. Diagrama del estado de estrés alrededor del macizo.	57
5.2. Diagrama de estado inicial e iniciación de fallamiento bajo compresión biaxial.	57
7.1. Esquema del desarrollo de la metodología Parte I	65

7.2. Vista en planta del despliegue de los sondajes. . . . .	67
7.3. Vista isometrica del despliegue de los sondajes. . . . .	67
7.4. Histograma de datos según el tamaño de malla, variable UCS . . . . .	68
7.5. Gráfico de error en la estadística según caso de estudio . . . . .	69
7.6. Gráfico de error del valor promedio y desviación estandar según caso de estudio	69
7.7. Tonelaje representado en gráficos de tortas según clase de roca y malla de sondaje . . . . .	70
7.8. Tonelaje medido según clase de roca y malla de sondaje . . . . .	70
7.9. Despliegue grafico de la clasificacion de rocas para el caso base y un caso estimado . . . . .	70
7.10. Despliegue isometrico, para mallas de 50[m] x 50[m] y 100[m]x 100[m] . . . .	71
7.11. Gráfico de error en la estimación de la clase de roca y número de sondajes .	71
7.12. Vista planta e isometrica, Calificación RMR, Malla 50[m]x50[m] . . . . .	72
7.13. Vista planta e isometrica, Índice RME, Malla 50[m]x50[m] . . . . .	72
7.14. Valores para $\sigma_1$ y $\sigma_3$ . . . . .	72
7.15. Vista en planta RMR, Cota 575. . . . .	75
7.16. Vista en planta UCS, Cota 575. . . . .	75
7.17. Vista en planta Alteración, Cota 575. . . . .	75
7.18. Vista en planta apertura de discontinuidades, Cota 575. . . . .	76
7.19. Gráfico comparativo de RMR estimado/medido y RMR calculado, con una única variable. . . . .	76
7.20. Gráfico comparativo de RMR estimado/medido y RMR calculado, con más de una variable. . . . .	77
9.1. Relación conceptual entre Q, PR y AR . . . . .	89
9.2. Cuatro amplias clases de condiciones de túneles . . . . .	89
9.3. Relación sugerida entre $PR$ , $AR$ y $Q_{TBM}$ . . . . .	90
9.4. Variación del factor $F_A$ con la longitud del túnel excavado. . . . .	92
9.5. Variación del Factor $F_D$ con el diámetro del túnel. . . . .	92
9.6. Gráfico general de las estimaciones de GSI a partir de las observaciones geológicas	94
9.7. Estimaciones del índice de fuerza geológica para masas heterogéneas . . . . .	95
9.8. Proyección sugerida de información de observaciones en afloramientos a pro- fundidad. . . . .	96
9.9. Valoración de GSI considerando efecto de la condición de agua. . . . .	97
9.10. Histograma UCS, según caso de estudio (Roca 1) . . . . .	98
9.11. Histograma UCS, según caso de estudio (Roca 2) . . . . .	99
9.12. Histograma UCS, según caso de estudio (Roca 3) . . . . .	99
9.13. Histograma UCS, según caso de estudio (Roca 4) . . . . .	99
9.14. Histograma Apertura, según caso de estudio (Roca 1) . . . . .	100
9.15. Histograma Apertura, según caso de estudio (Roca 2) . . . . .	101
9.16. Histograma Apertura, según caso de estudio (Roca 3) . . . . .	101
9.17. Histograma Apertura, según caso de estudio (Roca 4) . . . . .	101
9.18. Histograma Separación, según caso de estudio (Roca 1) . . . . .	102
9.19. Histograma Separación, según caso de estudio (Roca 2) . . . . .	102
9.20. Histograma Separación, según caso de estudio (Roca 3) . . . . .	102
9.21. Histograma Separación, según caso de estudio (Roca 4) . . . . .	103
9.22. Histograma Persistencia, según caso de estudio (Roca 1) . . . . .	103

9.23. Histograma Persistencia, según caso de estudio (Roca 2) . . . . .	103
9.24. Histograma Persistencia, según caso de estudio (Roca 3) . . . . .	104
9.25. Histograma Persistencia, según caso de estudio (Roca 4) . . . . .	104
9.26. Histograma Alteración. . . . .	104

# Introducción

La minería actual se ha visto envuelta en un periodo negativo del mercado. Durante este último tiempo la industria ha mermado el desarrollo de nuevos proyectos y por consecuencia se ha producido un estancamiento en el rubro minero. Grandes fluctuaciones del precio del metal han provocado una constante reevaluación de las condiciones actuales, poniendo en el tapete la factibilidad de la inversión en temas mineros. Sin duda, la minería es una materia que depende de muchos factores para su desarrollo, como lo es el precio de los insumos, el valor del metal, proyecciones del mismo, etc., a partir de esto, si un factor varía, es posible que muchos proyectos dejen de ser rentables, como se ha visto en la industria del cobre y del hierro durante los últimos años.

Considerando que las inversiones de capital son elevadas, muchos estudios, tanto prácticos como técnicos, son evaluados para su realización, de manera de reducir parte de los costos que no agreguen un valor directo al proyecto, es por esto, que se busca generar soluciones económicas para dichos problemas. Las campañas de sondeos son uno de los estudios previos a la realización de la obra más costosos, del orden de millones de dolares en funcion de los metros estimados, y cumplen un rol fundamental en etapas tempranas de ingeniería, además de evaluar y cuantificar las reservas y recursos de un yacimiento, también son utilizadas en la evaluación geomecánica de un macizo rocoso, es por esto que se prioriza el proceso que genera valor, en este caso es la evaluación de recursos, y por consecuencia solo se realizan las medidas justas para la estimación de las variables que caracterizan la roca.

La construcción de túneles es sin duda uno de los aspectos más importantes en la minería subterránea y obras civiles, la conexión del yacimiento con la superficie y las obras necesarias para comenzar con su explotación son críticas en todo proyecto minero subterráneo, debido a la gran cantidad de kilómetros de túneles necesarios para materializar los proyectos estructurales. Codelco dentro de los próximos años, está evaluando diferentes alternativas de excavación a fin de mitigar o eliminar los riesgos involucrados, mejorar la calidad de las obras y disminuir el tiempo de ejecución global de proyectos futuros.

Cuanto y qué medir, han sido las interrogantes más importantes en el proceso de evaluación geotécnica y es lo que se busca responder en el desarrollo de este estudio, de esta manera, generar una recomendación al lector sobre que se requiere para asegurar con un mayor grado el desarrollo de una obra subterránea, y por consecuencia reducir la incertidumbre asociadas a las características del macizo rocoso con bajos costos.

# Capítulo 1

## Antecedentes Generales.

### 1.1. Descripción del problema.

División El Teniente es un complejo minero-metalúrgico perteneciente a la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO), que hoy en día sufre de agotamiento de sus reservas. En caso de no incorporar nuevos proyectos, las reservas actuales permiten mantener la planta copada hasta el año 2021 y proyecta el cierre del complejo minero para el año 2028.

El proyecto Nuevo Nivel Mina (PNNM) (en ejecución), da acceso a reservas en profundidad (bajo los sectores actuales) que permiten extender la vida de la mina hasta el año 2060 aproximadamente. Sin embargo, los problemas asociados a la construcción de accesos, han producido un retraso en la puesta en marcha del proyecto estructural por completo.

El desarrollo y éxito de los proyectos mineros se relacionan al cumplimiento de costos y plazos asociados a la construcción de obras subterráneas como los son túneles de acceso, de ventilación, infraestructura, etc. A partir de esto, nacen interrogantes sobre la cantidad de información que debe ser levantada para asegurar la construcción de estas obras y que variables son relevantes en esta toma de decisiones.

Actualmente, el desarrollo de campañas de sondajes que no agreguen un valor directo a un proyecto son mal vistos, a causa de su alto costo y los riesgos asociados a estos procesos, el resultado de esto genera escasa información sobre la caja en la que se desea realizar las obras, generando malas estimaciones en los plazos por sucesos no previstos, un ejemplo de esto es la presencia de clases de roca diferente a las estimadas, lo que generan rendimientos menores a los previstos y por consecuencia el retraso del inicio de producción de una mina.

Los estudios se enfocan en reducir la incertidumbre asociada al desarrollo de obras subterráneas de manera de mantener dichos niveles en ciertos rangos, de manera de generar medidas de contención que puedan solventar el cumplimiento de los compromisos, de esta manera asegurar el desarrollo de los proyectos estructurales. En la actualidad, la División está trabajando en estrategias para reducir el impacto de los retrasos del proyecto NNM, para lo cual se evalúan la extracción de sectores por sobre el nivel de transporte, dentro de

esto destaca el sector de Recursos Norte, el cual posee un tonelaje de recursos totales del orden de los 196.1 Mton, entre recursos medidos, indicados e inferidos, con una ley media de 0.775 ‘%’, sin embargo, los estudios geotécnicos aún no se han desarrollado por lo cual el desarrollo de ciertas obras están inconclusas por efectos de la falta de información.

## **1.2. Objetivos.**

Los objetivos de éste trabajo se describen a continuación como objetivos generales y específicos.

### **1.2.1. Objetivo General**

Dentro de los objetivos generales, podemos diferenciar las dos partes que se involucran en el estudio.

1. Proponer una metodología para la evaluación de la malla de sondajes a realizar en un sector, de esta manera, responder a la cantidad de sondajes requeridos para el levantamiento de información que reduce la incertidumbre de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.
2. Entregar recomendaciones sobre las variables más influyentes en los procesos de clasificación geotécnica, de manera de reducir los requerimientos en las tomas de muestras y acelerar los procesos de definición de clases en el macizo.

### **1.2.2. Objetivo Especifico**

Dentro de los objetivos específicos, podemos destacar los procesos realizados para encontrar respuesta a las interrogantes del trabajo.

- Definir clasificaciones geotécnicas claves en los métodos de construcción de obras seleccionados para el análisis. Enfocado principalmente en los métodos con y sin perforación y tronadura, es decir, perforación y tronadura convencional y uso de tuneladoras.
- Desarrollar una rutina que entregue resultados concluyentes sobre las campañas de sondajes y la densidad asociada a los muestreos, a partir de información previamente desarrollada en el sector
- Evaluar los métodos de construcción de obras utilizados en minería subterránea. La evaluación se desarrolla en términos de rendimiento.
- Generar un modelo de esfuerzos base de la zona en la que se realizara una obra utilizando la menor cantidad de variables.

### 1.3. Alcances y limitaciones.

Para el desarrollo de este estudio se tomaron en cuenta distintas limitaciones que se asociaran al problema y que facilitarían la elaboración del mismo. Además, la información utilizada como caso de estudio y caso de aplicación corresponde a una campaña de sondeos entregada por profesionales con altas mediciones, de manera de considerar el modelo como real.

Considerando que la información entregada corresponde a una campaña de sondeos realizadas para una evaluación geología y geotécnica de la roca de caja, con el objetivo de evaluar la construcción de obras en las zonas medidas, consideramos el modelo de bloques como el caso real, simulamos mallas de sondeos regulares de forma capturar la información entregada por los bloques intersectados, para definir el impacto de las condiciones geológicas en la estimación de un modelo de bloques, de manera de saber cuántos sondeos pueden capturar la información con bajo porcentaje de error.

La evaluación económica, se realiza con la comparativa de los resultados obtenidos, y se fundamentará en los métodos de construcción más importantes estudiados durante el levantamiento de información, donde destaca la perforación y tronadura convencional y el uso de tuneladoras para el desarrollo de obras horizontales, de manera de abrir el análisis a otros métodos de construcción de obras subterráneas menos conocidos. La limitación se justifica en los requerimientos para la selección de equipos y estimación de rendimientos utilizados en ambos tipos de desarrollo, principalmente ambos consideran las clasificaciones geotécnicas más utilizadas y poseen entre sus variables puntuadas las causales más influyentes en los problemas de desarrollos subterráneos, es por esto que su uso facilitaría los análisis posteriores.

Entre las clasificaciones geotécnicas a evaluar, destaca la clasificación RMR, Q, RME y GSI, cada una con objetivos puntuales que facilitarían el análisis de los resultados. Por un lado, las clasificaciones RMR, Q y RME facilitan la toma de decisión sobre los métodos de construcción de obras subterráneas más efectivos según las características de la roca, y por otro lado el índice GSI, facilita la formulación de un análisis de esfuerzos in-situ en el complejo de manera de estimar la condición inicial y generar un escenario para el análisis de alteraciones posteriores.

Esta memoria se enfoca en la elaboración de metodología para la formulación de escenarios geotécnicos en función del levantamiento de información en una campaña de sondeo, aborda por un lado la estimación de modelos geomecánicos en función de la información obtenida previamente en un sector, y por otro lado busca dar respuesta a las interrogantes de "que y cuanto" medir en las campañas de sondeos distintas a las utilizadas en la evaluación de recursos.

## 1.4. Metodología.

En términos generales, el estudio busca dar respuesta a los requerimientos mínimos para la toma de decisiones sobre la factibilidad de un proyecto de obras subterráneas, de esta manera asegurar bajo ciertos parámetros y márgenes de error los rendimientos esperados para un método de construcción determinado.

La metodología propuesta, se enfoca en la representación gráfica de resultados, de manera de acercar al lector a la importancia de la información geotécnica en la evaluación de proyectos que consideren obras subterráneas. Ésta, la dividiremos en dos partes para entregar solución a las interrogantes propuestas, la primera etapa consiste en entregar una distribución de sondajes a partir de una estimación de variables geomecánicas, para lo cual se utilizará kriging sobre las variables continuas estudiadas, así calcular una distancia entre mediciones en función del error calculado, de esta manera definir el punto en que la estimación no captura la variabilidad del macizo rocoso. La segunda etapa, se enfoca en definir los resultados en función del cálculo de variables geomecánicas, este segmento del estudio, busca dar recomendaciones al lector sobre las variables más relevantes en el levantamiento de información en terreno, de manera de definir que factores deben ser medidos puntualmente, de manera de reducir el error, además, a partir de las correlaciones estudiadas observar que datos se pueden calcular a partir de otros, y de esta manera reducir los costos y tiempos utilizados en el proceso de medición.

El resultado de esta metodología se basa principalmente en recomendaciones justificadas en los análisis realizados, a partir de esto, entregar facilidades en la toma de decisiones sobre cuantos sondajes se deben realizar y que variables se deben medir para asegurar la factibilidad de una obra subterránea, de esta forma utilizando estimación y la información del sector poder levantar modelos de bloques clasificados geotécnicamente y modelos de esfuerzos in-situ, que puedan ser la información de entrada para análisis más precisos en la evaluación de métodos de construcción y diseños mineros para proyectos en etapas tempranas.

# Capítulo 2

## Antecedentes del caso de estudio y aplicaciones futuras

En el desarrollo de este capítulo nos enfocaremos en la descripción del caso de estudio en que se aplicara la metodología y el caso a futuro por el cual nace la motivación de este estudio.

### 2.1. Caso de estudio

Los datos utilizados para la aplicación de la metodología corresponden a la información de un caso de estudio facilitados por profesionales de la industria, que, con el objetivo de facilitar el desarrollo del estudio entregaron un modelo geotécnico con altas mediciones, de esta manera se tiene un caso base para la aplicación de la metodología propuesta.

#### 2.1.1. Descripción del caso de estudio

El modelo corresponde a la roca de caja ubicada en el sector oriente de un yacimiento, ubicado en la zona centro norte de Chile, este yacimiento cuenta con condiciones geotécnicas estándares y baja presencia de macro estructuras en las zonas de estudio.

A grandes rasgos, el modelo geológico facilitado cuenta con cinco tipos de rocas predominantes, generadas por la presencia de diferentes alteraciones que afectan las condiciones particulares de la zona, sin embargo, el estudio se enfocó en cuatro tipos de roca que fueron seleccionadas según su relevancia y posibles alternativas a los diseños desarrollados para los accesos. Los datos fueron filtrados, a partir de esto, se visualiza un modelo irregular con zonas delimitadas por la presencia de estos tipos de rocas, ver Figura 2.1.

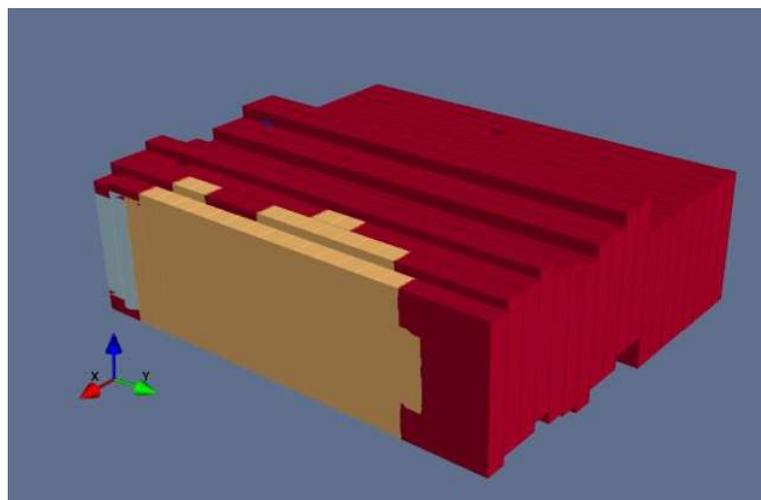


Figura 2.1: Visualización del modelo de bloques considerando los tipos de roca predominante

### 2.1.2. Clima

El sector se ubica en una región caracterizada por ser un clima árido principalmente con baja afluencia de agua en superficie y precipitaciones escasas durante largos periodos del año, estas características se ven aumentadas por la presente sequía, la cual ha mermado el tamaño de las corrientes de agua en las zonas aledañas.

### 2.1.3. Geología

En términos geológicos, el modelo presenta un complejo definido por cuatro zonas de alteración remarcadas, en la Figura 2.1, es posible apreciar los límites según tipo de roca del macizo, estos tipos de roca son definidos a partir de las mediciones en terreno.

La información asociada al cuerpo no fue revelada por la empresa, es por esto que más información sobre la geología y formación tanto del cuerpo mineralizado como de la roca caja no se puede saber, sin embargo, en las características obtenidas sobre el modelo de estructuras es posible observar características puntuales de las discontinuidades y las alteraciones presentes en el macizo rocoso. A partir de esto, el cuerpo presenta cuatro alteraciones predominantes, las que definen los tipos de roca presentes, estas rocas son asociadas a los índices 1, 2, 3 y 4, su grado de alteración es mayor a medida que el índice aumenta.

Las estructuras presentes en cada uno de estos tipos de rocas son fundamentales para el análisis, cada uno posee 3 familias predominante de discontinuidades con presencias de micro estructuras aleatorias en las rocas de código 3 y 4. Tanto sus orientaciones, separaciones, persistencia y apertura son distintivas, sin embargo, se asocian a la misma familia si poseen características similares, esto para facilitar la descripción del modelo de estructuras utilizado.

## 2.2. Caso de aplicación, División El Teniente, sector productivo Recursos Norte

La División El Teniente es un complejo minero-metalúrgico perteneciente a la Corporación Nacional del Cobre de Chile (CODELCO), que considera entre sus principales activos el conjunto de sectores que forman la “Mina El Teniente” con sus respectivas instalaciones productivas e infraestructura necesaria para el procesamiento de minerales de cobre y molibdeno. En la actualidad, División El Teniente es capaz de producir 141,000 kt/d de mineral, de las cuales se tiene aproximadamente 490 kt/a de cobre fino y 10 kt/a de molibdeno que comercializa.

### 2.2.1. Ubicación y acceso

La mina El Teniente se ubica en la comuna de Machalí, en la región del Libertador Bernardo O’Higgins, específicamente en la Cordillera de los Andes, a unos 80 km al sudeste de la ciudad de Santiago y 44 km al este de la ciudad de Rancagua. El depósito se encuentra inmerso en las coordenadas geográficas  $34^{\circ} 05'$  latitud sur y  $70^{\circ} 21'$  longitud oeste. Además, sus instalaciones industriales se ubican en las cercanías de la mina, en las localidades de Sewell, Colón, Caletones y Coya.

A la mina e instalaciones industriales se accede mediante la Carretera Presidente Eduardo Frei Montalva, conocida localmente como Carretera del Cobre. En la figura siguiente se muestra la ubicación de la División El Teniente.

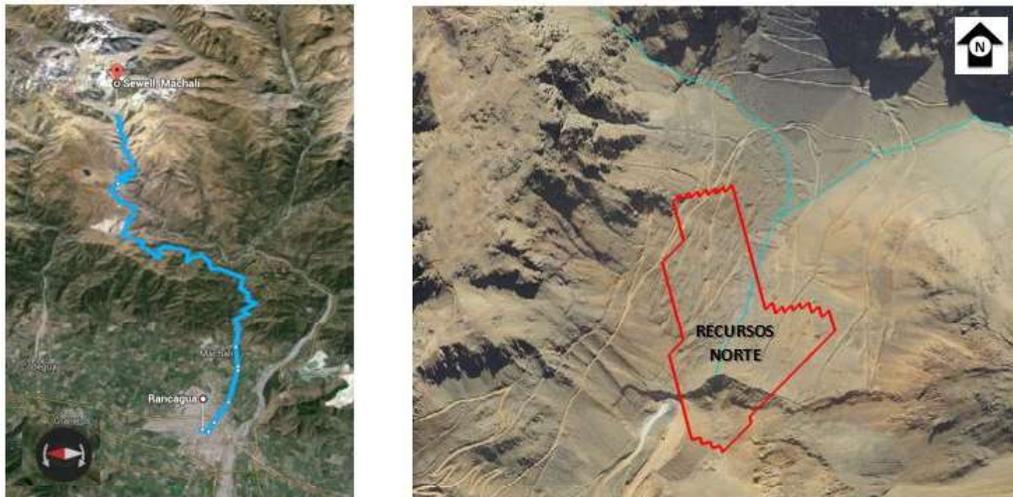


Figura 2.2: Ubicación División El Teniente. Y del sector productivo de Recursos Norte

## 2.2.2. Clima

El clima que caracteriza a la región en donde se ubica el yacimiento es de tipo templado, con abundantes precipitaciones del orden de los 600 a 700 [mm/año], nieves invernales y una estación estival seca prolongada. Las temperaturas mínimas alcanzadas durante la época de invierno bordean los  $-6^{\circ}\text{C}$  a  $5^{\circ}\text{C}$  y la temperatura media anual promedia los  $15^{\circ}\text{C}$ .

## 2.2.3. Sectores productivos

División El Teniente cuenta con varios sectores en operación, cuya explotación se realiza mediante el método de panel caving y sus variantes. Estos sectores se encuentran distribuidos alrededor de la Pipa Braden entre la cota 1986 y 2354 m.s.n.m tal como expone la Figura 2.3.

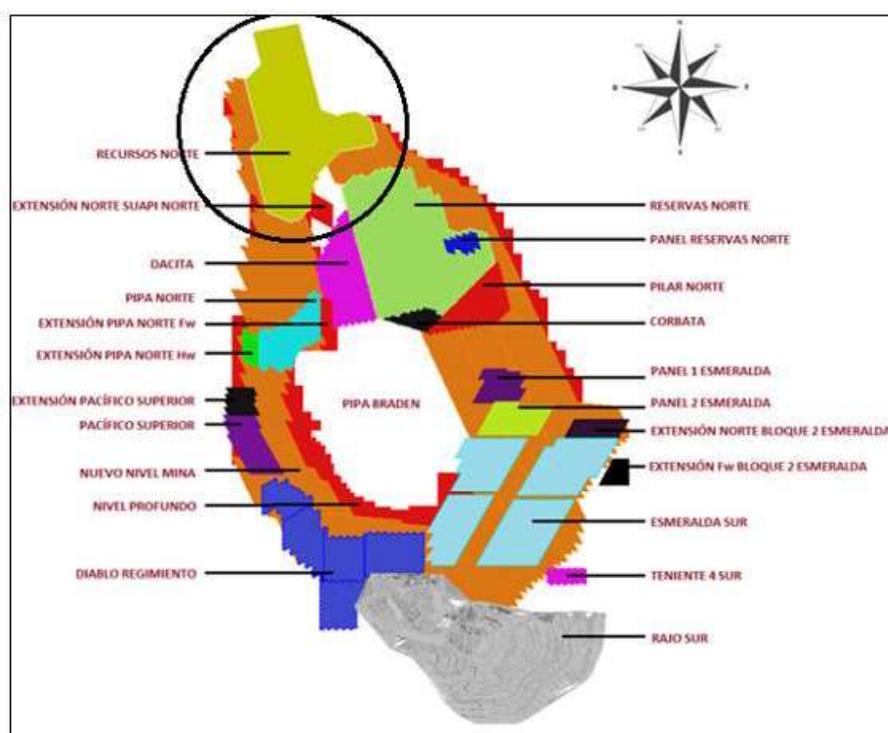


Figura 2.3: Sectores y proyectos de la división El Teniente PND 2016.

La metodología se desea aplicar en los adits de ventilación para la extracción del sector productivo de Recursos Norte (RENO), los estudios ya realizados han definido los datos asociados al yacimiento propiamente tal, es por esto que los detalles de los recursos, modelo geológico, unidades litológicas, dominios estructurales, el modelo geotécnico y modelo geo-metalúrgico se poseen, sin embargo, en la roca caja, la cual rodea al sector, no se ha levantado la misma información.

## 2.2.4. Geología

La geología del yacimiento de “El Teniente” en conjunto con mineralización de cobre y molibdeno, dan un indicio de una génesis relacionada a una evolución compleja dada por la intrusión de cuerpos subvolcánicos máficos y félsicos, que están asociados con brechas magmáticas e hidrotermales. Las dimensiones de estos cuerpos es de tres kilómetros de largo, dos kilómetros de ancho y una extensión vertical de dos kilómetros aproximadamente. Dadas las características anteriores, el yacimiento se encuentra clasificado como un “Depósito Gigante de Mineral”, según la literatura geológica.

En términos generales, la litología está compuesta en su mayoría por rocas máficas, las cuales se encuentran intruídas por cuerpos félsicos de composiciones, forma y dimensiones variables. A continuación, se muestra en detalle las unidades litológicas presentes en el yacimiento El Teniente:

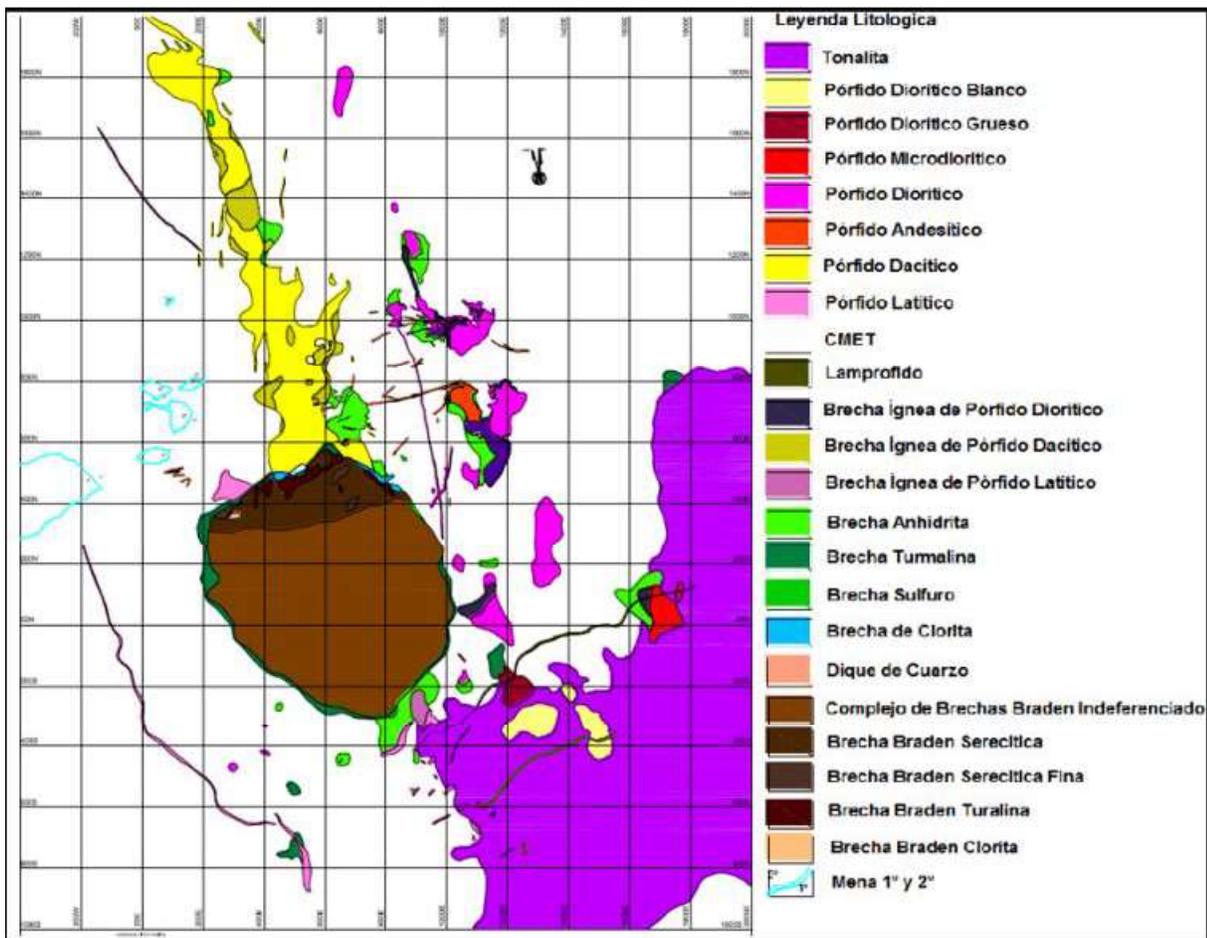


Figura 2.4: Unidades litológicas que componen mina el Teniente.

	Complejo máfico el teniente (CMET)	Es un complejo sub volcánico de composición básica que tiene una extensión vertical de más de 2 km. Agrupa diabasas, gabros y pórfidos basálticos, descritos regularmente como "andesita". Esta tiene una mayor distribución en el yacimiento El Teniente y aloja el 80 % de la mineralización.
Pórfidos Félsicos	Dácítico	Stock con orientación Norte-Sur y manteo sub vertical a través de 1500 m de longitud. Se ubica al norte del depósito con una potencia que varía entre 50 m en superficie y 300 m en el nivel Teniente 8. Hacia el Sur lo instruye la Brecha Braden, incorporando así una gran cantidad de fragmentos de esta unidad. Se ha dado entre 4,6 Ma a 4,7 Ma.
	Tonalita	Cuerpo principal en la mitad Sureste del yacimiento y se le conoce con el nombre de Diorita Sewell, comprometiendo a los sectores Teniente 4 Sur y una parte del sector Sur de Mina Esmeralda. Fue datada entre 7,1 Ma y 7,4 Ma.
	Diorítico	En la parte central y Norte, existen una serie de Stocks y Diques menores alineados en una dirección N30° W, que presentan una gran extensión vertical. Es habitual que el contacto con CMET genere brechas hidrotermales y/o brechas ígneas.
	Andesítico	Se ubica en el socavón de acceso del nivel Teniente Sub-6. Tiene textura porfídica gruesa. En contacto con Pórfido Diorítico, genera abundantes brechas ígneas y anhidrita en su periferia.
	Latíticos	Se destaca un cuerpo en la parte Noroeste, adosado a la brecha Braden que se desarrolla a partir del nivel Teniente 6 y que en profundidad alcanza un diámetro mayor a 100 (m). Constituye una unidad estéril.
Unidades de brecha	Ígneas	Preferentemente en contacto entre el CMET y los distintos pórfidos que lo instruyen. Potencias desde centímetros a decenas de metros. Habitualmente se presentan como fragmentos de roca máficas en una matriz de tonalita o pórfido diorítico.
	Biotita	Asociadas a alteración biotítica tardimagmática. Ubicada en la Tonalita Sewell hacia la coordenada 100 Sur.
	Hidrotermales de anhidrita y turmalina	Preferentemente en contacto entre el CMET y los distintos pórfidos que lo instruyen, incorporando fragmentos de máfico y de pórfido. Se clasifica según su tipo de cemento en Brecha Hidrotermal de Anhidrita o Brecha Hidrotermal de Turmalina. Es frecuente que existan leyes altas de cobre en su entorno..
	Braden	Forma de cono invertido con un diámetro de 1200 m en superficie y una continuidad reconocida en profundidad de 1800 m (Campos 2006). La brecha está constituida de fragmentos sub redondeados polimícticos en una matriz de polvo de roca y cemento de sericita con cantidades menores de turmalina, calcita y sulfuros (pirita.).

Tabla 2.1: Unidades litológicas división el Teniente.

En Recursos Norte las unidades litológicas presentes son las vistas en la Figura 2.5, la corresponde a una vista en planta de la cota 2120, estas unidades son las identificadas en la zona mineralizada del sector, sin embargo, no se han definido las zonas que corresponden a la infraestructura que no se encuentra en la zona delimitada.

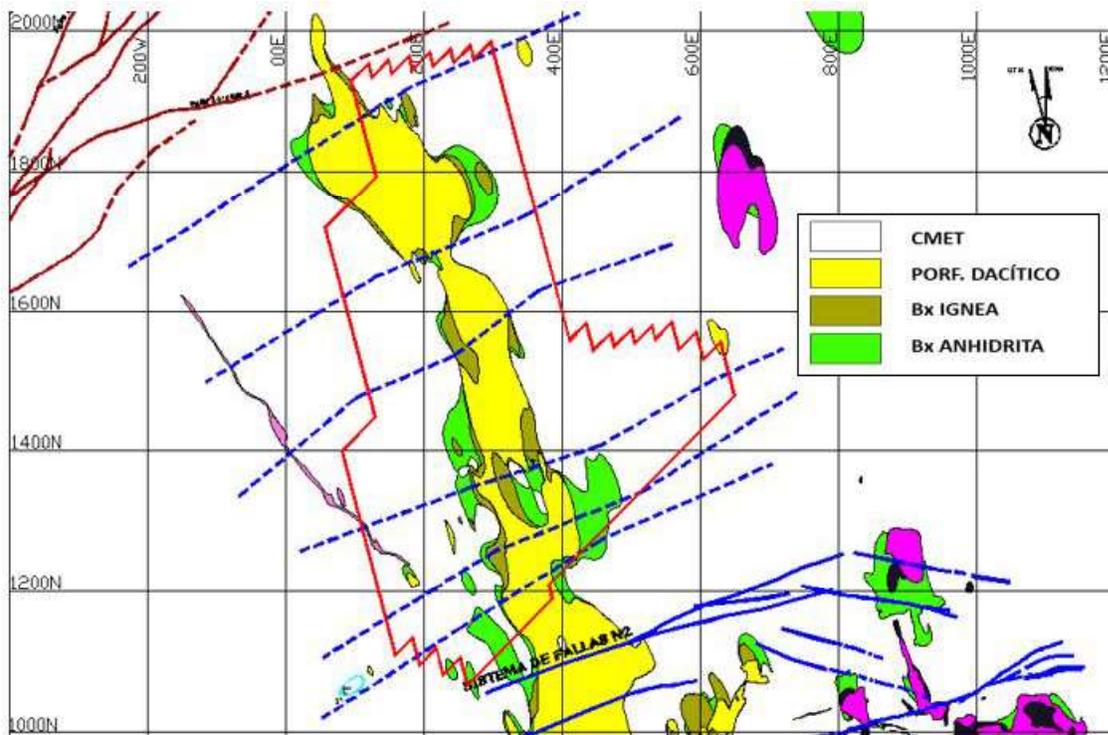


Figura 2.5: Unidades litológicas que componen el sector productivo RENO.

El yacimiento “El Teniente” está emplazado en una compleja zona distrital de fallas de rumbo, la cual está definida por dos sistemas de fallas conjugados con rumbos de N60°E y la otra N°50W, ambas con manteo sub vertical.

Las estructuras geológicas se clasifican según la traza conocida, espesor y tipo de relleno, la tabla siguiente se muestra la clasificación general que se utiliza para las estructuras.

Tipo de estructura	Continuidad	Espesor típico
Distrales	Traza >1 [km]	>1 [m]
Maestras	Traza >500 [m]	Entre 5 a 120 [cm]
Mayores	100 [m] <Traza <500 [m]	>7 [mm]
Intermedias	4 [m] <Traza <100 [m]	<5 [mm]
Menores	Traza <4 [m]	<2 [mm]

Tabla 2.2: Clasificación de estructuras utilizado en división El Teniente.

Para este estudio se realizó un análisis exhaustivo de los dominios estructurales presentes en las zonas del macizo, definiéndose de esta manera 6 dominios estructurales asociados a sus sistemas específicos, las características y su disposición espacial son observados en la Figura 2.6 y la Tabla 2.3.

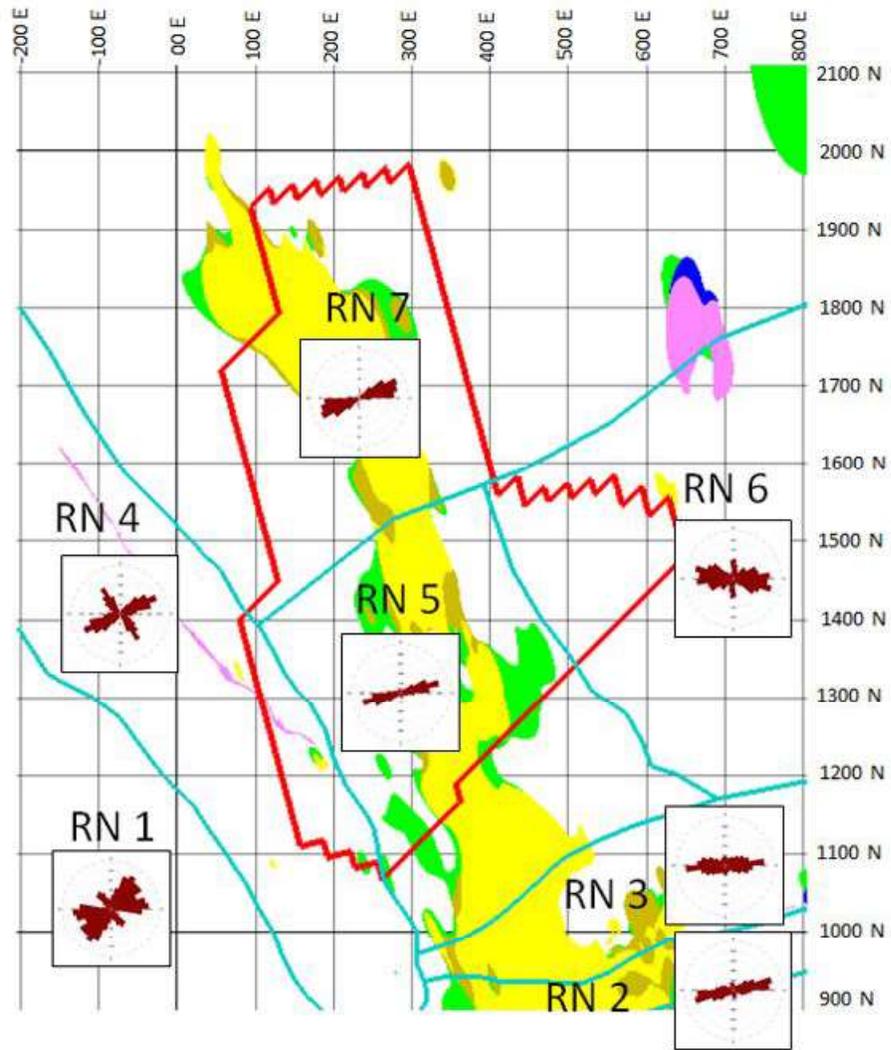


Figura 2.6: Ubicación sistemas estructurales, sector productivo RENO.

A partir de esto, el estudio se enfoca en el Dominio Estructural RN4, el cual entrega la información a las zonas definidas en el diseño para el desarrollo de los adits de ventilación.

Dominio Estructural	Sistema Estructural	Dip/DipDir	Rumbo/Manteo	N° Polos	Porcentaje	Roseta	Diagrama Polos
RN 1	SP1	89/352	N82°E/89°NW	313	21.8		
	SP2	87/123	N33°E/87°SE	276	19.2		
	SS1	36/133	N43°E/36°SE	169	11.7		
	SS2	85/050	N40°W/85°NE	127	8.8		
	SSE	-	-	554	38.5		
RN 2	SP1	83/167	N77°E/83°SE	1490	39.4		
	SSE	-	-	2289	60.6		
RN 3	SP1	82/178	N88°E/82°S	1598	31.5		
	SS1	86/091	N1°E/86°E	424	8.4		
	SS2	19/170	N80°E/19°SE	121	2.4		
	SSE	-	-	2924	57.7		
RN 4	SP1	31/146	N56°E/31°SE	368	17.5		
	SP2	87/049	N41°W/87°NE	365	17.4		
	SS1	71/155	N65°E/71°SE	238	11.3		
	SSE	-	-	1129	53.8		
RN 5	SP1	88/342	N18°W/88°NW	880	25.5		
	SS1	69/168	N78°E/69°SE	432	12.5		
	SS2	22/169	N79°E/22°SE	241	7.0		
	SS3	85/084	N6°W/85°E	90	2.6		
	SSE	-	-	1804	52.3		
RN 6	SP1	67/191	N79°W/67°SW	446	26.8		
	SS1	90/094	N4°E/90°	177	10.6		
	SS2	83/343	N73°E/83°NW	129	7.7		
	SSE	-	-	915	54.9		
RN 6	SP1	87/160	N70°E/87°SE	54	47.4		
	SS1	56/319	N49°E/56°NW	6	5.3		
	SSE	-	-	54	47.4		

SP = Sistema Principal; SS = Sistema Secundario; SSE = Sin Sistema Estructural

Tabla 2.3: Detalle dominios estructurales, sector productivo RENO.

# Capítulo 3

## Métodos de Construcción de Obras Subterráneas

### 3.1. Introducción

En minería subterránea el desarrollo de los túneles e infraestructura es uno de los procesos más lentos de la labor minera, siendo la causante del retraso de muchos proyectos mineros en su puesta en marcha. Por otro lado, las grandes distancias asociadas a estas obras, el tiempo de desarrollo y el rendimiento de los métodos, han influido en la materialización de los proyectos estructurales de Codelco, es por esto que para el análisis requerido para esta memoria se evalúa distintas alternativas de excavación, de manera de entregar la mejor solución a la interrogante sobre el método de construcción a utilizar considerando sus aspectos mecánicos y económicos, en función a la información necesaria para su puesta en marcha, y de esta forma disminuir el tiempo de ejecución global de proyectos futuros.

Para el análisis se estudian cuatro métodos distintos utilizados en la construcción de túneles, de manera de definir las variables mínimas requeridas para un análisis concluyente sobre la información necesaria para la toma de decisión correcta sobre el desarrollo del proyecto, la selección de estos métodos se basa en las investigaciones realizadas, considerando su efectividad y resultados como parámetros para su selección.

Además del método convencional de perforación y tronadura, las TBM (Tunnel Boring Machine), se han utilizado para la construcción de varios túneles para proyectos mineros con el propósito de acceso, transporte de mineral y estéril, el drenaje, la exploración, abastecimiento y desviación de agua. Varios proyectos mineros han visto el uso beneficioso exitosa y económicamente de tuneladoras, y hay una creciente conciencia de los beneficios de estas para proyectos mineros [10]. La experiencia de las TBM en Sudamérica es consistente, existen numerosos proyectos de túneles desarrollados con tuneladoras de distintas características, diámetros y longitudes. Existen proyectos de envergadura hidroeléctricos y urbanos donde se han utilizados estos equipos [27].

El método noruego de construcción de túneles, ha sido utilizado en Noruega en muchos proyectos con el fin de generar una red de transporte adecuada para vehículos y ferrocarriles. Hoy en día la cantidad de túneles relacionados a transporte suman más de 1000 km. A pesar de que el método de tunelería Noruega se ha desarrollado principalmente en obras civiles, esta tecnología puede aplicarse en minería subterránea para el desarrollo de accesos, túneles anexos e infraestructura interior mina [3].

El concepto de Rapid Development o método de avance rápido, es un método utilizado para el desarrollo de túneles del que no se tienen muchos antecedentes de proyectos desarrollados. Sin embargo, los antecedentes de esta metodología se obtienen desde Australia, donde fue desarrollada en la mina Cadia East. El Rapid Drift Development (avance rápido) logra un avance de 15 m/día en una labor de una sola frente de trabajo [34].

### 3.2. Métodos con Perforación y Tronadura

En el proceso de construcción de túneles, históricamente el método dominante corresponde al denominado método convencional de perforación y tronadura. El método de perforación y tronadura (Drill & Blast) se ha utilizado por largo tiempo en la industria, en distintas aplicaciones y dimensiones de obras subterráneas, tiene la característica principal que puede ser utilizado en túneles, cavernas y otras infraestructuras.

En la actualidad, los equipos de perforación hidráulicos con diferentes niveles de automatización son ampliamente utilizados para la construcción de tuneles. El cambio en el uso de fuego y agua para la utilización de explosivos avanzó desde la pólvora a la nitroglicerina pasando por la dinamita a la emulsión, en conjunto con innovaciones en la perforación desde la perforación manual a las perforadoras hidráulicas automatizadas, en consecuencia mejoraron las tasas de avance y la seguridad en la perforación y tronadura como se muestra en el Figura 3.1 [34].

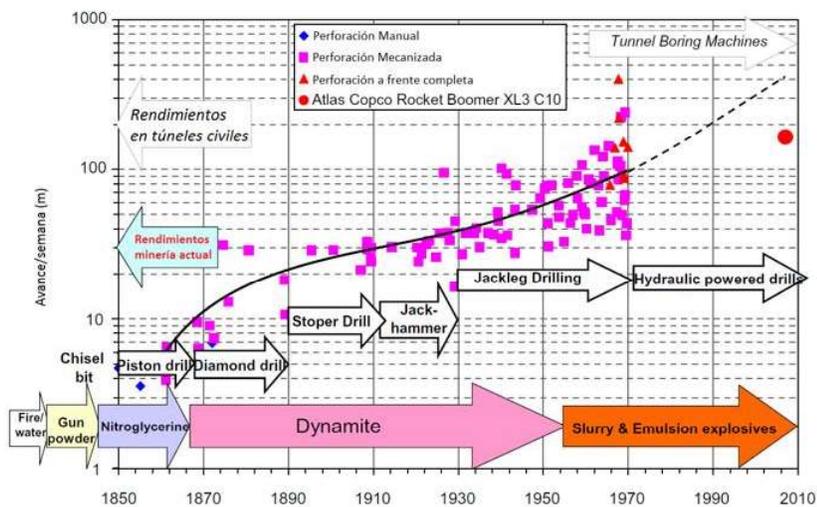


Figura 3.1: Rendimientos de avance en minería entre 1850 y 2010.

En la década del 80, el ANFO fue reemplazado por la dinamita y similares para la construcción de túneles. La razón principal, se fundamenta en el costo y la eficiencia en el proceso de carga. Durante los últimos años, la nueva tendencia ha generado un reemplazo del ANFO por emulsiones dadas las ventajas de este último.

Principalmente, en términos de rendimiento, la invención de perforadoras hidráulicas en roca en la década de los 70's fue un gran progreso en la velocidad de perforación, economía y mejoramiento de las condiciones de trabajo para operadores. La Figura 3.2, apoya el hecho y muestra el desarrollo general de perforadoras en roca y jumbos [38].

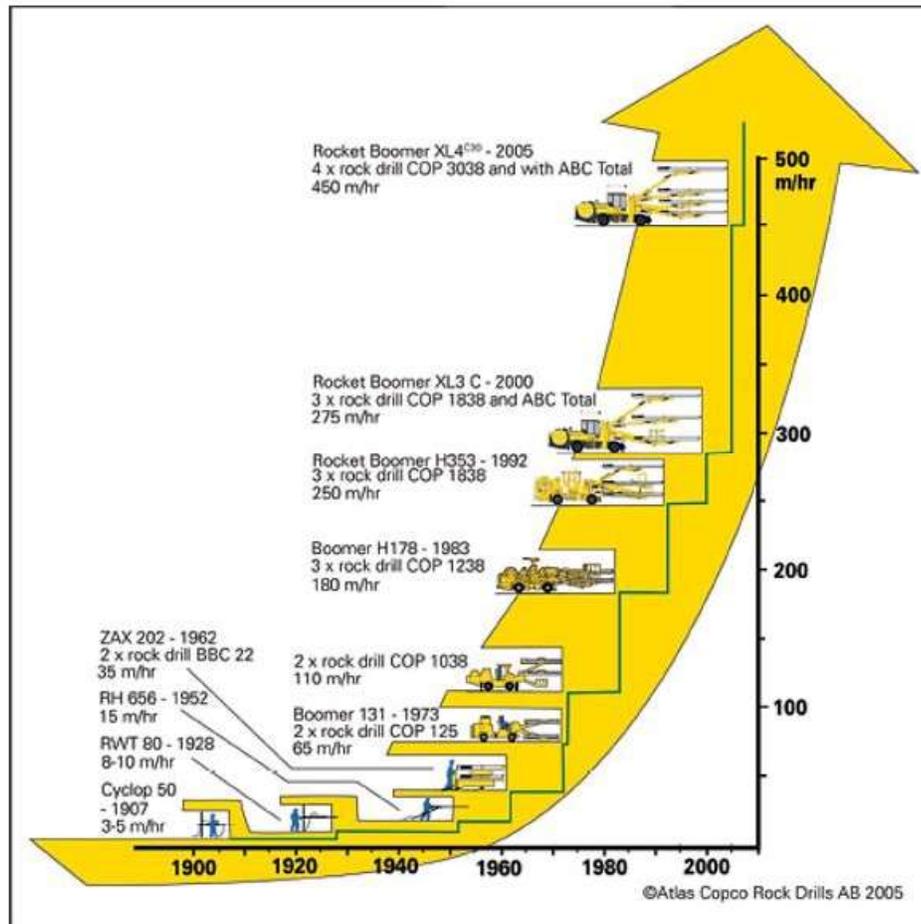


Figura 3.2: Desarrollo Perforación 1905 – 2005, metros perforados por hora.

Sin embargo, la toma de decisión del tipo de explosivo a utilizar depende de distintos factores fundamentados en costos, propiedades de la roca y de los mismos explosivos, en términos generales los costos totales se han reducido en el proceso de la tronadura a causa de las nuevas tecnologías.

### 3.2.1. Perforación y Tronadura Convencional.

Generalmente el avance en el desarrollo de túneles se realiza mediante el proceso de perforación y tronadura en ciclos sucesivos. El ciclo se divide en seis operaciones principales, perforación del frente, carguío y tronadura, ventilación, acuñadura, extracción de marina y fortificación. A continuación, se observa una representación gráfica del ciclo de P&T (ver Figura 3.3).

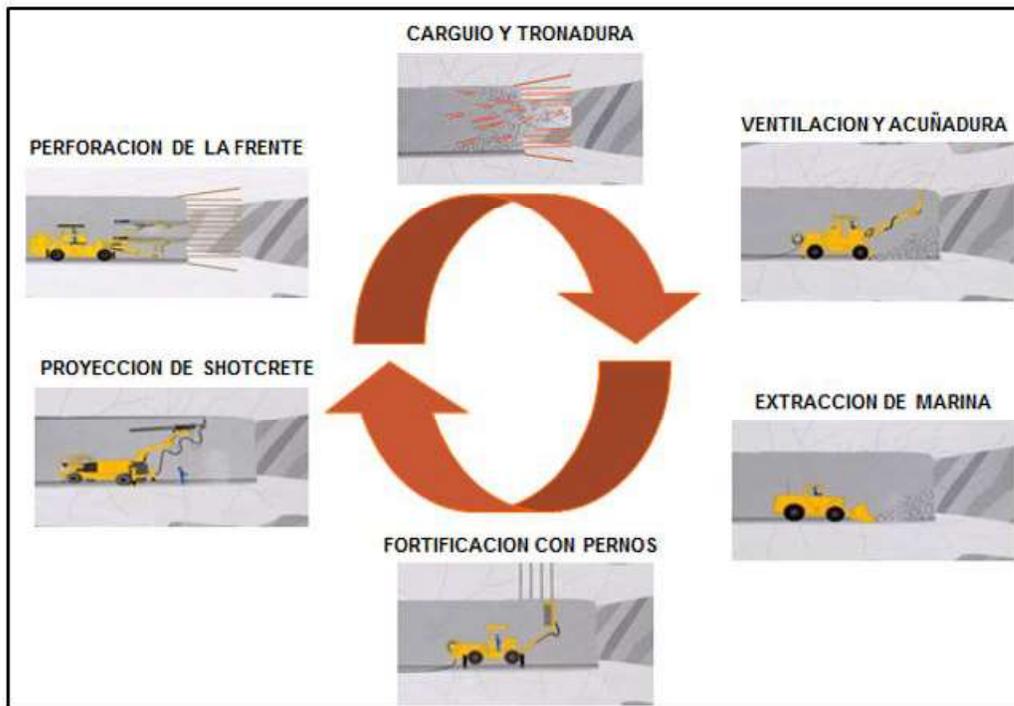


Figura 3.3: Diagrama Método convencional de Perforación y Tronadura.

Las dimensiones de los túneles con este método están limitadas directamente a las características del macizo rocoso, es decir, a mayor resistencia o calidad de roca esta permitirá dimensiones mayores para el diámetro de un túnel. El contorno y tamaño del túnel se definen mediante un diagrama de disparos en la frente de acceso, donde se estima el mejor número, diámetro y longitud de los tiros, que serán dispuestos según los requerimientos.

Por lo general el limitante de este método corresponde a la calidad de roca definida, es decir, el terreno en donde se realiza la excavación se califica según los métodos de clasificación del macizo rocoso, el que otorga un puntaje asociado a una clase de roca en específico, definido por sus características. En tunelería es bastante utilizado el método RMR que clasifica el macizo rocoso en 5 clases (de muy buena a muy pobre), como en la Tabla 3.1 ([5]).

Tipo de Clase	I	II	III	IV	V
Clasificación Tipo de Roca	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Puntaje RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<20

Tabla 3.1: Clasificación Macizo Rocosos RMR Bieniawski (1989)

A partir de esto, como la calidad de la roca se asocia a la auto sustentación del macizo se concluye que a mejor clase se permite una longitud de tiros mayor, sin poner en riesgo la dirección de los mismos, es por esto que se debe controlar el desvío de los tiros durante el proceso de perforación.

Cada una de las operaciones unitarias asociadas al método de construcción tienen una importancia trascendental, por ejemplo, la importancia de ventilar cada una de estas obras, se basa en la existencia de gases nocivos y polvos derivados del proceso de tronadura, por la acción de los explosivos y los vehículos presentes en la frente, es por esto que su dilución es fundamental y se encuentra legislado.

A grueso modo, se puede describir cada una de las operaciones, la remoción de marina se realiza mediante equipos de carguío, principalmente LHD, el cual realiza maniobras teniendo en cuenta las características propias del equipo. Este tipo de maniobra se ven ejemplificadas en la Figura 3.4. La estocada de Maniobra se ubica máximo de 200 metros de la frente, esto se hace de modo que el LHD no pierda rendimiento [24].

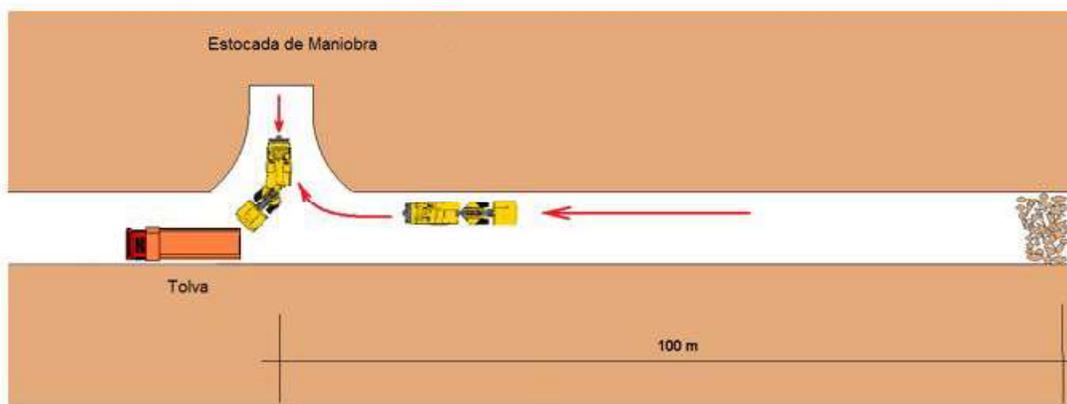


Figura 3.4: Esquema remoción de marina desde la frente.

En general, el transporte de la marina se realiza mediante camiones carreteros. La elección de estos equipos depende del rendimiento y la sección del túnel. Posteriormente, el proceso de acuñaadura se efectúa mediante equipos mecanizados, principalmente por efectos de seguridad, rapidez y eficacia, con resultados bastantes regulares. En comparación a la operación manual, esta última se realiza de previamente a la fortificación con grúas y jaulas.

Los rendimientos asociados al método de construcción se diferencian según el tipo de roca en la que se esté trabajando, a continuación, se presentan datos resultantes de dos proyectos en minería subterránea, en específico en la construcción de túneles, estos proyectos corresponden al Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea y el Nuevo Nivel Mina de Teniente. Los túneles corresponden al túnel de acceso de personal, transporte de mineral y ventilación.

Los datos del progreso de estas obras se registraron durante 6 meses y el rendimiento promedio de avance a la fecha ha sido de 135 metros por mes.

Otros factores que influyen en el rendimiento de la perforación y tronadura convencional son el largo de las perforaciones y el tiempo de ciclo efectuado durante el avance.

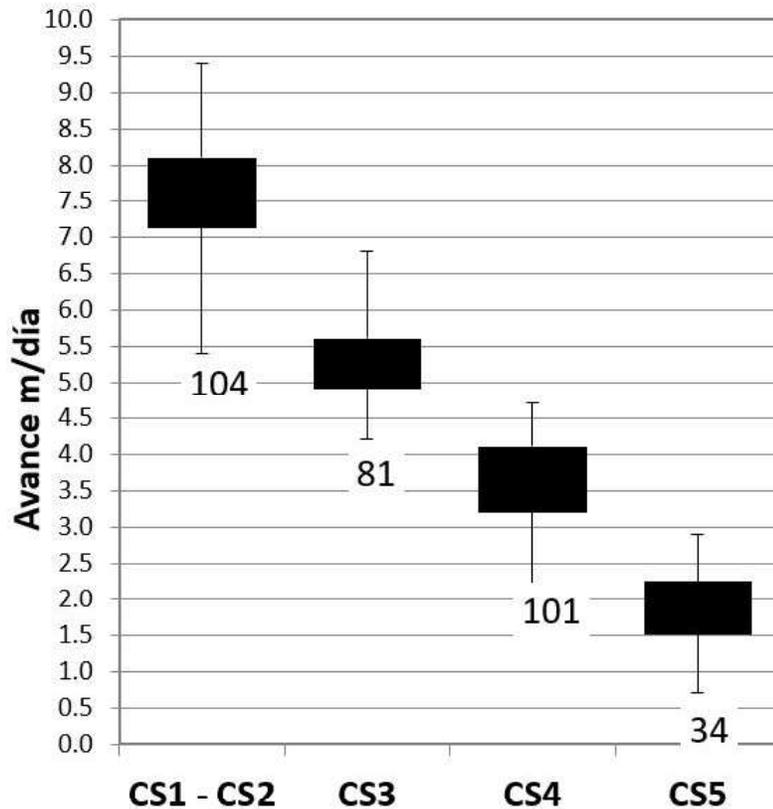


Figura 3.5: Rendimientos por clase de soporte.

Cuando se tiene una mejor calidad de roca, se permite perforación de mayor longitud y un menor tiempo en la operación de fortificación dada la auto estabilidad de la roca.

### 3.3. Métodos sin Perforación y Tronadura.

El uso de tuneladoras en la construcción de túneles dio comienzo como solución a acontecimientos puntuales durante la segunda mitad del siglo XX [18], y durante estos últimos 25 años ha sido una alternativa llamativa en la realización de estas obras. La idea de excavación bajo un techo fortificado ha evolucionado constantemente conociéndose como “excavación mecanizada a sección completa”. El aumento en el uso de este método ha sido la causante del aumento de cambios tecnológicos debido a la variación en la sección y longitud de los mismos, es por esto, que la elección del tipo de tuneladora más apropiada para la construcción de la obra es más complejo [25].

Las diferencias en los tipos de roca, condiciones de suelo y entorno a lo largo de un proyecto subterráneo, determina la diferencia en los tipos y características de las TBM's a utilizar. En la actualidad existen dos tipos principales de tuneladoras diseñadas para ser utilizadas en terrenos diferentes: TBM sin escudo (o abiertas) utilizadas en rocas duras y medias sin necesidad de soporte inicial y, por otro lado, las TBM con escudo, utilizadas en la excavación de suelos hasta rocas duras, frecuentemente inestables y a veces por debajo del nivel freático.

La Tabla 3.2 muestra una clasificación de los tipos de TBM y su campo general de aplicación [19].

TBM para Rocas		
TBM sin escudos	Máquina Escareadora	Roca Competente
	TBM Gripper	Roca Competente
TBM para Suelos		
TBM con Escudo	Frente Abierta	Suelo firme, roca suave
	Soporte Mecánico en la Frente	Suelo Firme, roca altamente alterada y fracturada
	Escudo Aire Comprimido	Suelo firme con agua subterránea, suelo mezclado con roca
	Lodo líquido/Hidro-Escudo	Arena, sueloarenosomezclado con roca
	EScudo Presión detierra Balanceada	Arcilla, suelo arcillosoezclado con roca
TBM Escudo Híbrido	Escudo Mixto	Suelo-Roca terrenos mezclados
	Doble-Escudo	Roca-Sueloterrenos cambiantes
	EPB-Lodo líquido convertible	Arcilla-Arenaterrenos diversos

Tabla 3.2: Tipos de TBM y su utilización.

La excavabilidad, se define como la facilidad que presenta un terreno para ser excavado, fue estudiada hace dos décadas por Kirsten (1982), y la excavabilidad y los modelos para predecir el rendimiento de las tuneladoras han sido estudiados por Barton (2000), Alber (2000), Bieniawski (2004), Blindheim (2005) y otros. En esencia se admite que la elección entre construir un túnel con una tuneladora y hacerlo con un método de perforación y tronadura puede ser cuantificada basándose en la calidad del terreno y las características de las tuneladoras. Un ejemplo de una expresión orientada a esta tarea es el  $Q_{TBM}$  presentado por Barton (2000). De esta revisión, se puede indicar que, en la literatura, existen seis índices relevantes:

- $RQD_{TBM}$  (Deere)
- $N$  (Kirsten)
- $RMR_{TBM}$  (Bieniawski)
- $RMi_{TBM}$  (Palmstrom)
- $Q_{TBM}$  (Barton)
- $RME$

Para el desarrollo de este estudio se consideran los tres parámetros más utilizados en el último periodo los cuales corresponden a  $RMR_{TBM}$ ,  $Q_{TBM}$  y  $RME$ .

A partir de estos parámetros es posible definir la mejor tuneladora asociada al tipo de suelo en el que se quiere trabajar, en el caso que se excaven macizos con rocas de dureza media; si el RME es superior a 75 puntos, la tuneladora más ventajosa es de Doble Escudo y si el RME es inferior a 75 puntos, la TBM más recomendable es de Escudo Simple. Obviamente, dado que un Doble escudo puede trabajar como como Escudo Simple, las TBM de Doble

Escudo pueden cubrir con ventaja todo el campo de variación de RME para rocas con  $\sigma_{ci} < 45$  [MPa]; siempre y cuando deje de utilizar los grippers y pase a apoyarse en los anillos de dovelas cuando el RME baje de 75 puntos.

Al excavar rocas de dureza media, es decir,  $\sigma_{ci} < 45$  [MPa], las TBM abiertas son los equipos que consiguen peores resultados, lo cual es debido a que, en estos suelos, de bajas resistencias, es preciso colocar una superficie de sostenimiento pesados que ralentizan el avance de las anteriormente nombradas. En el caso de los macizos con rocas duras o muy duras ( $\sigma_{ci} > 45$  [MPa]) se tienen que [4]:

- Para valores de RME comprendidos entre 70 y 80 puntos con los tres tipos se obtienen avances similares.
- Si el RME es superior a 80 puntos, las tuneladoras que proporcionan mejores resultados son las TBM abiertas.
- Si el RME es inferior a 70 puntos, las tuneladoras que proporcionan los mejores resultados son las de Escudos Simples.

### 3.3.1. TBM Gripper.

Las tuneladoras más antiguas que se conocen son las TBM abiertas y se llaman así porque el terreno excavado se puede observar inmediatamente detrás de la cabeza de la tuneladora; tal como se aprecia en la Figura 3.6.



Figura 3.6: TBM abiertas utilizadas en los túneles de Lotschberg (Suiza y San Pedro (España)).

Estas tuneladoras avanzan apoyándose contra el terreno mediante unos grippers, y para

estabilizar la excavación se colocan sostenimientos tradicionales. Además, es posible una fortificación tradicional con pernos, malla y shotcrete [6].

La maquinaria busca realizar una unión entre el avance convencional y mecanizado. Posee un Escudo de menor tamaño, por lo cual los primeros metros son para proteger la parte del accionamiento del equipo, posteriormente el sistema se apoya mediante grippers a las paredes del túnel y avanza utilizando el empuje de cilindros hidráulicos. Este tipo de TBM tiene buenos rendimientos en roca competente y dura, y este se reduce para roca blanda por el tiempo de instalación de los soportes ubicados previo al cabezal de corte.

Con respecto a los diámetros observados para estas máquinas, están en el orden de los 13 metros, sin embargo, los más utilizados se encuentran entre los 6 a 12 metros. Por otro lado, las características del terreno, la cota superior está definida por la resistencia a la compresión simple de la roca intacta (UCS) y por el contenido de cuarzo o minerales equivalentes. Su aplicación en roca dura muestra su capacidad del UCS hasta los 250 MPa, con contenidos de cuarzo del orden del 60 %.

Las TBM Gripper están compuestas por las siguientes partes principalmente (Figura 3.7[30]).

- Cabeza de corte con discos cortadores.
- Escudo de la máquina y sistema de fortificación con pernos y malla.
- Unidad trasera de respaldo con sistema de fortificación con shotcrete (Opcional).
- Sistema de empuje con Grippers.

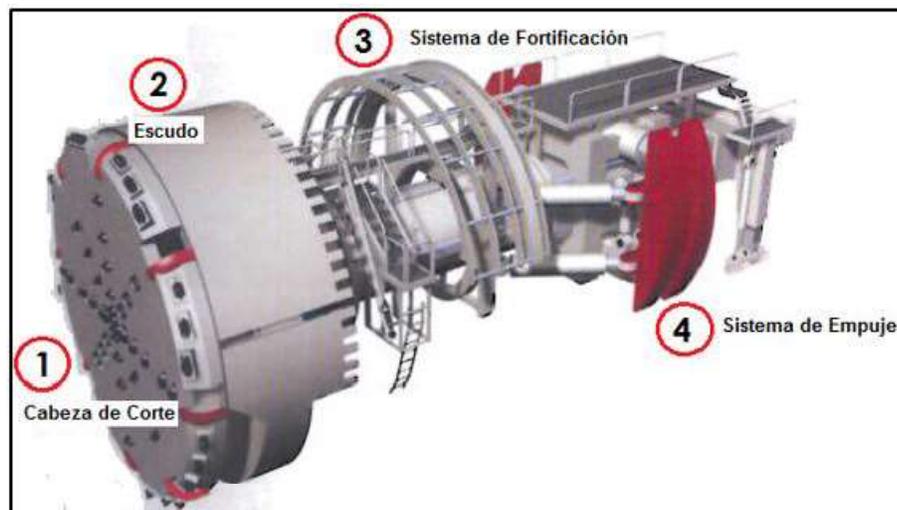


Figura 3.7: TBM Tipo Gripper o Abierta, vista en perspectiva de la cabeza de la TBM. A la derecha, en color rojo, se destacan los grippers.

La Cabeza o cabezal de corte es la sección encargada de realizar la excavación, en este sector se ubican los discos de corte, utilizados comúnmente para roca dura. En general, estos discos tienen un diámetro de 17 a 19 pulgadas y son empujados por fuerzas entre 25.000 kN hasta los 32.000 kN.

Durante el proceso la marina generada cae por gravedad en la frente excavada, de esta forma durante cada revolución la roca descende sobre el eje de la maquina y es recolectada en la parte inferior del equipo, a través de cangilones de carga ubicados en el contorno del cabezal que se encargan de recolectar la marina y conducirla al eje de la misma, donde un sistema de tolvas y correas envía la marina al exterior (Figura 3.8).

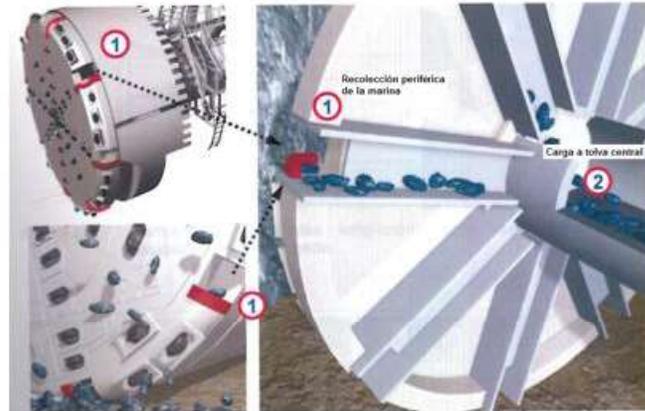


Figura 3.8: Sistemas de recolección de marinas en TBM Abiertas

El sistema de empuje que realiza la fuerza contra la roca, corresponde a la unidad gripper, con la función de generar la presión suficiente para superar la resistencia de la roca objetivo, de esta manera transmitir el torque generado por la rotación. Estos equipos se anclan con los grippers a la caja del túnel, es decir, requiere una calidad de roca que permita absorber las fuerzas y torque generado por la TBM, por conclusión requiere roca dura para su operación. [19].

Posterior al escudo, se ubican las perforadoras y mecanismos de instalación de fortificaciones, lo cual se instala simultáneamente durante al proceso de corte del cabezal. La instalación de pernos es posible realizarla en todos los ángulos, en la medida que sean requeridos, en ciertas situaciones es posible además la instalación de marcos metálicos si la información geológica lo indica, el shotcrete se instala de manera robotizada y de forma continua simultáneamente a los otros procesos de fortificación. La Figura 3.9 detalla la instalación de la fortificación.



Figura 3.9: Fortificación mecanizada para TBM tipo Gripper.

Dentro de las variables estudiadas en el uso de las TBM tipo Gripper, se encuentra la forma de los cortadores, principalmente porque influyen en el tamaño de los bloques generados durante el proceso de excavación, es por eso que sus estudios han definido una forma de espiral como la mejor opción, de manera de reducir su tamaño y frecuencia en la formación de bloques de gran tamaño [20]. Otro factor influyente que ha evolucionado mediante la experiencia es la cantidad y tamaños de palas para recoger el material, aumentado su cantidad y reduciendo su tamaño de manera de disminuir y regular el tamaño de las rocas.

### 3.3.2. TBM de Escudo Simple.

Las tuneladoras con escudo simple son equipos diseñados con cabezal que se integra en la estructura de un escudo simple. Sus aplicaciones se enfocan en terrenos de baja competencia donde el uso de grippers no es factible debido a la calidad de la caja, es decir, no es capaz de absorber el empuje requerido para la generación del torque.

Las TBM con escudo extraen la marina mediante cangilones incorporados en la cabeza de corte que descargan, por gravedad, en una cinta transportadora similar a las TBM abiertas. Los elementos que componen a estas máquinas son (Figura 3.10) [30].

- Cabeza de corte con discos cortadores para roca de baja competencia
- Sistema de acarreo de marina con correas transportadoras.
- Sistema erector semiautomático de dovelas prefabricadas para fortificación en los 360° del túnel.
- Sistema de empuje en sentido longitudinal de la máquina con émbolos hidráulicos ubicados en todo el perímetro del escudo.

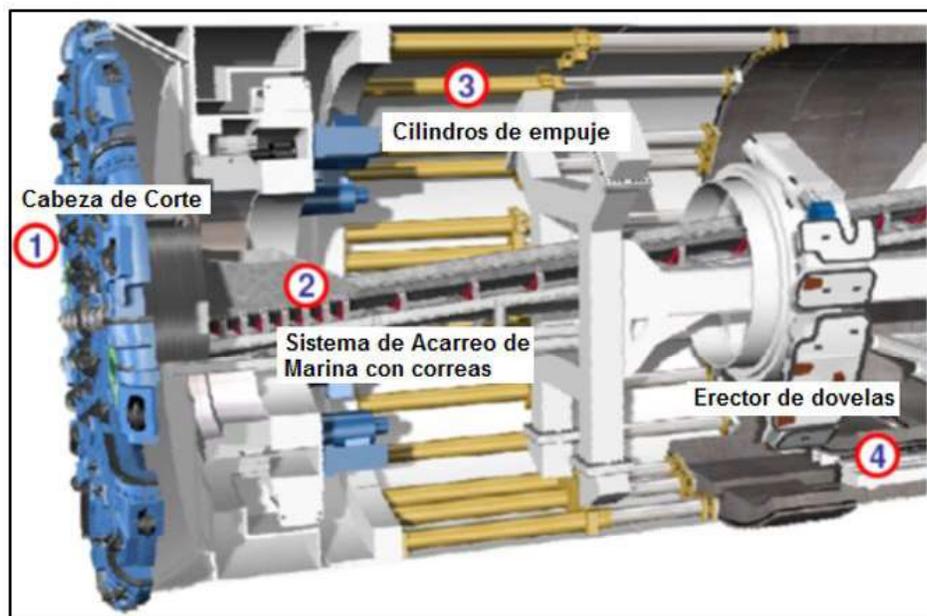


Figura 3.10: TBM de Escudo Simple.

Comparativamente a las anteriores, no existe presencia de grippers en la estructura, ya que el avance de la excavación se realiza mediante cilindros de empuje orientados paralelamente a la dirección de la máquina, estos son apoyados sobre estructuras de hormigón prefabricadas, lo que produce interrupciones durante el proceso de desarrollo por la instalación de las dovelas, generando un reinicio del ciclo cuando el anillo des completamente finalizado.

Las ventajas de este tipo de equipos, es el buen control de la subsidencia en el perímetro del túnel, esta se consigue por acción de su escudo, la dovela de hormigón y el mortero de concreto inyectado. Sin embargo, poseen un costo mayor y su rendimiento en terrenos de mayor resistencia es menor, consiguiendo avances sensiblemente menores que las tuneleras de tipo Gripper.

Con respecto a la fortificación utilizada, esta no se realiza simultáneamente al corte del cabezal, es por esto que el rendimiento de avance de este tipo de TBM es limitado por la operación unitaria, donde el montaje de las dovelas es automático, pero el anclaje y unión es manual. En conclusión, el tiempo de fortificación suele ser mayor que la operación de perforación.

### 3.3.3. TBM de Escudo Doble.

En comparación a los equipos de escudo simple, se busca una mayor producción a través de modificaciones. Una TBM de doble escudo asegura el avance más rápido por el funcionamiento del sistema de montaje de las dovelas, debido a que se puede realizar simultáneamente al desarrollo de la máquina.

La diferencia entre las TBM de escudo simple y doble, es que estas últimas solucionan el problema de instalación de las dovelas mejorando el avance, provocando un aumento del tiempo de duración del ciclo, existen equipos de doble escudo que incorporan que incorporan tecnología de cilindros de empuje y grippers de manera de reducir las interrupciones en la instalación de soportes.

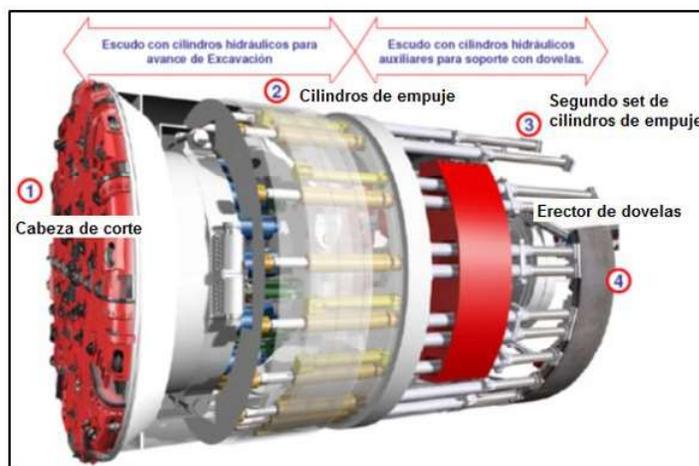


Figura 3.11: TBM de Escudo Doble.

En la Figura 3.11 se observa una TBM de Doble Escudo con los 2 grupos de cilindros hidráulicos (permiten una fortificación y excavación simultanea).

El uso combinado de grippers y cilindros de empuje, permiten que estos equipos puedan excavar de manera continua mientras se encuentre disponible. Sin embargo, es muy complicado que pueda llevarse a cabo de manera plena, puesto que cuando el terreno es de mala calidad, los grippers no pueden generar el torque necesario con las cajas, de manera que el cabezal posee poca fuerza de empuje, en estos casos puntuales el equipo funciona como escudo simple y cambia el uso de apoyos laterales por basales. Además, otra ventaja se fundamenta en la posibilidad de instalar dovelas de hormigón prefabricado en tramos de terreno de media y mala calidad geotécnica; mientras que en los terrenos de buena calidad el sostenimiento temporal de labor y fortificación definitiva se pueden hacer elementos convencionales como pernos, malla y shotcrete.

En términos de seguridad un túnel excavado con escudos es seguro, ya que el revestimiento del túnel se realiza completamente con elementos de hormigón diseñados en el momento. Las TBM de doble escudo, al igual que las de escudo simple, incorporan el sistema erector de dovelas de hormigón prefabricado, salvo que en este tipo de TBM es posible la excavación y montaje de dovelas simultaneo, por ello el ciclo de trabajo en estos equipos puede ser relativamente más rápido que en una TBM de Escudo Simple. Además, están diseñadas especialmente para aplicaciones en terrenos competentes, especialmente donde exista una presencia menor de rocas de mala calidad geotécnica, como, por ejemplo, fallas y contactos litológicos.

El ciclo de trabajo característico de las TBM con doble escudo se puede resumir en lo siguiente:

- Perforación con la cabeza de corte y revestimiento con dovelas de hormigón simultáneamente.
- Retracción de los émbolos de empuje para el nuevo alcance.
- Reinicio de un nuevo ciclo de perforación y revestimiento de dovelas de hormigón.

### **3.3.4. TBM tipo EPM.**

Las TBM tipo EPB (Earth Pressure Balanced) presurizadas, se utilizan para túneles urbanos con el objetivo de controlar las deformaciones en superficies. Su técnica consiste en utilizar el mismo terreno que se excava en el frente, presurizarlo y modificarlo utilizando inyección de materiales químicos, de esta manera soportar el avance en el túnel [30].

Estas TBM, se han creado para resolución del problema de estabilidad en el frente de excavación cuando el terreno es inestable. Esta situación se produce en los túneles excavados en terrenos tipo suelo o constituidos por roca blanda y a una profundidad considerable (Figura 3.12).



Figura 3.12: Maqueta de un escudo tipo EPB de frente cerrado.

Para controlar la estabilidad de la frente de excavación, las EPB están provistas de una cámara especializada, esta se ubica presurizada antes, durante y después del proceso de avance, de tal forma de igualar la presión y reducir la producción de deformación instantánea producto del desconfinamiento de la roca. La excavación se produce por el empuje de los cilindros hidráulicos, la rotación del cabezal y el ablandamiento del terreno. El sistema de empuje utiliza cilindros hidráulicos al igual que las de escudo simple para roca dura.

Las características y elementos que componen las tuneleras EPB son (Figura 3.13):

- Cabeza de corte con raspadores para terrenos blandos
- Cámara de excavación de amasado del terreno con y sin peraecondicionamiento.
- Cámara de presión de aire comprimido, utilizado para igualar la presión de la frente de excavación.
- Cilindros de empuje común de las TBM de escudo simple.
- Tornillo sin fin para evacuación de la marina de la cámara de excavación.
- Sistema erector de dovelas para fortificación con dovelas de hormigón prefabricado.

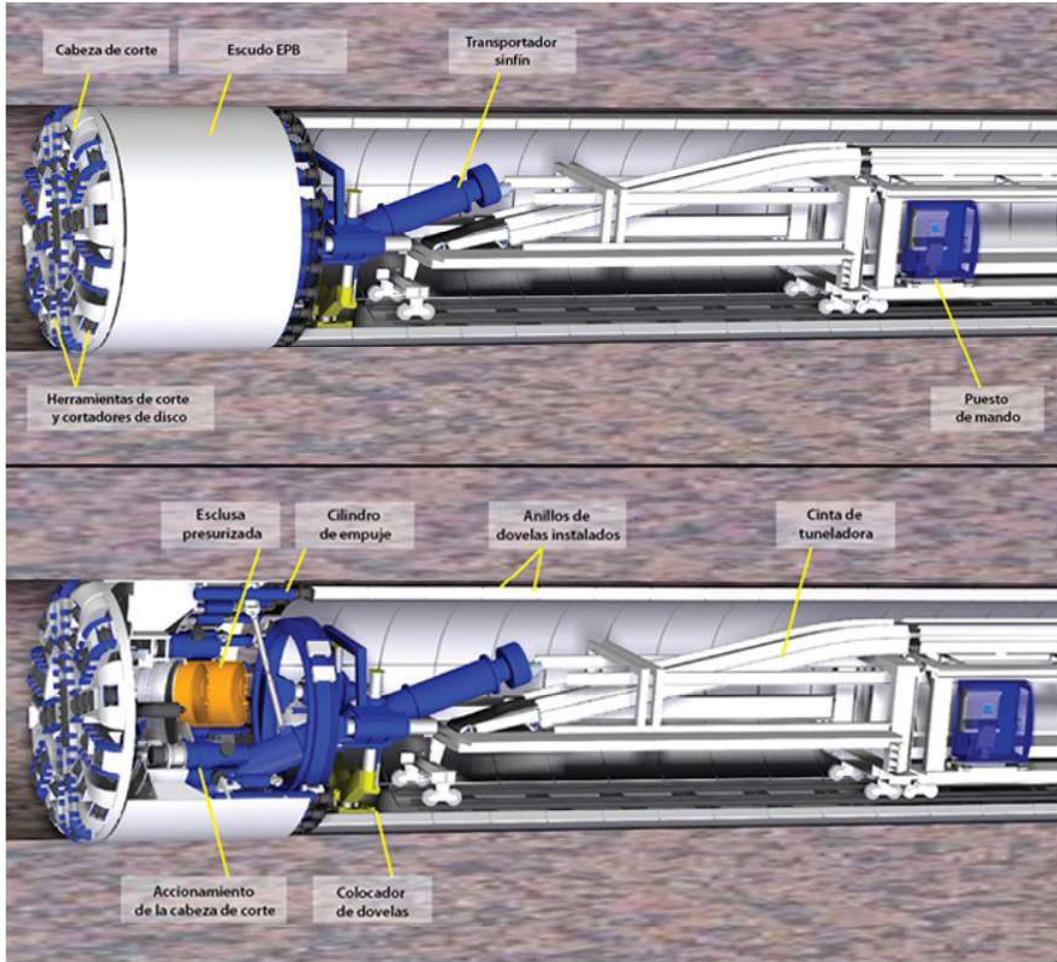


Figura 3.13: Elementos de una TBM tipo EPB.

# Capítulo 4

## Clasificación geomecánica y dependencia de variables

### 4.1. Clasificación Geomecánica

Cada forma de construcción de túneles considera distintos parámetros geomecánicos para la toma de decisión sobre que equipos e insumos son mejores en la realización de la obra. Estas variables responden a una descripción del macizo rocoso desarrollada específicamente, sin embargo, existen relaciones geológicas y matemáticas para el cálculo de cada uno de ellos. A partir de esto, se debe conocer la información sobre cada una de las variables, tanto en su forma medición y calculo, como en su dependencia con las otras variables de estudio. En el Capítulo 3 se definen los principales métodos de construcción, los cuales consideran o no perforación y tronadura para el desarrollo de la obra, estos métodos son seleccionados según las clasificaciones geotécnicas de manera de máxima los rendimientos y cumplimiento de los plazos de un proyecto [34].

Dentro de las clasificaciones geomecánicas mas destacadas están las desarrolladas por Bieniawski en 1973, denominada Rock Mass Rating (RMR), la cual clasifica las rocas in-situ en clases según las características medidas y observadas, esta clasificación ha sido modificada en distintas ocasiones de manera de captar de mejor manera la variabilidad del macizo rocoso para posteriormente asignarle puntajes. Otra clasificación corresponde a la definida por Barton en 1974, esta corresponde a una clasificación de la calidad de roca en función de su estabilidad, más específicamente en la construcción de túneles, esta fue desarrollada con un análisis de registros de túneles (200 casos aproximadamente), en donde principalmente se buscó una correlación entre el tipo de soporte utilizado y la estabilidad del túnel, los rangos van desde 0.001 hasta 1000, separando la roca desde una calidad mala a excepcionalmente buena[5]

Sin embargo, para los métodos de construcción sin perforación y tronadura existe un parámetro que ha sido estudiados muy fuertemente en la última década, este corresponde al índice Rock Mass Excavability o RME, este fue presentado en 2006, para evaluar las propiedades de excavabilidad del terreno y ser utilizado como una herramienta para escoger el

tipo de tuneladora más apropiado para la construcción de una obra subterránea, el parámetro corresponde a un asignación de puntajes en función de ciertos criterios fundamentales, además este índice permite la relación entre los rendimientos esperados de los equipos y la calidad de roca. Sin embargo, hasta la fecha existen escépticos que continúan utilizando otros índices para la evaluación del uso de TBM en túneles, esto será evaluado oportunamente y de manera de demostrar la fiabilidad de esta clasificación [37].

Considerando los alcances de este trabajo, se busca la obtención de modelos de esfuerzos asociados a la roca in-situ, previo a la alteración por acción de la excavación, para lo cual se evalúa el uso del índice de Resistencia Geológica o GSI, el cual corresponde a un sistema de caracterización del macizo rocoso que satisface la necesidad de datos de entrada para una evaluación de esfuerzos inducidos. Esta clasificación se ha utilizado en proyectos de diseño de túneles, considerando aspectos geológicos del material junto con la evaluación visual de este, de esta manera generar los parámetros de entrada de manera directa para la predicción de la resistencia de la roca o de la deformabilidad. Este enfoque permite considerar al macizo como un continuo sin perder la influencia geológica presente en él y en sus propiedades, además, proporciona un campo para caracterizar rocas de difícil descripción [27].

#### **4.1.1. Clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR)**

La clasificación Rock Mass Rating fue diseñada por Bieniawski en 1973, sin embargo, esta fue adaptándose según los avances en la investigación sobre macizos rocosos, es así como en 1976 publicó los detalles de una clasificación de rocas denominada Clasificación de Geomecánicas o sistema de Clasificación de Masas de Roca (RMR). A lo largo de los años, este sistema ha sido perfeccionado a medida que se examinan más expedientes de casos, y por consecuencia se han realizado cambios significativos en los puntajes asociados a distintos parámetros. Tanto la versión de 1989 y 1976 tratan de estimar la fuerza de los macizos, por lo que consideran distintos parámetros que influyen en ciertos aspectos a la resistencia de la roca, los seis ítems que se utilizan para la clasificación de una roca utilizando este sistema son []:

- Resistencia a la compresión uniaxial del material de roca.
- Designación de calidad de roca (RQD).
- Espaciado de discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condiciones del agua subterránea.
- Orientación de las discontinuidades.

Al utilizar este sistema de clasificación, la masa rocosa se divide en una serie de categorías o clases en función de sus características estructurales, generando de esta manera regiones limitadas según su condición. Los límites de las regiones estructurales coinciden principalmente con una serie de características geológicas del sector, por ejemplo, la condición de agua afectada por el nivel freático de la región, familias de discontinuidades generadas por procesos de formación geológicos distintos, o estructuras de mayor magnitud como los son fallas que pueden mostrar el límite de los tipos de roca por acción del desplazamiento de

los bloques de rocas. En ciertos casos, existen cambios considerablemente para rocas muy similares con una diferencia en un parámetro específico, es por esto, que se asume una mayor ponderación a las variables más significativas en la clasificación, por ejemplo, los cambios significativos en el espaciamiento de las discontinuidades o las características de las mismas, para un mismo tipo de roca y características comparablemente similares, generan clases distintas de manera que se divide la roca en más regiones estructurales pero de menor tamaño [].

El sistema de clasificación de masas de roca se presenta en la Tabla 4.1, dando la clasificación de las características, es decir, de los seis parámetros enumerados anteriormente. Estas clasificaciones se suman para dar un valor de RMR.

Parámetro			Rango de Valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo carga puntual	>10[MPa]	4-10[MPa]	2-4[Mpa]	1-2[Mpa]			
		Compresión simple	>250[Mpa]	100-250[MPa]	50-100[MPa]	25-50[MPa]	5-25[MPa]	1-5[MPa]	<1[MPa]
	Valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90 %-100 %	75 %-90 %	50 %-75 %	25 %-50 %	< 25 %		
	Valor		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las discontinuidades		> 2[m]	0.6-2[m]	0.2-0.6[m]	6-20[cm]	< 6[cm]		
	Valor		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de las Discontinuidades	<1[m]	1-3[m]	3-10[m]	10-20[m]	>20[m]		
		Valor	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1[mm]	0.1-1[mm]	1-5[mm]	>5[mm]		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy Rugosa	Rugosa	Ligeramente Rugosa	Ondulada	Suave		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5[mm]	Relleno duro >5[mm]	Relleno blando <5[mm]	Relleno blando >5[mm]		
		Valor	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente Alterada	Moderada Alteración	Muy Alterada	Descompuesta		
Valor	6	5	3	1	0				
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Pagua/Pprric	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condiciones Generales	Completamente Seca	Ligeramente Húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	Valor	15	10	7	4	0			

Tabla 4.1: Asignación de puntajes RMR Bieniawski (1989)

#### 4.1.2. Clasificación Q de Barton

El método de clasificación de Barton de 1974 se desarrolló para estimar la fortificación de túneles en función del índice Q de calidad geotécnica, definido como:

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

donde el primer cociente corresponde a una estimación del tamaño de los bloques que conforman el macizo rocoso, el segundo cociente corresponde a una estimación de la resistencia

al corte entre los bloques, y el tercer cociente representa la que Barton denomina esfuerzo activo. Los parámetros que definen estos valores son [26]):

- RQD: es la designación de la calidad de roca definida por Deere en 1967.
- $J_N$ : es el coeficiente asociado al número de sets de estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Set Number).
- $J_R$ : es un coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Roughness Number).
- $J_A$ : es el coeficiente asociado a la condición o grado de alteración de las estructuras presentes en el macizo rocoso (Join Alteration Number).
- $J_W$ : es un coeficiente asociado a la condición de aguas en las estructuras presentes en el macizo rocoso (Join Water Reduction Factor).
- SRF: es un coeficiente asociado al posible efecto de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso (Stress Reduction Factor).

Los cálculos de estas variables se estudian con detalle en partes más avanzadas del capítulo.

### 4.1.3. Índice de Resistencia Geológica (GSI)

Se requieren estimaciones confiables de las características de resistencia y deformación de las masas rocosas para casi cualquier tipo de análisis utilizado para el diseño de excavaciones superficiales. Hoek y Brown propusieron un método para obtener estimaciones de la resistencia de las masas rocosas articuladas, basado en una evaluación del bloqueo de bloques de roca y la condición de las superficies entre estos bloques. Este método fue modificado a lo largo de los años para satisfacer las necesidades de los usuarios que lo aplicaron a problemas que no fueron considerados cuando se desarrolló el criterio original [?].

El sistema GSI se basa en la descripción de la estructura de la roca y de las condiciones de superficie, esta clasificación se determina en campo basándose en la experiencia del profesional y siguiendo pautas definidas, estas son posibles apreciarlas en el Anexo B, sin embargo, muchos factores puntuales deben ser analizados y calculados por pruebas de laboratorio. Este sistema fue desarrollado para la estimación de la reducción de la resistencia del macizo rocoso, para diferentes condiciones geológicas identificadas por las observaciones de campo, de esta forma tener en cuenta las rocas altamente heterogéneas que se componen de rocas débiles, foliadas o estratificadas, por ejemplo.

Para el desarrollo del modelo de esfuerzos in-situ, uno de los índices que se requiere es el GSI, ya que corresponde a estudios que se enfocan en la relación entre los términos descriptivos geológicos y los parámetros de comportamiento medibles, tales como el espaciamiento de las discontinuidades, su rugosidad, etc., estas últimas pueden ser consideradas como variables aleatorias del sistema de manera de capturar la variabilidad del macizo.

Para determinar el valor de GSI no se utilizará las tablas de descripción presentes en el Anexo A, en este caso se determinará en función del volumen de bloques y el factor de condición de superficie de juntas, estos son detallados a continuación.

## Volumen del bloque

Este factor se determina en función del espaciamiento, orientación conjunta, número y persistencia de las discontinuidades. El tamaño de bloque es una expresión volumétrica de densidad conjunta, definida por:

$$V_b = \frac{S_1 * S_2 * S_3}{\text{sen}(\gamma_1) * \text{sen}(\gamma_2) * \text{sen}(\gamma_3)} \quad (4.1)$$

donde  $S_i$  representa el espaciamiento de las discontinuidades específicas y  $\gamma_i$  el ángulo entre los sets. A continuación, se representa gráficamente los parámetros influyentes en el cálculo de este factor (Figura 4.1).

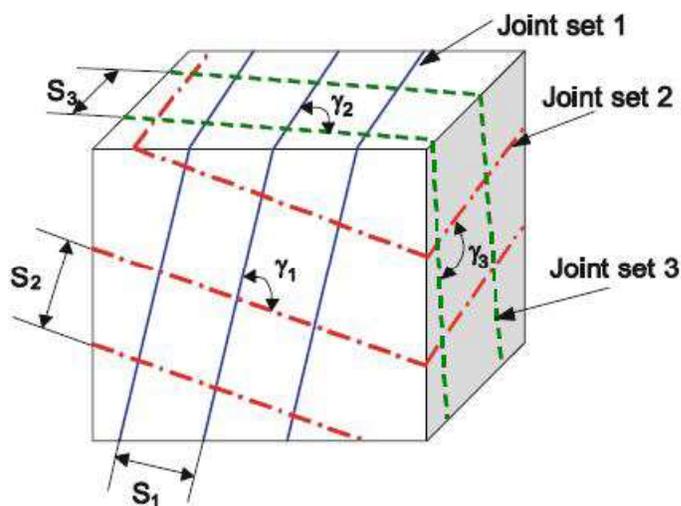


Figura 4.1: Volumen de bloque delimitado por set de discontinuidades

Si las discontinuidades no son persistentes, es decir, su longitud se ve segmentada por continuidad de la roca (puentes de roca), la fuerza de la roca tiende a ser más alta y la estabilidad global del sistema será mayor. En rigor, la persistencia conjunta debe definirse utilizando el área obtenida en un estudio de campo. Para este caso se define el factor de persistencia conjunta  $P_i$ , el cual se define en la ecuación siguiente.

$$P_i = \begin{cases} \frac{\bar{l}_i}{L} & \bar{l}_i < L \\ 1 & \bar{l}_i \geq L \end{cases} \quad (4.2)$$

donde  $\bar{l}_i$  es longitud acumulada del conjunto de discontinuidades y  $L$  es la longitud característica del macizo.

Utilizando este factor, se modifica la relación escrita anteriormente de manera de considerar la persistencia de los sistemas de estructuras en el sector. Obteniendo la siguiente relación [11].

$$V_b = \frac{S_1 * S_2 * S_3}{\sqrt[3]{P_1 * P_2 * P_3} * \text{sen}(\gamma_1) * \text{sen}(\gamma_2) * \text{sen}(\gamma_3)} \quad (4.3)$$

## Factor de condición de discontinuidades

En el sistema GSI, la condición de la superficie de las discontinuidades se define por la rugosidad, la condición de alteración y la condición de relleno. La combinación de estos factores define la resistencia de una superficie de junta o de bloque. Este factor de condición conjunta,  $J_c$ , se define como [11]:

$$J_C = \frac{J_W * J_S}{J_a} \quad (4.4)$$

Las definiciones de rangos de estas variables son explicadas en etapas avanzadas del capítulo.

## Calculo de GSI a partir de los factores $V_b$ y $J_C$

En respuesta a los errores asociados a la interpretación geológica, Cai y Kaiser en el año 2006 propusieron la siguiente ecuación para el cálculo de GSI en función de  $V_b$  y  $J_C$

$$GSI = \frac{26,5 + 8,79 * \ln(J_C) + 0,9 * \ln(V_b)}{1 + 0,0151 * \ln(J_C) - 0,0253 * \ln(V_b)} \quad (4.5)$$

A partir de esto se observa, que para la aplicación del sistema GSI en la caracterización del macizo rocoso, dos grupos de parámetros deben ser determinados. Uno de ellos son el parámetro de la roca intacta que incluye  $\gamma_{Ci}$  y  $m_i$ , el otro grupo considera las características de las discontinuidades, que se dividen en los parámetros geométricos (define  $V_b$ ) y la resistencia de las juntas (define  $J_C$ ) [12].

### 4.1.4. Índice de excavabilidad (RME)

El índice Rock Mass Escavability fue presentado en el congreso de ITA celebrado en Seoul,[7], para evaluar la excavabilidad del terreno y ser utilizado como una herramienta para la selección del tipo de tuneladora más apropiado para la construcción de un túnel. El RME consta de cinco parámetros fundamentales que describen las características principales del macizo, de manera de calificarlo según los fundamentos principales de la selección de equipos. La suma de estos cinco parámetros varía entre 0 y 100 puntos, cuanto mayor es su valor más fácilmente resulta la excavación del terreno[6].

Previo a la existencia del RME no existía una metodología específica para la valoración del concepto de excavabilidad de un terreno, ya que principalmente los índices habitualmente empleados para evaluar el comportamiento tensional del terreno, como el RMR de Bieniawski o el Q de Barton, no consideran parámetros que se relacionan a la excavabilidad y su aplicación para predecir los avances de las tuneladoras no son efectivos, los resultados llevan consigo a una gran dispersión. Para solventar este problema y en base a experiencias en el uso de tuneladoras a nivel mundial, se desarrolló el índice denominado Rock Mass Escavability (RME)

que, inicialmente, se orientó hacia la previsión de los avances de las tuneladoras. El RME tiene una estructura similar a la del RMR, ya que se calcula mediante la valoración con puntajes de cinco parámetros, aunque se diferencia de él en que tres de los cinco parámetros están relacionados a la excavabilidad. Los parámetros que son necesarios evaluar para su cálculo son los siguientes [4]

1. Resistencia a compresión de la roca intacta ( $\sigma_{ci}$ ): 0-25 puntos.
2. Drilling Rate Index (DRI): 0-15 puntos.
3. Discontinuidades en el frente de excavación: 0-30 puntos.
4. Tiempo de Autoestabilidad del frente: 0-25 puntos.
5. Afluencia de agua en el frente: 0-25 puntos.

Algunos de los parámetros medidos se llevan a cabo en pruebas de laboratorio como lo son la resistencia a la compresión simple y el índice DRI, otros por otro lado dependen de un levantamiento geotécnico en terreno como las discontinuidades y afluencia de agua y otros dependen de gráficos asociados a características del macizo rocoso.

La Tabla 4.2 continuación muestra medios para la evaluación de los cinco parámetros que integran el RME, esta tabla generalmente es utilizada en terreno para tener una pequeña idea del valor del índice RME; aunque para evitar interpolaciones y conseguir mayor precisión es más recomendable utilizar los gráficos de las Figuras 4.2, 4.3 y 4.4, tanto gráfica como matemáticamente.

Resistencia a Compresión uniaxial para la roca intacte [0-25 puntos]											
$\sigma_{ci}$ [MPa]	<5		5-30		30-90		90-180		>180		
Puntuación para el valor central	4		14		25		14		0		
Perforabilidad [0-15 puntos]											
DRI	>80		80-65		65-50		50-40		<40		
Puntuación para el valor central	15		10		7		3		0		
Discontinuidades en el frente de excavación [0-30 puntos]											
Homogeneidad			Número de Juntas por metro				Orientación con respecto al eje del túnel				
Homogéneo			Mixto	0-4	4-8	8-15	15-30	>30	Perpendicular	Oblicua	Paralela
Puntuación para el valor central	10	0	2	7	15	10	0	5	3	3	
Tiempo de autoestabilidad [0-25 puntos]											
Horas	<5		5-24		24-96		96-192		>192		
Puntuación para el valor central	0		2		10		15		25		
Afluencia de Agua [0-25 puntos]											
Litros/seg	>100		70-100		30-70		10-30		<10		
Puntuación para el valor central	0		1		2		4		5		

Tabla 4.2: Sistema de clasificación RME

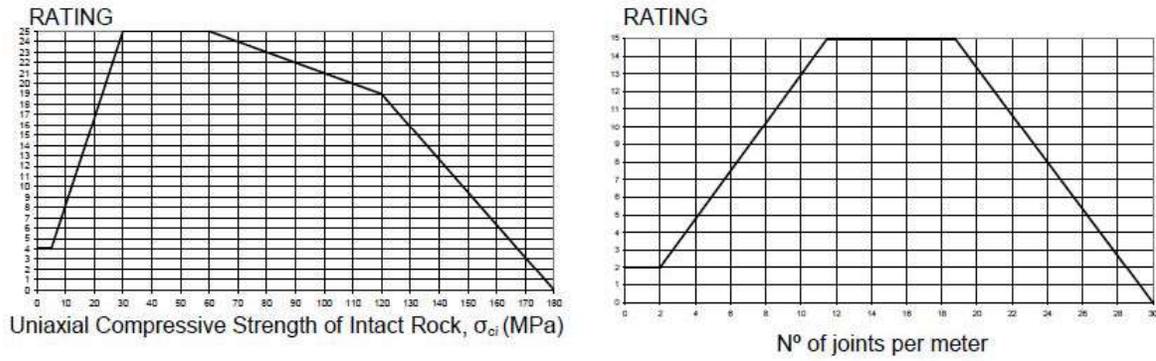


Figura 4.2: Gráficos para la valoración de  $\sigma_{ci}$  y del número de discontinuidades en el frente.

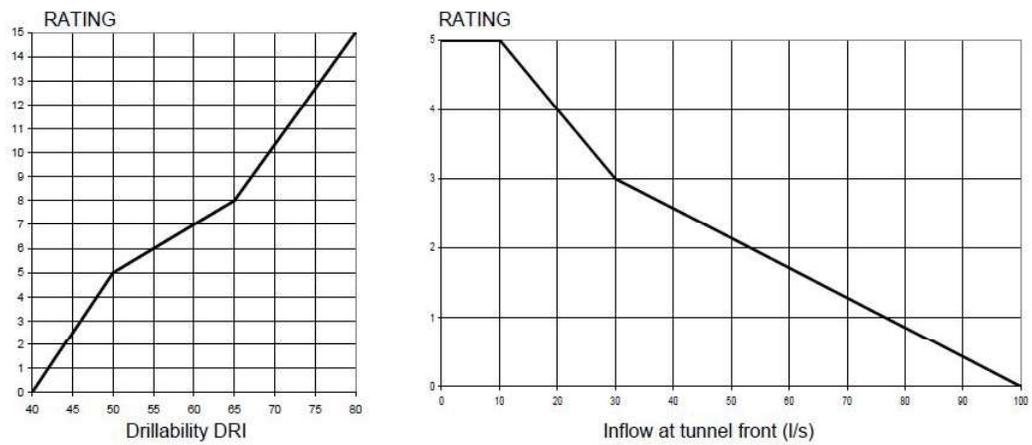


Figura 4.3: Gráficos para la valoración del DRI y Afluencia de Agua.

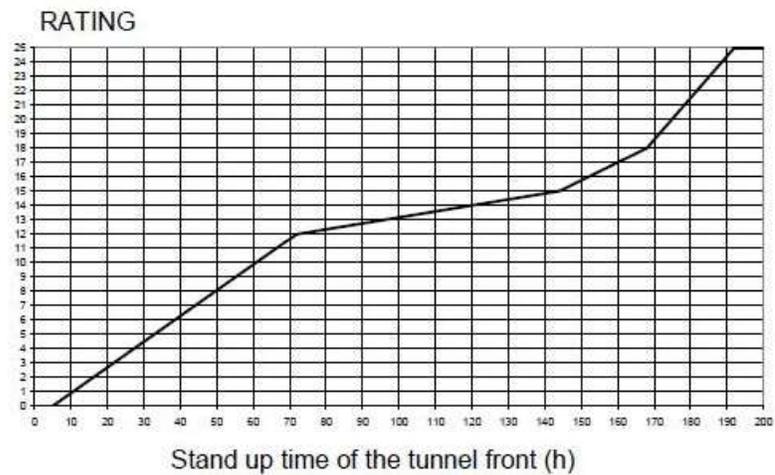


Figura 4.4: Gráfico para la valoración del Tiempo de Autoestabilidad.

Para valorar la homogeneidad del frente del túnel se ha considerado que los terrenos se pueden clasificar en tres grandes grupos; según el valor de la resistencia a compresión simple de la roca intacta ( $\sigma_{ci}$ ):

- Rocas semi-duras:  $\sigma_{ci} < 45$  [MPa]
- Rocas duras:  $45 < \sigma_{ci} < 120$  [MPa]
- Rocas muy duras:  $\sigma_{ci} > 120$  [MPa]

A partir de estos tres grupos se han considerado seis situaciones típicas para el frente de un túnel, que, con sus valoraciones, se muestran en la Figura 4.5.

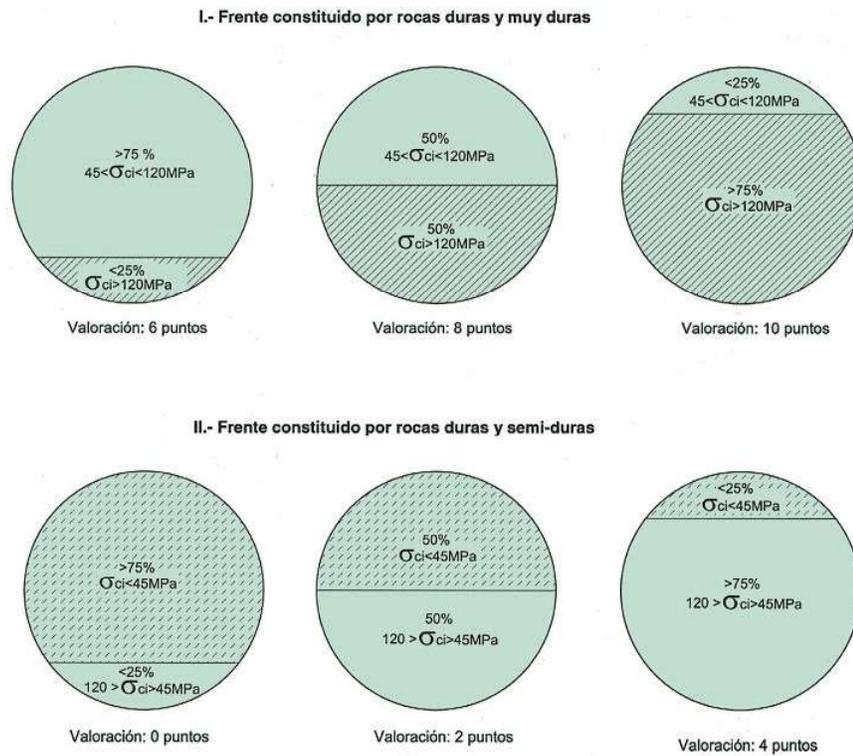


Figura 4.5: Valoración del grado de homogeneidad del frente.

Por otro lado, las relaciones matemáticas de los gráficos anteriores son enumeradas a continuación, de esta manera se pueden obtener datos más precisos y calcular de manera más rápida sin la interpretación gráfica mostrada anteriormente.

$$P(x) \begin{cases} 4 & 0 \leq x < 4 \\ 0,875x - 1,25 & 4 \leq x < 30 \\ 25 & 30 \leq x < 60 \\ -0,1x + 31 & 60 \leq x < 120 \\ -0,317x + 57 & 120 \leq x < 180 \\ 0 & 180 < x \end{cases} \quad (4.6)$$

La Ecuación 4.6 es una función del puntaje según la resistencia a la compresión uniaxial calculada en el laboratorio.

$$P(x) \begin{cases} 2 & 0 \leq x < 2 \\ 1,37x - 0,74 & 2 \leq x < 11,5 \\ 15 & 11,5 \leq x < 19 \\ -1,36 + 40,9 & 19 \leq x < 30 \\ 0 & 30 < x \end{cases} \quad (4.7)$$

La Ecuación 4.7 es una función del puntaje según el número de discontinuidades en el frente, esta se define en un segmento de un metro de dimensión y se contabilizan las familias presentes en este.

$$P(x) \begin{cases} 0,5x - 20 & 40 \leq x < 50 \\ 0,2x - 5 & 50 \leq x < 65 \\ 0,47x - 22,33 & 65 \leq x < 80 \end{cases} \quad (4.8)$$

La Ecuación 4.8 es una función del puntaje según el DRI calculado en el laboratorio.

$$P(x) \begin{cases} 5 & 0 \leq x < 10 \\ -0,1x + 6 & 10 \leq x < 30 \\ -0,043x + 4,29 & 30 \leq x < 100 \end{cases} \quad (4.9)$$

La Ecuación 4.9 es una función del puntaje según la afluencia de agua presente en el frente, generalmente se calcula en el momento dada la difícil forma de prever el agua y la condición de esta.

$$P(x) \begin{cases} 0 & 0 \leq x < 5 \\ 0,48x - 2,4 & 5 \leq x < 145 \\ 0,03x - 11,22 & 145 \leq x < 168 \\ 0,13x - 3,91 & 168 \leq x < 192 \\ 0,29x - 31 & 192 \leq x < 200 \\ 25 & 200 < x \end{cases} \quad (4.10)$$

La Ecuación 4.10 es una función del puntaje según el tiempo de autoestabilidad el cual se obtiene a partir del valor de RMR de la roca y la distancia máxima sin sostenimiento, la cual puede ser inferida según trabajos ya realizados en el área o debe ser calculada en el momento.

A partir del valor del RME la excavabilidad de los terrenos puede clasificarse en cuatro grandes grupos:

1. Excelente:  $80 < \text{RME} < 100$
2. Muy buena:  $60 < \text{RME} < 80$
3. Buena:  $40 < \text{RME} < 60$
4. Mala:  $\text{RME} < 40$

## Estimación de la velocidad de avance de las tuneladoras

Para la estimación de la velocidad de avance de una tuneladora, se debe conocer la penetración neta asociada al proceso de excavación, esta se define por los milímetros avanzados en cada rotación del cabezal del equipo, o de la velocidad de penetración, expresada en mm/minuto, sin embargo, para llegar a obtener el rendimiento diario de la TBM es necesario conocer el tiempo operativo, es decir, el tiempo real en que se está desarrollando la excavación. Lamentablemente este tipo de parámetros es difícil de definir con mucha precisión, dado que no se tiene seguridad del tipo de inconvenientes que se pueden producir durante la labor.

Utilizando la metodología del RME, se ha considerado trabajar con los avances medios diarios (ARA), de manera de poder estimar un rango de valores para la evaluación del rendimiento de los equipos, estos valores son conseguidos en los tramos normales del túnel o de experiencias anteriores para condiciones similares. Estos datos deben poseer las siguientes características:

- La longitud del tramo debe ser superior a los 30 metros.
- Las características geomecánicas del terreno no deben variar sensiblemente dentro del tramo.
- En el tramo no se consideran reparaciones extraordinarias de mantenimiento de la tuneladora o del back up.
- A lo largo del tramo el tiempo dedicado a la excavación debe estar comprendido entre 10 % y 60 % del tiempo disponible, es decir, debe tener bajas interrupciones el desarrollo del tramo.

Dado que cada túnel tiene ciertas características determinadas, tanto el diámetro como la longitud del túnel, es por esto que resulta necesario definir el ARA teórico y homogeneizado, cuya expresión viene dada por la siguiente ecuación:

$$ARA_T = \frac{ARA_R}{F_E * F_A * F_D} \quad (4.11)$$

donde,

- $ARA_R$ : Avance medio diario, obtenido en un tramo dado de un túnel.
- $F_E$ : Factor que depende de la capacitación de los operadores.
- $F_A$ : Factor que depende de la adaptación al terreno excavado.
- $F_D$ : Factor que depende del diámetro de la excavación.

La obtención de estos parámetros es especificada en el Anexo X: Estimación de la velocidad de avance asociadas a los tipos de TBM. El uso de este concepto puede definir el mejor equipo para TBM y su rendimiento aproximado, es decir, es posible obtener una decisión sobre qué tipo de TBM es más conveniente en términos de rendimientos.

## 4.2. Variables Aleatorias

A continuación, se presenta una recopilación de las variables aleatorias utilizadas en el cálculo de los sistemas de clasificación e índices geotécnicos que se utilizan en el desarrollo de este estudio, los estudios arrojaron similitudes en los parámetros a medir, sin embargo, las ponderaciones dependen mucho de la clasificación utilizada, es por esto que las variables serán definidas con la siguiente nomenclatura:

$X_{\alpha}^{\beta}$ , donde  $x$  representa la variable,  $\alpha$  representa la información de la variable (optativo) y  $\beta$  la clasificación en la que se utiliza.

La Tabla 4.3 es un resumen del uso de variables y se presenta a continuación.

Variable	RMR	Q	GSI	RME
Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)	x			x
RQD	x	x		
Espaciamiento de las discontinuidades	x		x	
Persistencia de las discontinuidades	x		x	
Apertura de las discontinuidades	x			
Rugosidad de las discontinuidades	x	x	x	
Relleno presente en las discontinuidades	x			
Grado de alteración de las discontinuidades	x	x	x	
Condición de Agua en el sector	x	x		x
Número de familias de discontinuidades		x	x	x
Condición de esfuerzos		x		
Orientación de las discontinuidades			x	x
Perforabilidad (DRI)				x
Tiempo de Autoestabilidad				x
Número de discontinuidades por metro (ff)				x

Tabla 4.3: Resumen de uso de variables

### 4.2.1. Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)

La resistencia a la compresión uniaxial corresponde a una medida de la resistencia de un material. El UCS es el esfuerzo de compresión axial máximo que puede tolerar una muestra cilíndrica recta de material antes de fracturarse. Se conoce como la resistencia no confinada de un material porque el esfuerzo de confinamiento se fija en cero.

El cálculo de esta variable se realiza en el laboratorio, con un ensayo uniaxial o de compresión firme, se puede determinar esta resistencia  $\gamma_C$ . La relación entre los esfuerzos aplicados en el ensayo es [36]:

$$\gamma_1 = 0; \gamma_2 = 0; \gamma_3 = 0$$

En este ensayo se deben cumplir las siguientes condiciones:

- Razón Largo/Ancho de la probeta debe ser 2.5 a 3.0:1
- Extremos deben ser paralelos y pulidos, sin grietas.
- Ancho de muestra debe ser >10 veces el tamaño medio del grano.

El ensayo trata de la aplicación gradual de una fuerza axial a un cilindro de roca, hasta que se produce su rotura, los datos obtenidos son:  $\gamma_1$  obtenido del ensayo,  $\gamma_2$ ,  $\gamma_3$ . Con estos datos se puede obtener  $\gamma_C$  (resistencia a la compresión simple).

Esta variable corresponde a una variable fundamental dada su implicancia directa en gran parte de las clasificaciones geomecánicas. Además, su requerimiento en las asignaciones de puntajes es similar, es por esto que se define que:

$$UCS^{RMR} = UCS^{RME}$$

### 4.2.2. Rock Quality Designation (RQD)

El RQD (Rock Quality Designation, Deere, 1964.) se mide sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 [cm] en el intervalo correspondiente, contando únicamente las discontinuidades naturales del testigo, expresado en porcentaje del largo del intervalo. En el caso que exista duda respecto al origen de la discontinuidad (natural o inducida) se debe discernir; un criterio para diferenciar las fracturas naturales de las artificiales o inducidas es que, estas últimas suelen ser más irregulares, limpias (pero no siempre) y generalmente se distinguen los granos minerales individualmente de manera más clara. Además, pueden compararse las características de las fracturas inequívocamente naturales con las conflictivas, observando si conservan una actitud y aspecto similar. En un caso extremo se puede partir un testigo y comparar. En caso de duda considerarla como natural. Las medidas se toman con respecto al eje del testigo, la sumatoria de estos trozos se expresarían en porcentaje del intervalo dado [1]:

$$RQD \% = \frac{\sum \text{Trozos } 10\text{cm}}{\text{Longitud Tramo}} * 100 \%$$

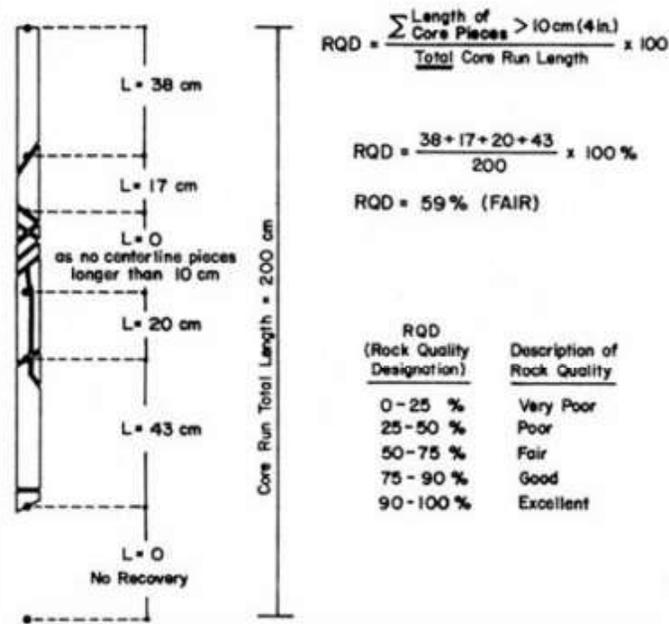


Figura 4.6: Ejemplo de cálculo del RQD, Deere y Deere (1988).

### 4.2.3. Espaciamiento de las discontinuidades

El espaciamiento de las juntas se define como la distancia perpendicular entre las juntas adyacentes y determina no sólo el tamaño sino también la forma de los bloques que constituyen la masa rocosa. El espaciamiento de las juntas es el parámetro más importante que define el tamaño del bloque de una masa rocosa, lo que a su vez determina la calidad de la masa rocosa.

Priest y Hudson [29] afirmaron que estadísticamente, el espaciamiento de las articulaciones sigue una distribución exponencial negativa.

La variable de espaciamiento se mide principalmente en centímetros o metros, sin embargo, su funcionalidad en cada una de las clasificaciones es distinta.

$J_S^{UCS}$ : asigna puntaje sobre el promedio de las discontinuidades en un determinado volumen de roca, considerando un máximo de 2 [m] hasta menos de 6 [cm], si su valor es 0 corresponde a roca intacta.

$J_S^{GSI}$ : Para el índice de resistencia geológica GSI, se utiliza el espaciamiento de las discontinuidades individualmente, es decir, se estudia el comportamiento de las familias de discontinuidades por separado para el cálculo del volumen de bloque.

La relación entre  $J_S^{UCS}$  y  $J_S^{GSI}$  no es directa, sin embargo, no se requieren de cálculos adicionales si tiene el espaciamiento medido en términos de distancias.

#### 4.2.4. Persistencia de las discontinuidades

La persistencia de las discontinuidades corresponde a la longitud que alcanzan las estructuras de manera continua sin presencia de interferencias como los son los puentes de roca, esta variable tiene directa relación a la presencia de micro estructuras aleatorias en el macizo rocoso estudiado y en la resistencia de bloque.

Muchos estudios han demostrado que una distribución de densidad de probabilidad negativa exponencial representa de manera adecuada a la persistencia de la roca, sin embargo, esta se ve afectada por la presencia de variaciones en el tipo de roca estudiado, esto ha generado que los análisis deban ser particulares según el tipo de roca en la que se realiza en análisis [11].

La medición de estas variables se realiza en terreno o sobre un muestreo de sondajes, esta variable representa una incertidumbre considerablemente alta dado que depende directamente de la experiencia del geólogo que la realiza, es por esto que se debe realizar por profesionales calificados. Las mediciones se realizan en unidades de metro.

$J_P^{UCS}$ : asigna puntaje sobre el promedio de las discontinuidades en un determinado volumen de roca, considerando un máximo mayor a 20 [m] hasta menos de 1 [m], si su valor en 0 corresponde a roca intacta.

$J_P^{GSI}$ : Para el índice de resistencia geológica GSI, se utiliza el espaciamiento de las discontinuidades individualmente, es decir, se estudia el comportamiento de las familias de discontinuidades por separado para el cálculo del volumen de bloque.

La relación entre  $J_P^{UCS}$  y  $J_P^{GSI}$  no es directa, sin embargo, no se requieren de cálculos adicionales si tiene el espaciamiento medido en términos de distancias.

#### 4.2.5. Apertura de las discontinuidades

Es probable que las aperturas de las discontinuidades varíen ampliamente en la extensión de la discontinuidad. Claramente, la variación de la abertura tendrá una influencia sobre la resistencia al corte de la discontinuidad [30]. De acuerdo con Brown [8], se puede estimar aproximadamente a partir de una cierta cantidad de datos. Ayday [2] recomendó distribuciones normales para la apertura  $J_A$

La apertura de discontinuidades corresponde a una variable asociada directamente a la clasificación RMR, la variable corresponde al tamaño presente en la discontinuidad, se puede considerar como una variable importante por su influencia en la ponderación de RMR, la cual es considerada en cierto modo 2 veces. En términos generales la apertura se mide en milímetros y su aplicación es directa en la asignación de puntajes.

## 4.2.6. Rugosidad de las discontinuidades

Brown [8] ha sugerido una clasificación de la rugosidad de la discontinuidad. La rugosidad es un componente potencialmente importante de la resistencia y, por tanto, se realiza una descripción cualitativa de la rugosidad para cada tipo de roca presente en el dominio. A partir de la descripción cualitativa es posible asignar valores según las descripciones de las clasificaciones geotécnicas.

$J_R^{UCS}$ : asigna puntaje sobre el a descripción de la rugosidad de las discontinuidades en un determinado volumen de roca, considerando el grado de rugosidad presente.

$J_R^Q$ : asigna un puntaje que puede variar de 0.5 (estructuras planas y pulidas) a 5 (estructuras poco persistentes espaciadas a más de 3 metros). Las descripciones, son puntuales sobre la ondulación y la condición de la superficie. Este coeficiente se calcula en función de la rugosidad de las estructuras más débiles. Si estas están favorablemente orientadas, entonces se deberá escoger el set más débil de todas las estructuras desfavorablemente orientadas para evaluar  $J_r$ . El valor de  $J_r$  se calcula como se indica en la tabla 4.4. Además, debe tenerse presente que:

- Si el espaciamiento de las estructuras del set considerado es mayor a 3 [m], debe sumarse 1 al valor de  $J_R$
- En el caso de estructuras planas y pulidas que presenten lineamientos, podrá considerarse que  $J_R$  es igual a 0.5 si los lineamientos están favorablemente orientados.

$J_R^{GSI}$  ( $J_W^{GSI}$  y  $J_S^{GSI}$ ): Para el índice de resistencia geológica GSI, se utiliza la rugosidad de rocas para calcular el índice de condición de discontinuidades, su asignación de puntaje también es cualitativa, y se asigna según las Tablas 4.4 y 4.6.

Caso	Condición	$J_r$	
Disminuye la Rugosidad ←	(a) Hay contacto entre las cajas de la estructura		
	(b) Desplazamientos de corte menores que 10[cm] producen contacto entre las cajas de la estructura.		
	A Estructuras discontinuas o que presentan puentes de roca		4
	B Estructuras ondulosas y rugosas (o irregulares)		3
	C Estructuras ondulosas y lisas		2
	D Estructuras ondulosas y pulidas		1.5
	E Estructuras planas y rugosas		1.5
	F Estructuras planas y lisas		1
	G Estructuras planas y pulidas		0.5
	(c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las cajas de la estructura.		
←	H Estructura con rellenos arcillosos de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas estructurales	1	
	J Estructura con rellenos de roca molida y/o materiales granulares de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas de la estructura	1	

Tabla 4.4: Valores del coeficiente  $J_r$  para el sistema Q

Los análisis para  $J_R^Q$  y  $J_R^{GSI}$  son similares, sin embargo, este último se divide para un mayor detalle de descripción y su ponderación de puntajes son menores.

Términos de ondulación	Ondulación	Valoración para rugosidad $J_r$
Enclavamiento (gran escala)		3
Escalonado		2.5
Ondulación extensa	>3 %	2
Pequeña y moderada ondulación	0.3-3 %	1.5
Planar	<3 %	1

Tabla 4.5: Valores del coeficiente  $J_r$  para cálculo de  $J_C$

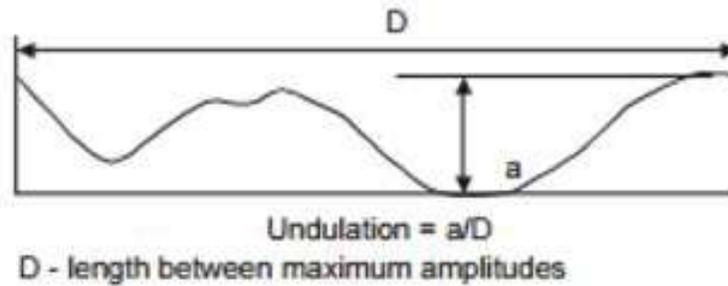


Figura 4.7: Diagrama de ondulaciones para cálculo de  $J_C$ .

Términos de suavidad	Descripción	Valoración para suavidad $J_s$
Muy aspero	Alrededor de los escalones verticales se producen crestas con efecto de enclavamiento en la superficie de la junta.	3
Aspero	Algunas crestas y ángulos laterales son evidentes; Las asperezas son claramente visibles; La superficie de discontinuidad se siente muy abrasiva (más áspera que el grado de lija 30)	2
Ligeramente Aspera	Las asperezas en la discontinuidad se distinguen y se pueden sentir	1.5
Suave	La superficie parece suave y se siente al tacto.	0.75
Muy suave	Superficie pulida y estriada que resulta del deslizamiento de una superficie de falla u otra superficie de movimiento.	0.6-1.5

Tabla 4.6: Valores del coeficiente  $J_r$  para cálculo de  $J_C$

#### 4.2.7. Relleno presente en las discontinuidades

El relleno presente en las discontinuidades es considerado por la clasificación RMR según su dureza, esto de manera de añadir el impacto en la resistencia de la roca provocado por esta infiltración de material al interior de las discontinuidades, sin embargo, su ponderación depende no solo del tipo de relleno y sus características sino también del grosor del film, este último depende directamente de la apertura máxima, es por esto que se puede observar una relación directa entre la asignación de puntaje de estas dos variables.

Su medición se realiza de manera cualitativa por profesionales definiendo la dureza del relleno, para rellenos duros su puntaje varía entre 4 y 2 dependiendo del grosor, para rellenos blandos entre 2 y 0 y para roca inalterada, es decir, sin discontinuidades su valor es 6 dado que la presencia de estructuras reduce la resistencia de la roca.

#### 4.2.8. Grado de alteración de las discontinuidades

El grado de alteración corresponde a una variable cualitativa, sin embargo, su estimación puede ser realizada según las características del modelo y su información sobre los tipos de roca existentes, es decir, si se conoce la alteración que afecta a una zona es posible asumir un grado de alteración en función de los procesos de formación de dicho complejo.

En términos de generales, el grado de alteración se divide en 5 categorías, a las cuales se les asocia un puntaje según la descripción.

$J_{Al}^{RMR}$ : define la alteración de la roca según su grado, desde inalterada a descompuesta, esta clasificación se lleva a cabo en terreno, sin embargo, las descripciones de las zonas según su tipo de alteración pueden entregar información sobre su intensidad y por consecuencia el grado. Información sobre la asociación entre el tipo de alteración y su grado se puede observar en el Anexo B.

$J_{Al}^Q$ : este coeficiente se calcula en función de la rugosidad de las estructura más débiles. Si estas están favorablemente orientadas, entonces deberá escogerse el set más débil de todas las estructuras desfavorablemente orientadas para evaluar  $J_A$ . El valor de  $J_A$  se calcula como se indica en la Tabla 4.7. Debe tenerse presente que los valores de “f”jres que se indican corresponden a una estimación muy aproximada del Angulo de fricción residual que tendrán las estructuras.

$J_{Al}^{GSI}$ : de manera totalmente análoga a la definición de grado de alteración para RMR, para el cálculo de GSI se debe encontrar la descripción más acorde a la observación de la muestra de esta manera asignar el puntaje otorgado por la Tabla 4.8.

Caso	Condición	$\phi_{jres}$	$J_a$	
← Aumenta la alteración ←	(a) Hay contacto entre las cajas de la estructura			
	A	Estructuras bien trabadas y selladas con rellenos duros, impermeables, y que no se ablandan (e.g. cuarzo, epidota, etc.).	—	0.75
	B	Estructuras con cajas no alteradas, que solo presentan pátinas locales	25°-30°	1
	C	Estructuras con cajas ligeramente alteradas. Pátinas de materiales que no se ablandan y libres de finos: arenas, roca molida, etc.	25°-30°	2
	D	Estructuras con pátinas limo arenosas, con poco contenido de arcillas que no se ablandan	20°-25°	3
	E	Estructuras con pátinas de minerales arcillosos de baja fricción y que se ablandan (e.g. caolinita, micas, etc.). Estructuras con pátinas de clorita, talco, yeso, grafito, etc. Estructuras con pequeñas cantidades de arcillas expansivas (pátinas discontinuas, de 1 a 2 [mm] de potencia).	8°-16°	4
	(b) Desplazamientos de corte menores que 10 [cm] producen contacto entre las cajas de la estructura			
	F	Estructuras con rellenos de arenas y/o roca molida, libres de arcilla.	25°-30°	4
	G	Estructuras con rellenos de arcillas muy preconsolidadas, que no se ablandan (rellenos continuos, con espesores <5[mm])	16°-24°	6
	H	Estructuras con rellenos de arcillas algo a poco preconsolidadas, que se ablandan (rellenos continuos, con espesores <5[mm])	12°-16°	8
	J	Estructuras con rellenos de arcilla expansivas (e.g. montmorillonita, rellenos continuos, con espesores <5[mm]. El valor de $J_a$ depende del contenido de arcilla, de la exposición al agua, etc.)	6°-12°	8 a 12
	(c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las cajas de la estructura.			
	K,L,M	Estructuras con rellenos de desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso).	6°-24°	6,8 o 8,12
	N	Estructuras con rellenos potentes de arenas limosas o lomo-arcillosas, con poco contenido de arcillas (que no se ablandan).	—	5
O,P,R	Estructuras con rellenos potentes de salbanda arcillosa (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso)	6°-24°	10,12 o 13-20	

Tabla 4.7: Valores del coeficiente  $J_a$  para el sistema Q

	Terminos	Descripcion	$J_a$
Contacto pared de roca	Discontinuidades claras/limpias		
	Discontinuidades curadas o "soldadas"(no planificadas)	Ablandamiento, relleno impermeable (cuarzo, epidote, etc.).	0.75
	Paredes de roca fresca (no planificadas)	No se aplica revestimiento ni relleno en la superficie de la junta.	1
	Alteración en la pared de la articulación; Ligeramente a moderadamente resistido	La superficie de la articulación presenta una alteración de clase más alta que la roca	2
	Alteración de la pared de la junta; Altamente degradado	La superficie articular exhibe dos clases de alteración más alta que la roca	4
	Recubrimiento o relleno fino		
	Arena, limo, calcita, etc.	Revestimiento de material friccional sin arcilla	3
	Arcilla,talco, etc.	Recubrimiento de minerales suavizantes y cohesivos	4
Discontinuidades rellenas con contacto parcial o nulo entre las superficies de la pared de roca	Arena, limo, calcita, etc	Llenado de material friccional sin arcilla	4
	Materiales de arcilla compactada	Relleno "duro"de materiales suavizantes y cohesivos	6
	Materiales de arcilla blanda	Sobre-consolidación mediana a baja de la presentación	8
	Materiales expansibles de arcilla	Los materiales de relleno exhiben propiedades expansibles	8-12

Tabla 4.8: Clasificación del factor conjunto  $J_a$  para el calculo de  $J_C$ .

#### 4.2.9. Número de familias de discontinuidades

El número de familias en las discontinuidades o sistemas estructurales, está definido por las secuencias predominantes de estructuras que siguen un patrón similar, esta variable no necesariamente se toma en cuenta, principalmente para las clasificaciones de macizo no se considera el número de sets y sus características específicas, más bien se consideran las variables conjuntas.

Su cálculo se realiza contabilizando e identificando los sistemas estructurales asociados a un tipo de roca, en adición, se debe saber diferenciar las familias entre las predominantes y las aleatorias.

$J_N^Q$ : el coeficiente se asocia al número de sets de estructuras presentes en el macizo rocoso (Joint Set Number), que puede variar de 0.5 (macizo masivo o con pocas estructuras) a 20 (rocas totalmente disgregada o triturada), el detalle se describe en la Tabla 4.9, además se debe tener presente que:

- En el caso de intersecciones de túneles debe multiplicarse por 3 el valor de  $J_N$
- En el caso de portales de túneles debe multiplicarse por 2 el valor de  $J_N$

$J_N^{GSI}$ : para este caso la variable no posee un valor clave asociado a algún calculo, más bien, entrega información sobre las variables involucradas en el cálculo del volumen del bloque ( $V_b$ ), a partir de esto el numero define las variables de persistencia, orientación y esparcimiento por el número de sets principales y secundarios definidos.

Caso	Condición	$J_n$	
← Aumenta la blocosidad ←	A	Macizos rocosos masivos, sin o con muy pocas estructura.	0.5-1
	B	Macizos rocosos con un único ser de estructuras.	2
	C	Macizos rocosos con un set de estructuras más estructuras aleatorias.	3
	D	Macizos rocosos con dos sets de estructuras.	4
	E	Macizos rocosos con dos sets de estructuras más estructuras aleatorias	6
	F	Macizos rocosos con tres sets de estructuras.	9
	G	Macizos rocosos con tres sets de estructuras más estructuras aleatorias	12
	H	Macizos rocosos con cuatro o más sets de estructuras, con muchas estructuras aleatorias, con bloques cúbicos, etc.	15
	J	MAcizo rocoso totalmente desintegrado, similar a un suelo granular	20

Tabla 4.9: Valores del coeficiente  $J_n$  para el sistema Q

#### 4.2.10. Orientación de las discontinuidades

La descripción de la orientación en las discontinuidades varían completamente según el plano con el cual se miden, sin embargo, para facilitar las medidas se busca un plano de medición similar a la orientación del túnel, de esta manera observar cómo estas se encuentran distribuidas con respecto a la obra, y estudiar los efectos de estas micro estructuras en la condición de estabilidad.

Las mediciones de esta variable se realizan posterior a la definición del número de sets predominantes en el sector, posteriormente se define un plano con el cual se determinan la orientación de la discontinuidad.

$J_O^{GSI}$ : el cálculo de esta variable para su utilización en la obtención del Volumen de bloque requiere un manejo singular, cuando se definen los dominios estructurales y sus sistemas en general, a partir de las descripciones del Dip/DipDir y Rumbo/Manteo, se despliegan en un bloque de dimensiones definidas y se obtienen los ángulos generados en la discontinuidades, es decir, se obtiene un valor entre el set1/set2, set2/set3 y set3/set1, y así sucesivamente según el número de estructuras predominantes.

$J_O^{RME}$ : La definición utilizada para el índice de excavabilidad es más cualitativa con respecto a la definición del diseño, este parámetro posee una asignación de puntajes a la orientación dependiendo de cómo se encuentre con respecto al contorno del túnel, es decir, si encuentra de manera paralela, perpendicular u oblicua.

#### 4.2.11. Condición de agua en el sector

La condición de agua es quizás uno de los factores de más dependencia en el estudio de las variables geomecánicas, es por esto que las descripciones pueden ser cualitativas o cuantitativas, según los resultados el tipo de información que se obtenga será el análisis realizado, si la descripción realizada corresponde a una medición cuantitativa sobre la afluencia de agua es posible describirla cualitativamente, sin embargo, no es posible realizarla en el otro sentido, dado que estas dependen muchos de las características de la roca y del sector.

Dentro de las características más relevantes en la definición de la condición de agua se encuentra la permeabilidad de la roca, las características de las discontinuidades, las mediciones sobre el nivel freático y su distribución a lo largo del modelo.

Finalmente, la valoración de la posible afluencia de agua en el terreno debe estimarse en función de las características hidrogeológicas locales.

#### 4.2.12. Índice de perforabilidad

El DRI corresponde a un variable usualmente medida en laboratorio utilizando ensayos de caída o ensayos de perforación en miniatura, sin embargo, existen relaciones entre el valor de DRI, el tipo de roca y la resistencia la compresión uniaxial.

El cálculo de esta variable se realizará utilizando las relaciones descritas en la Figura 4.8, donde a partir de la descripción del tipo de roca y la valoración de UCS es posible determinar un valor para el índice DRI.

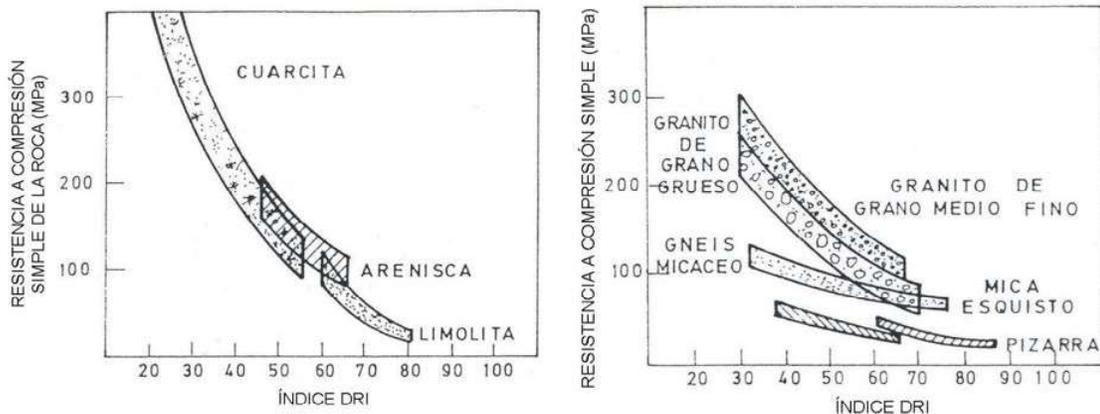


Figura 4.8: Cálculo de DRI en función de UCS y tipo de roca.

### 4.2.13. Tiempo de autoestabilidad

El tiempo de autoestabilidad, se calcula a partir de la conocida gráfica RMR (Figura 4.9), que representa el tiempo de autonomía frente a la duración activa no soportada en función de RMR ([7]).

Para ingresar a este grafico se requiere información sobre el soporte y la estabilidad del sector y de experiencias previas, y de la clasificación RMR, esta última debe ser definida según la siguiente relación, la cual es la que se utiliza para el cálculo.

$$RMR_{TBM} = 0,8 * RMR + 20 \quad (4.12)$$

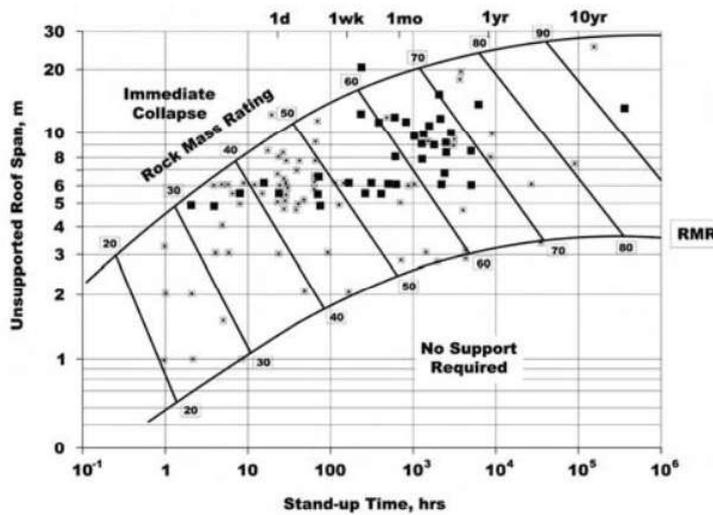


Figura 4.9: Cálculo del tiempo de autoestabilidad en función de RMR

### 4.3. Dependencia entre Variables

Considerando las definiciones de las variables y su importancia en la clasificación geotécnica, se busca encontrar las relaciones entre estas en el conjunto completo, es por esto que se define la siguiente matriz de correlación con índices que indican su dependencia entre sí mismos, sin embargo, existen variables que dependes solamente de sí misma. La Tabla 4.10 define las dependencias de un gran número de variables.

Considerando que la dependencia posee un grado y signo se define lo siguiente.

- Existen 4 grados de dependencia enumeradas desde 1, que implica dependencia directa, a 4, que significa una dependencia leve.
- Existen dependencias positivas y negativas, es decir, hay variables que se pueden relacionar positivamente siendo directamente proporcionales, o negativamente siendo in-

versamente proporcional.

	UCS	RQD	$J_S$	$J_P$	$J_A$	$J_{Al}$	$J_F$	$J_R$	CW
UCS	1								
RQD	2	1							
$J_S$	2	2	1						
$J_P$	-3	-3	-3	1					
$J_A$	-3	-3	-3	-3	1				
$J_{Al}$	3	3	4	4	-3	1			
$J_F$	3	-4	-4	3	2	-4	1		
$J_R$	-2	-3	-2	2	2	3	2	1	
CW	-3	-3	-3	-3	2	-4	-4	3	1

Tabla 4.10: Matriz de relación entre variables geomecánicas.

A partir de esto, se definen las siguientes restricciones para el cálculo de variables en función de otra.

- Cada variable es completamente dependiente de sí mismo, a partir de esto, se define que el mejor cálculo es la estimación con mediciones reales del sector.
- Existen variables que no pueden ser calculadas o simuladas por su baja dependencia, y por consecuencia deben ser medidas para cualquier análisis.
- Se estudian las dependencias de características de las discontinuidades por separado, con el objetivo de definir su importancia particular en la clasificación geotécnica del macizo.

Considerando los análisis anteriores y la matriz de correlación definida es posible establecer dependencias entre las variables de manera cualitativa y cuantitativa, es decir, existen relaciones matemáticas para el cálculo de las variables o se pueden evaluar los puntajes de las variables según las características definidas de otras.

Las principales dependencias que se destacan son las siguientes:

1.  $RQD(J_S)$ , es posible definir el Rock Quality Design en función del espaciamiento conjunto del modelo estructural, es por esto que es posible calcular esta variable de manera puntual para cada bloque del modelo. La relación utilizada corresponde a una distribución exponencial negativa formulada por Priest and Hudson (1976):

$$RQD = 100e^{-(0,1\lambda)} * (0,1\lambda + 1) \quad (4.13)$$

Donde  $\lambda$  corresponde a  $1/\bar{S}$ , con  $\bar{S}$  el promedio del espaciamiento entre las discontinuidades.

2. El grado de alteración corresponde a una descripción indirecta del tipo de alteración presente en la formación del cuerpo mineralizado y roca de caja, la causa principal se debe a los procesos geológicos de formación del cuerpo, en donde el profesional puede definir el grado y tipo de alteración de manera conjunta. A partir de esto, si se defina una zona con cierto tipo de alteración o proceso formativo, es posible asociar un grado de alteración, sin embargo, esta relación no es posible realizarla de manera inversa por

los errores que pueden generar si se estima de forma errónea las características de la alteración.

3. La persistencia de la roca, corresponde a una variable de medición por este motivo su cálculo es imposible, esto de cierta forma define que las definiciones cualitativas de estos procesos de clasificación no generan oportunidades de estimación sobre ciertas variables. Por otro lado, su valor está totalmente asociado a la resistencia de la roca, al espaciamiento y la apertura de cierta forma, si el valor de  $J_P$  es mayor implicaría una roca de menor resistencia con discontinuidades de longitudes extensas, esto se puede asociar a familias de discontinuidades con una separación baja y gran apertura.
4. El relleno presente en las discontinuidades es una variable cuantitativa que depende directamente de la apertura y de los procesos de formación de la roca, es por esto que si se conocen los valores de la apertura en los sistemas estructurales y los tipos de alteración presentes en la roca es posible estimar las características del relleno.
5. La condición de agua, es un factor que depende de muchas otras variables características de la roca y del sector, por esto es necesario tener en cuenta que para definir la afluencia de agua la mejor la medición en los sondajes puede ser una solución, sin embargo, conociendo las características de permeabilidad de la roca y la condición hidrológica de la zona es posible realizar una estimación cualitativa y cuantificada en función del levantamiento de información.
6. Otra relación evidente es la utilizada en el cálculo del índice de perforabilidad para este análisis, en términos generales el resultado óptimo se obtiene en los ensayos de carga, sin embargo, esto genera un mayor costo en la caracterización del macizo, es por esto que se busca una solución enfocada en el tipo de roca y la resistencia de la misma, utilizando las correlaciones creadas por Mouinkel & Johannsen (1986), las cuales observamos en la Figura 4.8.
7. El tiempo de autoestabilidad es un factor obtenido del RMR, a partir de esto se puede asumir que depende de todas las variables que se puntúan en esta clasificación.

# Capítulo 5

## Modelo de Esfuerzos in-situ

Los estudios asociados a los modelos de esfuerzos in-situ poseen gran influencia en las medias de contención que puedan llevarse a cabo durante la construcción de una obra subterránea, dentro de los desafíos más evidentes se encuentra la formulación de estos modelos de esfuerzos a partir de una información limitada, de esta manera generar las condiciones iniciales del macizo para estudiar los efectos ocurridos sobre este por acción de la utilización de uno u otro método de construcción.

Sin duda las formas de desarrollo pueden inducir respectivamente la liberación de esfuerzos in-situ (TRIS) y la descarga cuasiestática de estadística de esfuerzos in situ (QSUIS) en el borde de la excavación, es por esto que las condiciones generadas por estos métodos específicos son fundamentales para estudiar los procesos de agrietamiento de los macizos circundantes a la obra y la disipación de energía asociada al uso o no uso de tronadura en el desarrollo del túnel. Considerando que existen numerosos factores que influyen en la presencia de estallidos de rocas, es posible dividirlos en tres tipos [16].

- Estallido de pilares.
- Explosión de falla por deslizamiento.
- Deformaciones.

Otro factor fundamental que se debe tomar en cuenta además del tipo de método de construcción es la velocidad de excavación asociada, principalmente esta puede resultar en una gran velocidad de descarga de estrés in-situ [?].

Con respecto a los métodos evaluados se realiza una diferenciación entre los con perforación y tronadura y los que no la poseen (TBM), para la P&T a gran profundidad, la liberación de la tensión in-situ es un proceso transitorio, mientras que, para la TBM, la descarga del estrés es un proceso cuasiestático o paulatino.

## 5.1. Formulación de modelos de esfuerzos in-situ

El estudio de esfuerzos comienza con la formulación del modelo inicial, para esto se requiere definir ciertos parámetros propios de la roca, esto nos indica que partir de las características específicas de un sector las condiciones varían considerablemente. Es por esto que el cálculo de los parámetros de resistencia del macizo rocoso es fundamental para el análisis cualitativo de estas variables.

### 5.1.1. Parámetros de Resistencia del Macizo Rocosó

Para el cálculo de los parámetros de resistencia del macizo, utilizaremos el criterio generalizado de Hoek-Brown, para macizos rocos fracturados él se define como [23]:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c * (m_b * (\frac{\sigma_3}{\sigma_c}) + s)^a \quad (5.1)$$

Donde los variables  $m_b$ ,  $s$  y  $a$  corresponden a constantes propias del macizo rocoso y  $\sigma_c$  corresponde al UCS. Si se conoce el parámetros GSI e sposable calcular los valores de estas constantes segun las siguientes relaciones.

$$m_b = m_i * e^{\frac{GSI-100}{28-14D}} \quad (5.2)$$

$$s = e^{\frac{GSI-100}{9-3D}} \quad (5.3)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} * (e^{\frac{-GSI}{15}} - e^{\frac{-20}{3}}) \quad (5.4)$$

donde  $m_i$  es una constante de H-B de la roca intacta que se puede medir en laboratorio,  $D$  es un factor del grado de perturbación la que el macizo ha sido sometido por el daño de la tronadura y relajacion de las tensiones.

Para el caso del modelo in-situ,  $D$  toma el valor de 0, dada el nulo efecto de los métodos de construcción previos al desarrollo de la obra. No se consideran los efectos de las campañas de sondajes para estos análisis.

### 5.1.2. Parámetros de Deformación

Dentro de los parámetros más importantes a determinar el que más destaca es el modulo de deformacion media que directamente de los valores de UCS, GSI y  $D$ , según la siguiente relación.

$$E = \begin{cases} (1 - \frac{D}{2}) * \sqrt{\frac{\sigma_c}{100}} * 10^{\frac{GSI-10}{40}} & \text{si } \sigma_c \leq 100[MPa] \\ 10^{\frac{GSI-10}{40}} & \text{si } \sigma_c > 100[MPa] \end{cases} \quad (5.5)$$

Para el caso de  $D = 0$ , es decir que no hay perturbaciones (caso inicial), y un  $GSI > 80[MPa]$  se tiene:

$$E = 2GSI - 100 \quad (5.6)$$

La inclusión de  $\sigma_c$  en la ecuación (5.5) muestra indirectamente la influencia del módulo de la roca intacta ( $E_i$ ) en el módulo de deformación del macizo, considerando la relación que existe entre  $E_i$  y  $\sigma_c$ .

$$E = E_i * \left( \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{75+25D-GSI}{11}\right)}} \right) \quad (5.7)$$

### 5.1.3. Influencia de los métodos de construcción de túneles sobre las características de la deformación durante la excavación de macizos rocosos a altas profundidades

Para el estudio del impacto los métodos de construcción se considera un túnel circular de radio  $R$  y largo suficientemente largo, esto para poder estudiar el fenómeno en dos dimensiones. Los estudios han demostrado que la deformación se produce a menudo con el agrietamiento de los bloques de rocas, es por esto que se busca analizar el agrietamiento de los bloques con respecto al impacto de la alteración generada.

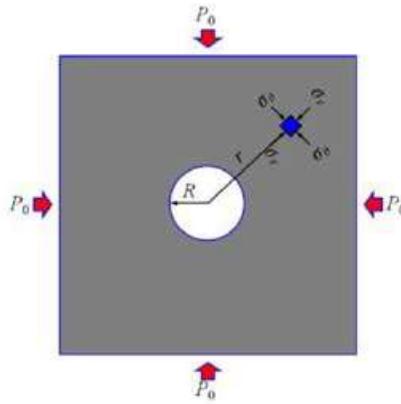


Figura 5.1: Diagrama del estado de estrés alrededor del macizo.

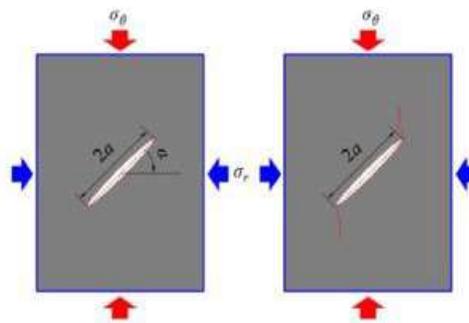


Figura 5.2: Diagrama de estado inicial e iniciación de fallamiento bajo compresión biaxial.

Consideramos el sistema bajo una presión hidrostática constante  $P_0$ .

Para este sistema definimos la tensión normal y la tensión de cizalle como:

$$\sigma_\alpha = \frac{1}{2} * [\sigma_\theta + \sigma_r + (\sigma_\theta - \sigma_r) * \cos(2 * \alpha)] \quad (5.8)$$

$$\tau_\alpha = \frac{1}{2} * [(\sigma_\theta - \sigma_r) * \sin(2 * \alpha)] \quad (5.9)$$

$$\tau_{eff} = \tau_\alpha - \mu * \sigma_\alpha \quad (5.10)$$

Donde  $\mu$  es el coeficiente de fricción.

Considerando que cuando el valor de  $\tau_{eff}$  (tensión efectiva de cizallamiento) entre las superficies alcanza el umbral crítico, la microfisura comienza a extenderse y produce la deformación. Para este caso se define un factor de intensidad del estrés en función de los parámetros de entrada definidos, por:

$$K_l = \frac{2 * a * \tau_{eff} * \cos(\alpha)}{\sqrt{l + l^*}} - \sigma_r * \sqrt{\pi * l} \quad (5.11)$$

Donde  $l$  es el largo de la fisura y  $l^*$  corresponde a  $0.027a$  (asociado a grietas pequeñas).

El estado crítico de deformaciones se obtiene cuando se cumple la siguiente relación.

$$K_l = K_{lc} = \frac{\sigma_c}{\xi} \quad (5.12)$$

Con el estado crítico a estudiar, es necesario relacionar los esfuerzos in situ,  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$  y  $\sigma_3$  con los esfuerzos radial y tangencial utilizados, sin embargo, depende directamente del tipo de método de construcción [14].

# Capítulo 6

## Métodos de estimación

En este capítulo se presentará los fundamentos teóricos mínimos de la predicción espacial que se usará en el desarrollo de este trabajo, poniendo énfasis en el método de kriging. Se fundamenta que el kriging es sinónimo de predicción óptima en algún sentido, y en base a los supuestos necesarios se deducen las ecuaciones del kriging simple y ordinario [17].

El kriging es un término que ha sido acuñado para designar al "mejor estimador lineal insesgado" de un punto y al mejor promedio lineal móvil ponderado de un bloque.

Este nombre apareció alrededor de 1960 para nombrar una técnica creada en Francia por Matheron a partir de los trabajos de D. G. Krige quién fue probablemente el primero que hizo uso de la correlación espacial y del mejor estimador lineal insesgado en el campo de la evaluación de yacimientos minerales.

El kriging es una técnica de estimación local que ofrece el mejor estimador lineal insesgado de una característica desconocida que se estudia. La limitación a la clase de estimadores lineales es bastante natural ya que esto significa que solamente se requiere el conocimiento del momento de segundo orden de la función aleatoria (la covarianza o el variograma) y que en general en la práctica es posible inferir a partir de una realización de la misma [38].

Todos los estimadores "kriging" pueden ser interpretados como proyecciones de un valor desconocido  $Z(\bar{x})$  en el conjunto de los posibles estimadores. Mientras mas amplio sea el conjunto en el cual es hecha la proyección mas cercano estará el estimador kriging correspondiente del valor desconocido y se necesitarán más requisitos.

### 6.0.1. Planteamiento del problema general

Sea  $Z(\bar{x})$  una función aleatoria, la cual está definida en un soporte puntual y es estacionaria de segundo orden, con :

Un valor esperado,

$$E[Z(\bar{x})] = m; \forall \bar{x} \quad (6.1)$$

donde  $m$  es una constante generalmente desconocida.

Una función de covarianza centrada

$$C(\bar{h}) = E[Z(\bar{x} + \bar{h})] - m^2 \quad (6.2)$$

Un variograma

$$Var[Z(\bar{x} + \bar{h}) - Z(\bar{x})] = 2 * \gamma(\bar{h}) \quad (6.3)$$

donde al menos uno de estos dos momentos de segundo orden se supone conocido.

Cuando solamente existe el variograma, entonces la función aleatoria  $Z(\bar{x})$  se considera intrínseca.

Los valores experimentales consisten en un conjunto de valores discretos  $Z(\bar{x}_i)$ ,  $i = 1, \dots, n$ . Con frecuencia estos valores están definidos en soportes puntuales o casi puntuales, en otros casos son los valores medios  $Z_{V_i}(\bar{X}_i)$  definidos en los soportes  $V_i$  centrados en los puntos  $\bar{x}_i$ , donde los  $n$  soportes pueden ser todos diferentes.

La estimación del valor medio  $Z_{V_i}(\bar{X}_i)$  en el dominio de  $V_i$  se define como:

$$Z_{V_i}(\bar{X}_i) = \frac{1}{V_i} * \int_{V_i} Z(\bar{x}_i) dx; \quad (6.4)$$

Es bueno destacar que bajo la hipótesis de estacionaridad el valor esperado de cada uno de estos datos es  $E[Z(\bar{x})] = m; \forall \bar{x}$ .

El estimador lineal  $Z_k^*$  considerado es una combinación lineal de  $n$  valores de datos talque:

$$Z^*(\bar{x}_k) = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(\bar{x}_i), \quad (6.5)$$

donde  $Z_k^* = Z^*(\bar{x}_k)$ .

Los  $n$  coeficientes  $\lambda_i$  son calculados de manera tal que el estimador sea insesgado y que la varianza de la estimación sea mínima, entonces se dice que el estimador  $Z_k^*$  es óptimo.

### 6.0.2. Kriging lineal con valores esperados conocidos: Kriging Simple

Sistema de ecuaciones:

$$\begin{cases} \sum_{j=1}^n \lambda_j \sigma_{ij} = \sigma_{i0} \\ \lambda_0 = m(\bar{x}_0) - \sum_{i=1}^n \lambda_i m(\bar{x}_i) \end{cases} \quad (6.6)$$

Estimador:

$$Z_0^* = \lambda_0 * \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(\bar{x}_i) \quad (6.7)$$

Varianza de la estimación:

$$\sigma_{K_S}^2 = \sigma_\infty - \sum_{i=1}^n \lambda_i \sigma_{i0} \quad (6.8)$$

donde:

- $m(\bar{x}_i) = E[Z(\bar{X}_i)]$  es el valor esperado en el punto  $x_i$ ,
- $\sigma_{ij} = \sigma_{ij} - m(\bar{x}_i)m(\bar{x}_j)$  covarianza centrada.

Requisitos:

- Conoces  $n+q$  valores esperados  $m(\bar{x}_i) = E[Z(\bar{x}_i)]; \forall i = 0, \dots, n$  de la función aleatoria  $Z(\bar{x})$
- Conocer la función de covarianzas  $\sigma_{ij}$  de la función aleatoria  $Z(\bar{x})$

### 6.0.3. Kriging lineal con valor esperado estacionario pero desconocido: Kriging Ordinario

Sistema de ecuaciones:

$$\begin{cases} \sum_{j=1}^n \lambda_j \sigma_{ij} - \mu = \sigma_{i0}, i = 1, \dots, n \\ \sum_{i=1}^n \lambda_i = 1 \end{cases} \quad (6.9)$$

Estimador:

$$Z_0^* = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z(x_i) \quad (6.10)$$

Varianza de la estimación:

$$\sigma_{K_O}^2 = \sigma_\infty - \sum_{i=1}^n \lambda_i \sigma_{i0}^+ \mu \quad (6.11)$$

Requisitos:

- Se requiere que el valor esperado  $m(\bar{x}_i) = E[Z(\bar{x}_i)], \forall i = 1, \dots, n$  de la función aleatoria  $Z(\bar{x})$  sea constante.
- Conocer la función de covarianzas  $\sigma_{ij}$  o el semivariograma  $\gamma_{ij}$  de la función aleatoria  $Z(\bar{x})$

# Capítulo 7

## Metodología y Resultados

En el siguiente capítulo se expondrá la dinámica de la metodología propuesta, considerando el análisis del problema, los datos de entrada, los datos de salida y los procesos para llevar a cabo dicha metodología, finalmente se expondrá los resultados asociados a su aplicación con los casos de estudio exponiendo de manera gráfica y concisa los datos resultantes.

### 7.1. Formulación del problema

Para el desarrollo de este estudio se solicita la formulación de una metodología aplicable en etapas tempranas de ingeniería para facilitar los estudios geomecánicos y geotécnicos del macizo rocoso, principalmente el estudio debe enfocarse en las zonas de baja densidad de medidas la cual es un factor fundamental en el diseño de la infraestructura de un proyecto minero.

Dentro de los factores influyentes más trascendentales en la puesta en marcha de los proyectos estructurales se encuentran los retrasos en los plazos de desarrollo de accesos y adits de ventilación, obras fundamentales para comenzar la explotación de una mina, a partir de esto se busca encontrar un respuesta a las causas de estos acontecimiento, según empresas dedicadas a la construcción de túneles y obras mineras, uno de los factores que más afecta el éxito del procedimiento son la baja información que poseen, es decir, ellos no están completamente seguros del tipo de roca que se puedan encontrar y con consecuencia no siempre están preparados ante posibles cambios bruscos en la litología o calidad de roca.

Considerando que las mediciones de estas zonas son muy escasas y están sujetas a evaluación constantemente por su costo y tamaño, se busca definir una distancia máxima de separación entre sondajes para estimar la incertidumbre y características de un macizo rocoso considerando un error tolerable para estaos estudios, de manera de facilitar a las empresas constructoras la información mínima con la cual asegurar los rendimientos de sus equipos de esta manera evitar las extensiones de plazos en la puesta en marcha de los proyectos mineros.

Por otro lado, otra interrogante requiere una solución a este mismo problema, la estimación

es una herramienta poderosa para la evaluación de los recursos propiamente tal, sin embargo, su uso en variables geomecánicas no se es tan visto, por lo que las estimaciones se basan principalmente en la experiencia de geólogos encargados del proyecto, esto como toda labor está sujeto a errores los cuales pueden ser reducidos según las variables que sean medidas, sin embargo, no se conoce la importancia de las variables que deben ser medidas. Es por esto que se debe encontrar la forma de calcular ciertas variables que no se vean tan afectadas por la variabilidad del macizo, y de esta forma reducir los tiempos en el levantamiento de información en terreno.

## 7.2. Metodología propuesta

La metodología se divide en dos partes, cada una con su función específica según los requerimientos del estudio.

### 7.2.1. Metodología: Parte I

Para el desarrollo de esta metodología se debe tener en cuenta los datos de entrada del usuario, principalmente los pasos para llevar a cabo esta metodología se dividen en 4.

1. Manejo de información, etapa destinada al estudio de la información base y requerimientos básicos del estudio, principalmente se enfoca en un modelo de bloques asociado al sector, es decir generado a partir de una interpretación previa del geólogo, y la campaña de sondaje utilizada para el desarrollo del mismo, estos requerimientos no son excluyentes, pero con solo uno es posible realizar los procesos posteriores.
2. Formulación de posibles mallas de sondajes regulares, etapa destinada a generar distintos casos a evaluar para encontrar una solución al problema, utiliza como datos de entrada la información de la etapa anterior, si se posee una malla de sondajes, la formación de los casos se realizara con respecto a esta, en caso de tenerla se lleva a cabo una simulación de los sondajes sobre el modelo de bloques capturando la información directa desde el, de esta forma a partir de la posibilidad más densa se reduce la densidad de los sondajes.
3. Estimación de modelos de bloques a partir de mallas de sondajes, en esta etapa se lleva a cabo los cálculos, se estima utilizando kriging simple y de indicadores las variables geomecánicas según correspondan, principalmente la selección de cada uno de estos métodos depende de las mediciones cualitativas o cuantitativas de estas variables.
4. Análisis de métodos de explotación según los modelos de bloques, en esta etapa final se estima el mejor método para los resultados obtenidos, en función de la clasificación e índices geotécnicos.



## 7.2.2. Metodología: Parte II

La segunda parte de esta metodología es un análisis de importancia de las variables, a grandes rasgos se busca encontrar la importancia en la medición de las variables e manera de jerarquizarlas y definir la importancia de las dependencias entre ellas, para esto se tienen 3 etapas fundamentales para el análisis.

1. Definición de variables claves para el análisis, esta etapa está en directa relación con los objetivos que desee el usuario, es decir, a partir del análisis que requiera, como análisis de estructuras, generación de modelo de esfuerzos, generación de modelo de bloques geotécnico, etc. Sabiendo el objetivo se definen las variables de estudio y se evalúan las dependencias según las descripciones utilizadas por la clasificación correspondiente.
2. Estimación de variables y calculo según dependencia, Se estiman las variables por separado según sus mediciones utilizando geo estadística, y posteriormente se calculan según sus dependencias, se realiza una comparativa entre los resultados básicos y complejos, es decir la variable con si mima y la clasificación utilizando la variable estimada y calculada.
3. Se obtiene el resultado del objetivo inicial utilizando las variables estimadas importantes y las variables calculadas que no afectan en gran medida al resultado.

## 7.3. Aplicación de la metodología

### 7.3.1. Generación de casos de estudios

Para el desarrollo de esta parte, se utiliza el caso de estudio 1, el cual corresponde al modelo de bloques con una alta densidad de sondajes. Para este caso se elaboran mallas de sondajes regulares separadas a 25[m], 50[m], 75[m], 100[m] y 150[m], las estimaciones se realizarán sobre estas.

A continuación, se presenta una vista en planta e isométrica de los sondajes, en la Figura 7.6 una entrega la ubicación de los mínimos en cambio la Figura 7.3 muestra cómo se distribuyen en la coordenada de Z.

De izquierda a derecha: Malla 75[m]x 75[m], Malla 100[m]x 100[m], Malla 150[m]x 150[m], Malla 50[m]x 50[m], Malla 25[m]x 25[m]

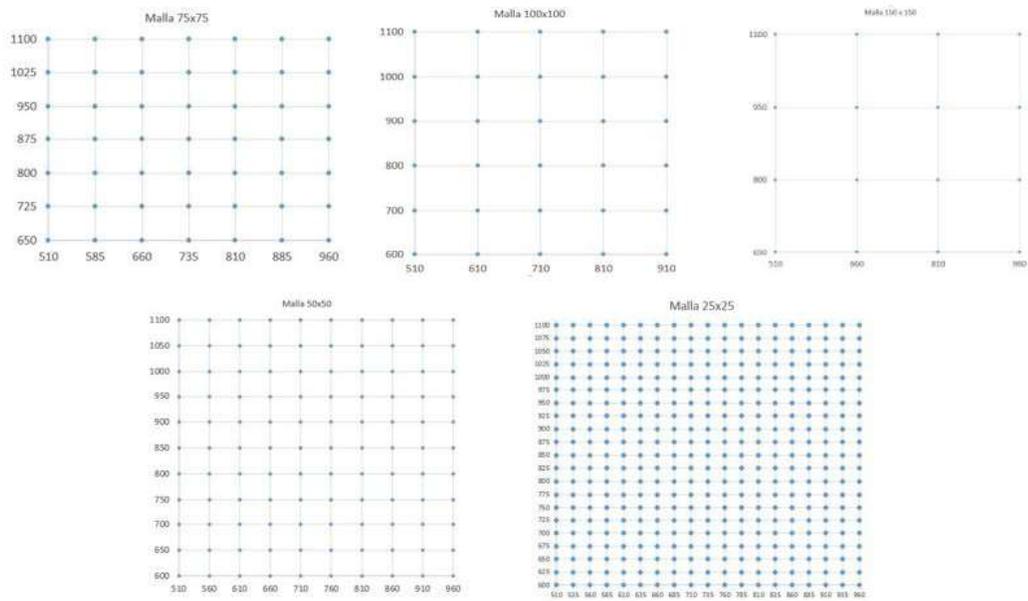


Figura 7.2: Vista en planta del despliegue de los sondajes.

De izquierda a derecha: Malla 75[m]x 75[m], Malla 100[m]x 100[m], Malla 150[m]x 150[m], Malla 50[m]x 50[m], Malla 25[m]x 25[m]

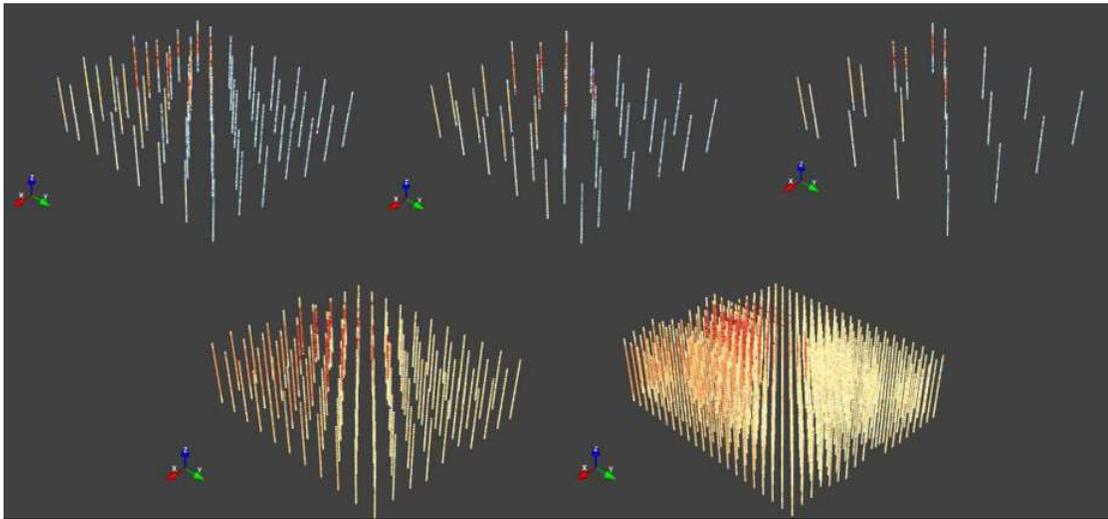


Figura 7.3: Vista isometrica del despliegue de los sondajes.

A partir de acá es necesario saber la condición inicial y final de las variables, la Figura 7.4 y en la Tabla 7.1 se pueden observar las distribuciones de las variables en función de las mallas de sondajes considerando los datos levantados mediante la simulación, si bien la media y la desviación estándar se mantienen constante, la cantidad de datos estudiada es diferente.

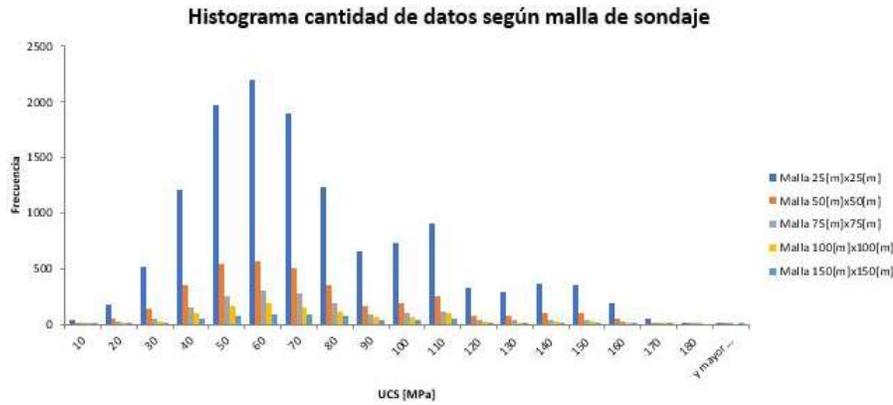


Figura 7.4: Histograma de datos según el tamaño de malla, variable UCS

Variable	Media	Desviación Estandar
Malla 25x25	70.16	32.55
Malla 25x25	70.30	32.99
Malla 25x25	71.37	33.06
Malla 25x25	71.58	32.31
Malla 25x25	73.46	32.32

Tabla 7.1: Estadísticas de las diferentes mallas

### 7.3.2. Estimación de Variables

Desde este punto se poseen ya los 5 casos de estudios con los cuales se trabaja, continuando con la metodología se procede a la estimación de las variables mediante Kriging. Es necesario tener en cuenta que las variables cualitativas son medidas y estimadas utilizando Kriging simple, en cambio, algunas variables cuantitativas, principalmente las dependientes del tipo de roca son estimadas utilizando Kriging de indicadores.

A continuación, se despliega el resumen de los resultados obtenidos en términos estadísticos.

Variable	Media	Moda	Desviación Estandar	Máximo	Mínimo
UCS	70.11	150.85	32.62	184.18	0.01
$J_C$	2.33	0.36	0.23	42	0
$J_P$	0.39		0.39	4.88	0
$J_A$	5.53	4.33	0.72	9.86	1.60
$J_R$	2.09	4	1.79	4	0
Grado de Alteración	0.89	0.84	0.16	1.48	0.61

Tabla 7.2: Análisis exploratorio de datos por variable.

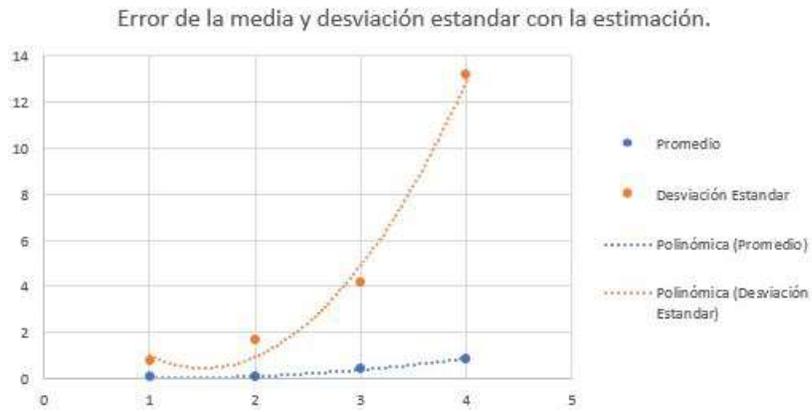


Figura 7.5: Gráfico de error en la estadística según caso de estudio

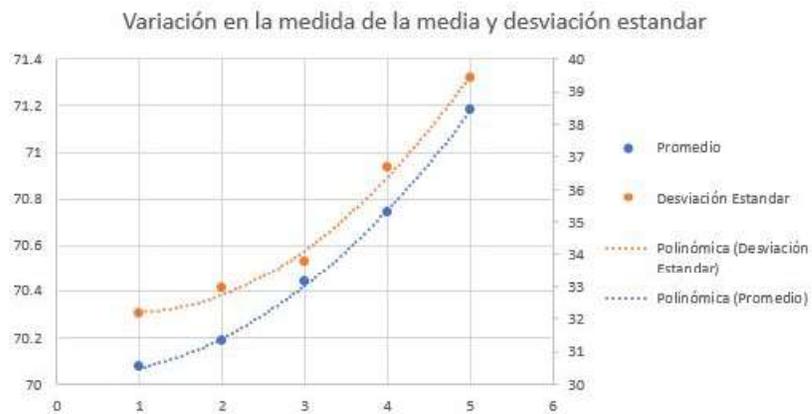


Figura 7.6: Gráfico de error del valor promedio y desviación estandar según caso de estudio

Considerando que se posee la base de datos de las estimaciones de las variables a gran detalle, es posible realizar la clasificación del macizo rocoso bloque por bloque, a partir de esto evaluar la clase correspondiente a cada uno y cuantificar el tonelaje asociado a una cierta calidad de roca, además, evaluar las diferencias entre las mediciones y la zona donde se encuentran la mayor cantidad de errores.

A continuación, se observa la cuantificación del tonelaje posterior a su clasificación. Figuras 7.7 y Figura 7.8

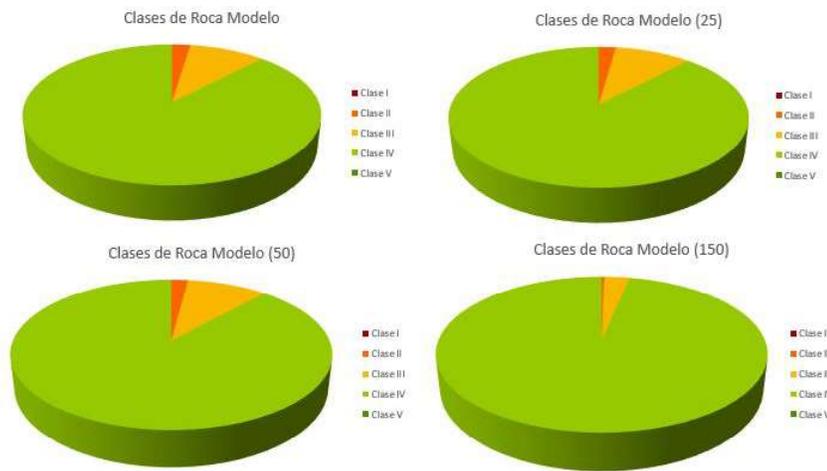


Figura 7.7: Tonelaje representado en gráficos de tortas según clase de roca y malla de sondaje

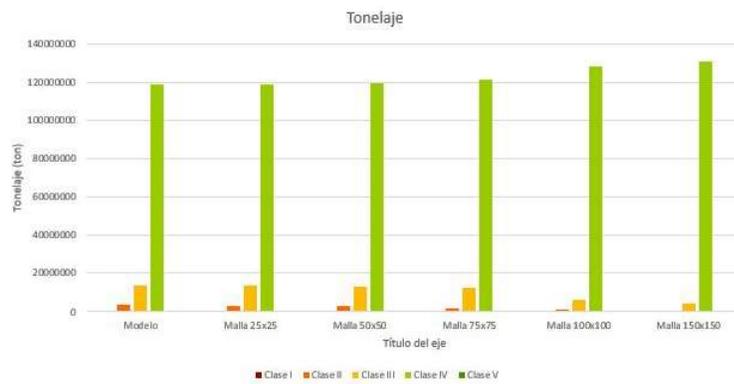


Figura 7.8: Tonelaje medido según clase de roca y malla de sondaje

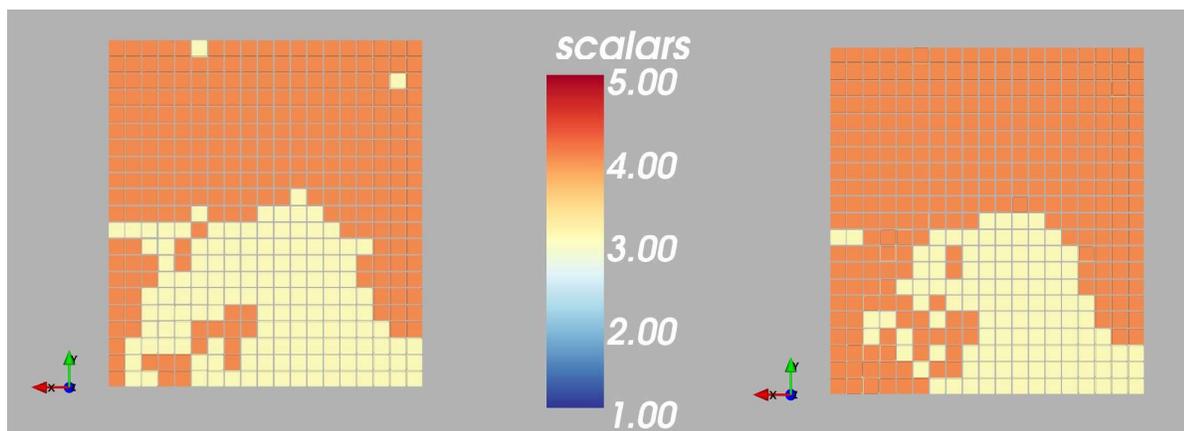


Figura 7.9: Despliegue grafico de la clasificacion de rocas para el caso base y un caso estimado

En la Figura 7.10, se observa el despliegue de la clase de roca en la cota 575 del modelo.

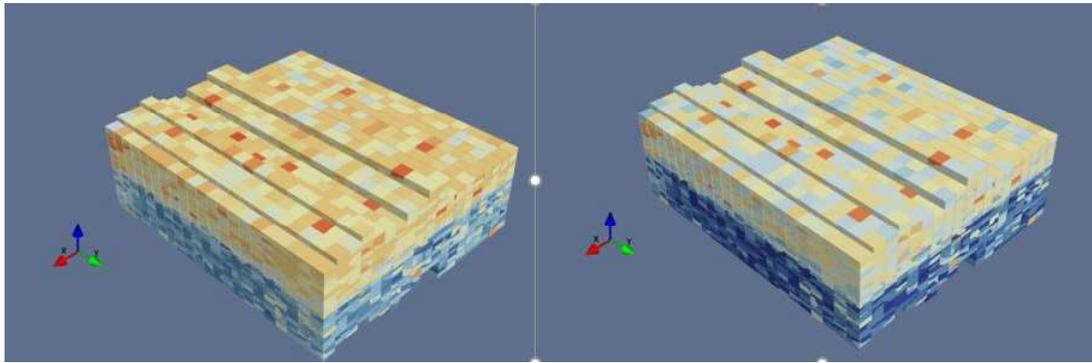


Figura 7.10: Despliegue isométrico, para mallas de 50[m] x 50[m] y 100[m]x 100[m]

### 7.3.3. Evaluación técnica

Finalmente, a partir de todos los resultados obtenidos evaluar el error en las clases de rocas de interés, y asociar estos valores a la cantidad de sondajes realizados de manera de realizar una evaluación económica y técnica. A continuación, se puede apreciar resumen de los resultados obtenidos, posteriormente, es posible observar la cuantificación para la clasificación RMR y el índice de excavabilidad RME, los cuales se asocian a los métodos de construcción.

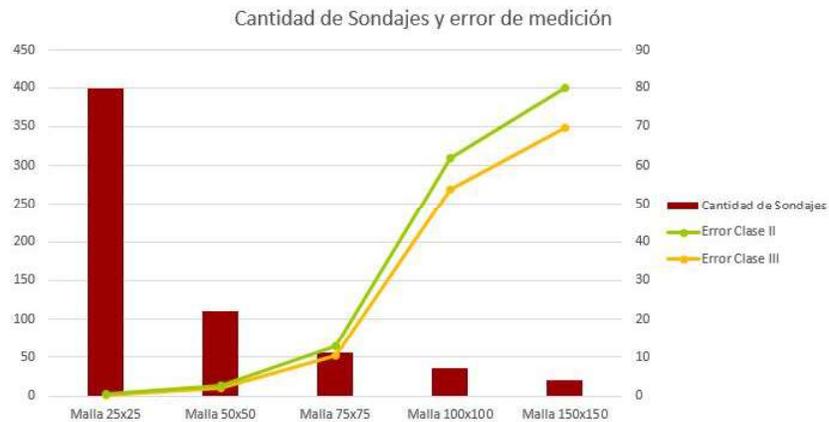


Figura 7.11: Gráfico de error en la estimación de la clase de roca y número de sondajes

Caso	Cantidad de Sondajes	Largo Total [m]	Valoración [US\$]
Malla 25[m]x25[m]	400	65.345	13.069.000
Malla 50[m]x50[m]	160	16.248	3.249.600
Malla 75[m]x75[m]	56	6.789	1.357.800
Malla 100[m]x100[m]	45	6.359	1.271.800
Malla 150[m]x150[m]	16	2.958	591.600

Tabla 7.3: Cuantificación y valorización de los sondajes.

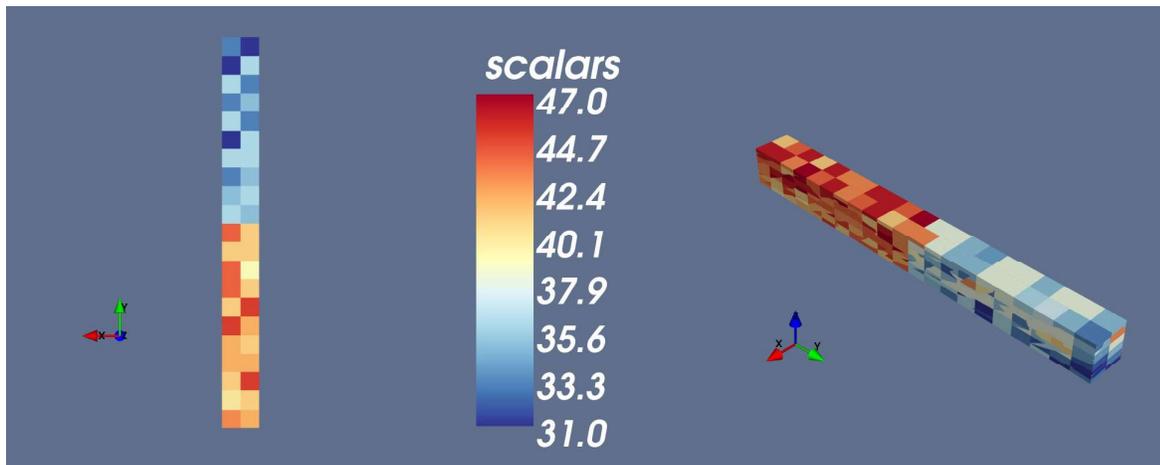


Figura 7.12: Vista planta e isometrica, Calificación RMR, Malla 50[m]x50[m]

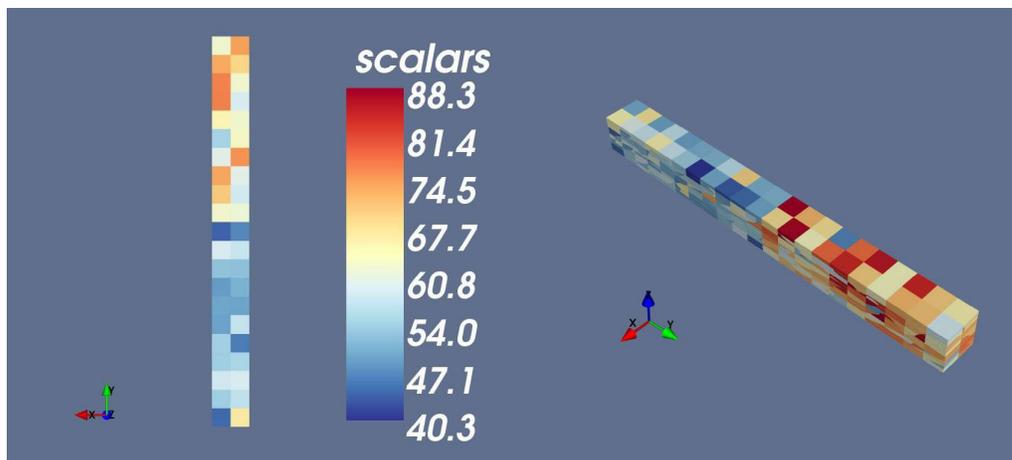


Figura 7.13: Vista planta e isometrica, Índice RME, Malla 50[m]x50[m]

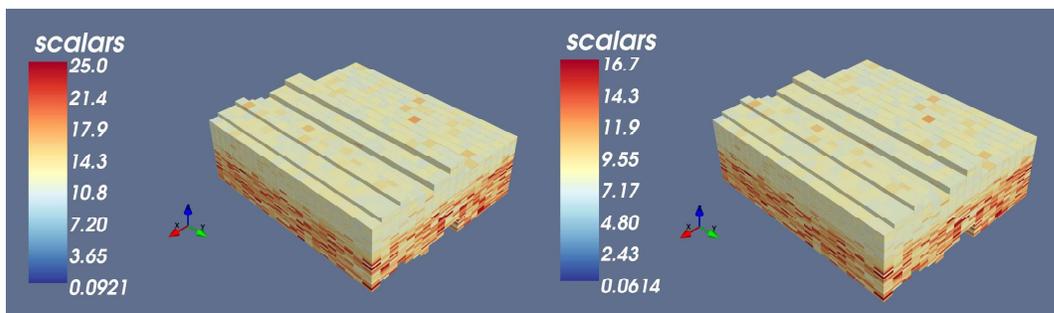


Figura 7.14: Valores para  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$

	P&T Convencional	TBMs
Valor Clasificación Medio	$RMR_m=37.88$	$RME_m=59.38$
Cubicacion	Clase I: 0	RME(1-20): 0
	Clase II: 0	RME(20-40): 170.625
	Clase III: 1.275.625	RME(40-60): 1.413.750
	Clase IV: 1.795.625	RME(60-80): 1.421.875
	Clase V: 0	RME(80-100): 65.000
Rendimiento Esperado	4.2 [m/día]	12.46 [m/día]

Tabla 7.4: Rendimientos esperados, según calidad de roca y método de construcción

### 7.3.4. Requerimientos básicos para el modelo de esfuerzos

En este punto, es posible la selección de una malla de sondajes de los casos de la etapa anterior, tomando el mismo caso de estudio se busca definir las variables fundamentales a medir y estimar, realizando una comparación estadística de los resultados se puede definir que variables se ven más afectadas por la definición a base de sus dependencias. A lo largo del estudio, se han definido distintas variables y su relación entre ellas, a continuación, se observan las clasificaciones utilizadas para el estudio, sus factores y valores para una malla de sondajes de 50 [m] x 50 [m].

Variable	Media	Error típico	Desviación estandar
UCS	70.07	0.14	32.15
mi	5.89	0.01	2.81
Apertura[mm]	5.53	0.002	0.44
Separación[cm]	56.88	0.17	37.81
Persistencia[m]	20.4	0.006	1.25
Alteración	0.89	0.0007	0.16

Tabla 7.5: Resumen estadística descriptiva, variables independientes.

Variable	Media	Desviación estandar	Minimo	Máximo
Roca 1				
UCS	153.93	14.82	86.21	188.16
mi	10.90	1.51	5.8	16.66
Apertura[mm]	5.10	0.41	2.95	6.96
Separación[cm]	72.23	45.12	2.24	388.54
Persistencia[m]	2.59	1.51	0.07	11.95
Alteración	1.19	0.10	0.86	1.36
Roca 2				
UCS	102.11	6.67	75.24	126.68
mi	9.71	1.40	4.32	14.94
Apertura[mm]	5.71	0.46	4.15	7.37
Separación[cm]	67.51	40.75	1.93	420.04
Persistencia[m]	2.38	1.42	0.12	13.46
Alteración	1.00	0.07	0.71	1.32
Roca 3				
UCS	77.79	12.10	50.37	117.75
mi	6.99	1.39	1.39	12.14
Apertura[mm]	5.20	0.45	2.44	7.07
Separación[cm]	67.51	40.7	1.93	327.70
Persistencia[m]	1.98	1.16	0.06	8.46
Alteración	1.10	0.071	0.75	1.35
Roca 4				
UCS	52.94	15.57	14.69	142.05
mi	4.30	1.10	1.11	8.71
Apertura[mm]	5.61	0.38	3.53	7.17
Separación[cm]	49.29	30.53	1.02	279.24
Persistencia[m]	1.91	1.15	0.04	9.63
Alteración	0.80	0.05	0.56	1.00

Tabla 7.6: Resumen estadística descriptiva, variables independientes, según tipo de roca.

Las variables cuantitativas, son representadas por índices, de esta forma es más fácil su manejo de datos durante el estudio.

Conociendo las variables y sus parámetros básicos, es necesario tener en cuenta las dependencias estudiadas y elaboradas para esta metodología, a partir de esto, calcular cada una de las variables con los datos estimados de las otras de esta forma, obtener un resultado comparable.

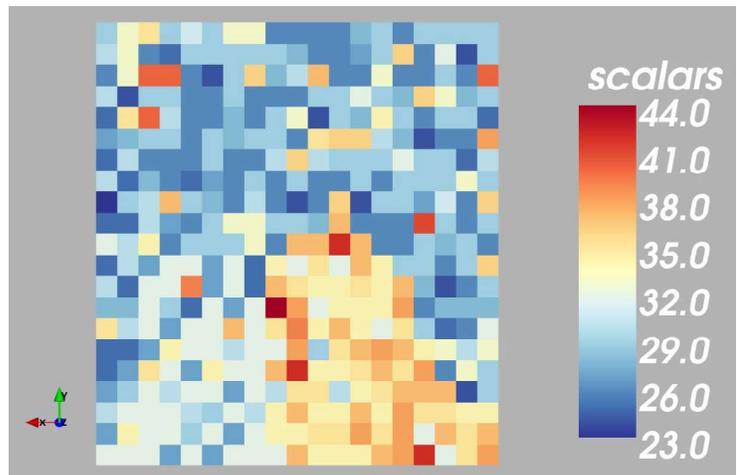


Figura 7.15: Vista en planta RMR, Cota 575.

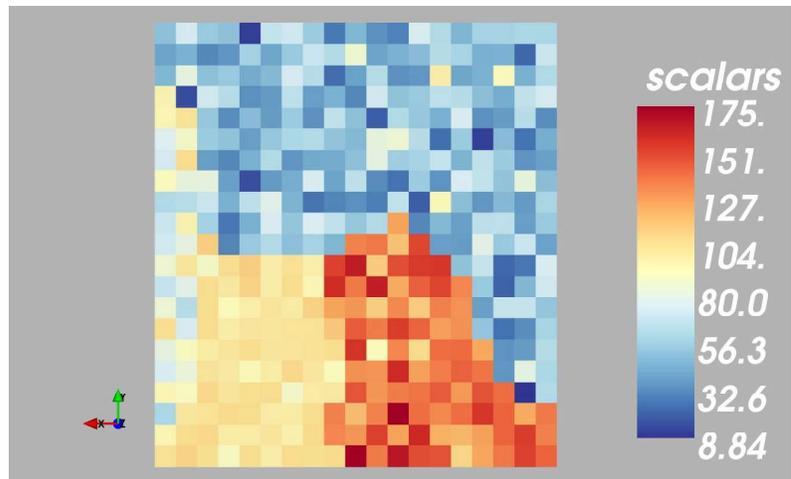


Figura 7.16: Vista en planta UCS, Cota 575.

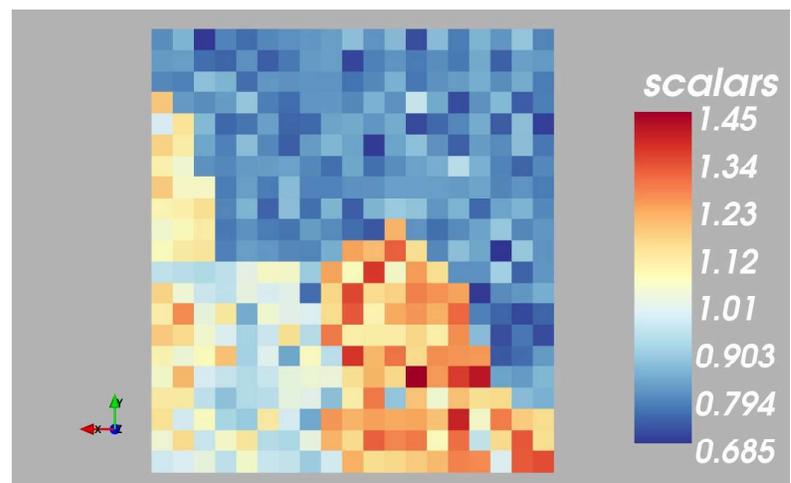


Figura 7.17: Vista en planta Alteración, Cota 575.

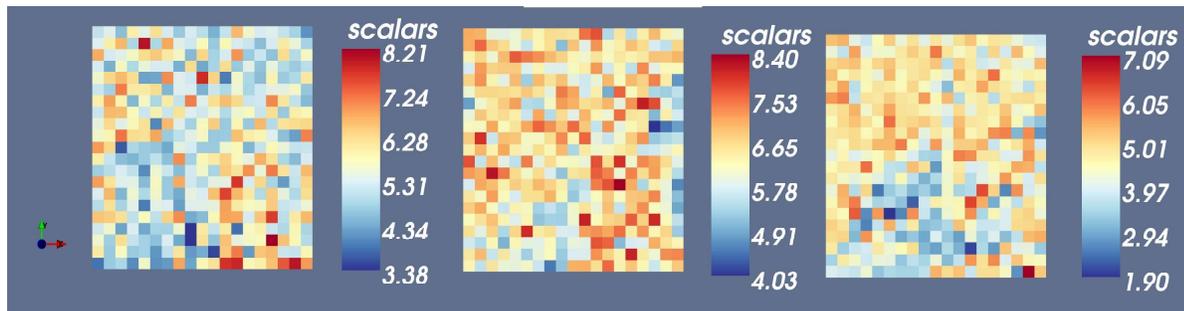


Figura 7.18: Vista en planta apertura de discontinuidades, Cota 575.

Se observan 3 graficos que representan cada una de las familias de estructuras.

La Figura 7.20 repesena los errores de clasificacion RMR con un intervalo de 5 puntos, la comparativa se realiza tomando el valor estimado y calculado de RMR, si su diferencia es mayor a 5 se considera como un bloque con error, esto con el objetivo de dar importancia a los bloques que se encuentran en los limites de la clasificación.

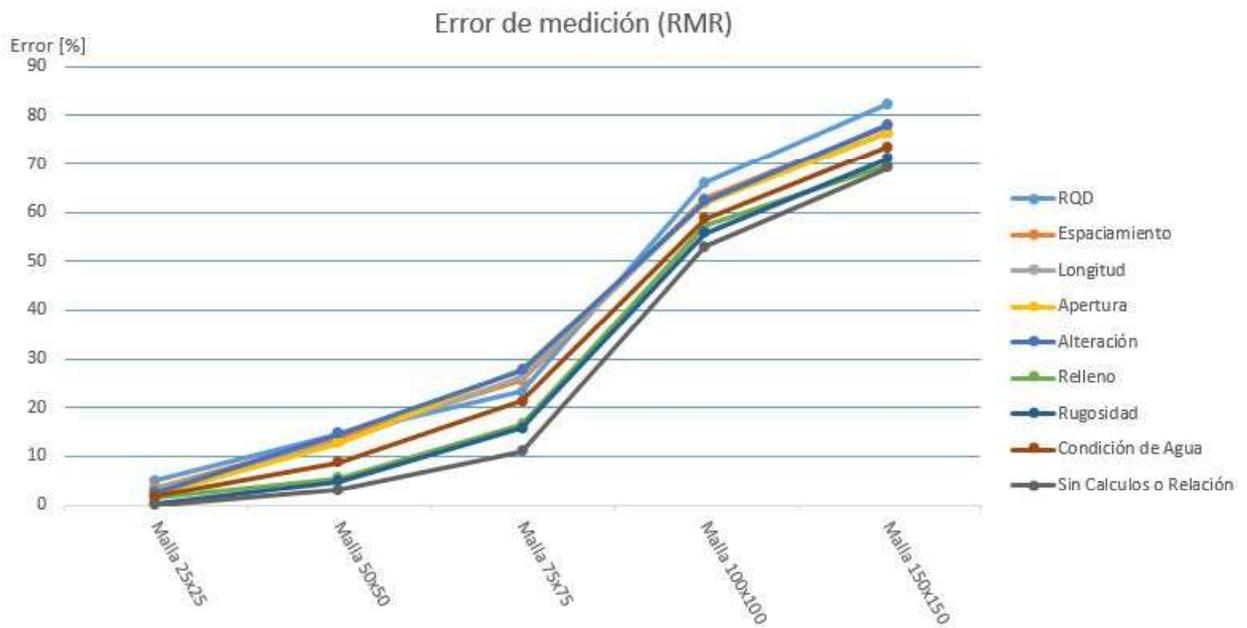


Figura 7.19: Gráfico comparativo de RMR estimado/medido y RMR calculado, con una única variable.

Con esto es posible jerarquizar la importancia de ciertas variables en la valorización de un bloque en términos de estabilidad y resistencia, sin embargo, el análisis se realizó modificando una sola variable, por lo que se reduce a medir el resto y calcular una en función de otras. Es por esto que se iteró en análisis calculando las variables en orden creciente y según sus dependencias obteniéndose los siguientes gráficos.

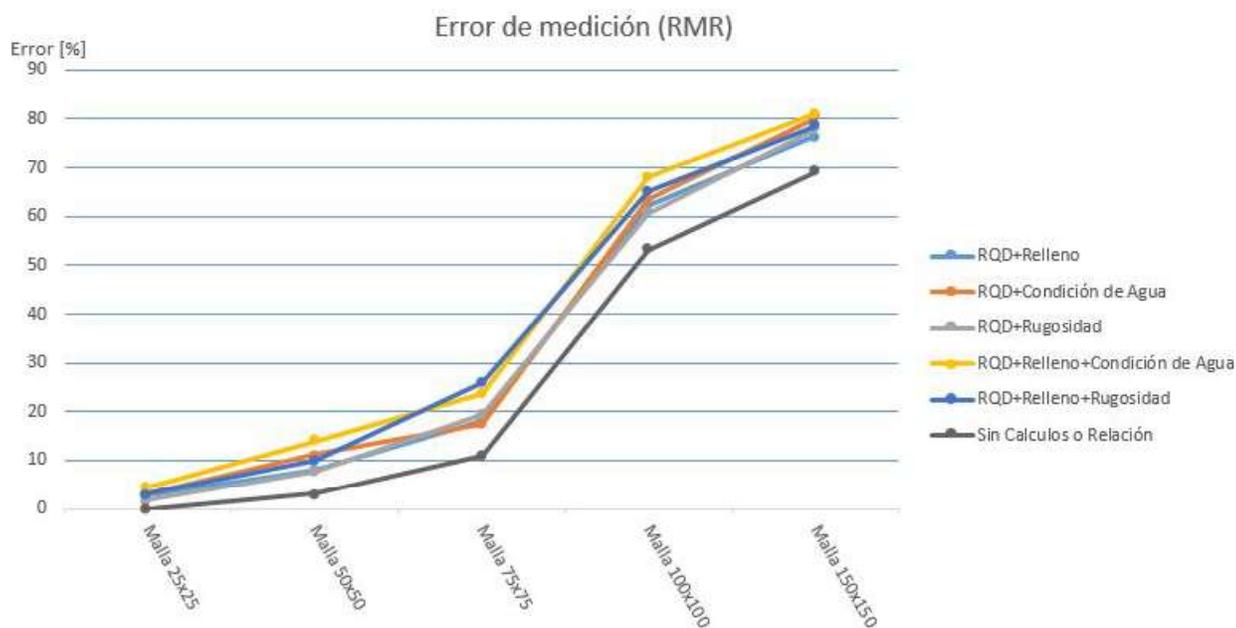


Figura 7.20: Gráfico comparativo de RMR estimado/medido y RMR calculado, con más de una variable.

Variable	RMR [intervalos de 5 puntos]
RQD	1.58
Espaciamiento	2.38
Longitud	8.87
Apertura	16.8
Alteración	16.7
Relleno	4.1
Rugosidad	4.89
Condición de Agua	4.9
RQD+Relleno	7.18
RQD+Condición de Agua	6.48
RQD+Rugosidad	8.47
RQD+Relleno+Condición de Agua	12.58
RQD+Relleno+Rugosidad	15.07

Tabla 7.7: Error asociado al cálculo y relación entre variables

# Capítulo 8

## Análisis de resultados

A partir de los resultados obtenidos, se analizan en orden de manera de comprender el orden lógico con el que se desarrolló la metodología.

### 8.1. Levantamiento de información y generación de casos

Inicialmente, considerando los datos de entrada se debe generar un sistema análogo para las distintas situaciones, es por eso que se procede a un manejo de datos de manera de poder trabajar de mejor manera los datos. La generación de los casos de estudio a partir de un modelo de bloques se realiza mediante una simulación bastante sencilla, se toma la superficie del modelo facilitado y sobre esta se generan mallas regulares de distintas dimensiones, posteriormente se define una dirección propia de cada sondaje y se generan estas poli líneas que intersectan al macizo, la recolección de datos se realiza de manera individual, de esta forma para cada uno de los sondajes se obtienen los datos de los bloques intersectados.

Los resultados de las mallas obtenidos están expuestos en las Figuras (7.2) y (7.3), donde es posible apreciar el aumento del distanciamiento y cantidad de sondajes, es necesario tener en cuenta que el estudio se lleva cabo de formas un análisis global del macizo en cuestión y un análisis particular del tipo de roca.

Considerando que se poseen los cinco casos con los que se trabajara en primera instancia de manera de poner en práctica esta metodología, se procede a un análisis estadístico de las variables, las variables fundamentales para estudiar son el UCS, características de discontinuidades y alteración.

La Figura (7.4), muestra un histograma con las mediciones puntuales de UCS a lo largo del modelo, considerando como la malla más densa un espaciamiento de 25[m]x25[m], esta genera un modelo a partir de 400 sondajes, el segundo caso presenta un caso del orden de 110 sondajes realizados para una malla de 50[m]x50[m], el tercer caso presenta una malla con 56 sondajes aproximadamente para dimensiones de 75[m]x75[m], para el cuarto caso se tiene una malla con 45 sondajes y finalmente un caso con tan solo 16 sondajes, si podemos observar

existe una gran diferencia entre la cantidad de sondajes de cada caso, con esto se podría estudiar la distancia a la cual los sondajes dejan de capturar la variabilidad del macizo, y generar un parámetro que mida la captura de un o más sondajes en un sector determinado, sin embargo, a pesar de la variación del número de sondajes la media y desviación estándar no varía considerablemente en el levantamiento de información, lo que es de esperar dado que solo se retira una cantidad de datos determinada y no se modifica gran parte de esto, con esta definición se puede observar que los datos representan en cada situación al macizo en general sin dejar de medir los diferentes tipos de rocas (Observar Tabla (7.1)).

## 8.2. Estimación de variables

Dentro de las herramientas más importantes a utilizar en esta metodología propuesta se encuentran los métodos de estimación de variables, dentro de los que destacamos el kriging simple, ordinario y de indicadores, los cuales fueron utilizados según las características de la variable y/o su descripción.

Para una correcta aplicación de la geo estadística, se revisan las particulares características de las variables consideradas, esto incluye (1) la linealidad, (2) comportamiento direccional y (3) mezcla de múltiples poblaciones. Hacer caso omiso de estas características pueden generar errores significativos [13].

Los resultados obtenidos en la estimación de las variables se pueden dividir en dos, el primero enfocado en la cuantificación del error de las variables y el segundo en la clasificación de los bloques.

El primer análisis, cuantificando el error en la medición de las variables, se utiliza el UCS como variable representativa. Considerando como caso inicial los datos de la Tabla (7.2), se evalúan los resultados para cada uno de los casos, y posteriormente se comparan las características estadísticas como la media y la desviación estándar de las variables, el detalle de cada una de las variables es posible observarlo en el “Anexo C: Detalle de resultados”. Los resultados muestran que a medida que se reduce el número de mediciones aumenta considerablemente la desviación de los datos medidos, sin embargo, la media se mantiene considerablemente constante (ver Figura (7.5)), en cambio considerando un análisis más detallado en términos de valores (ver Figura (7.6)), ambas se ven afectadas de forma similar, pero en diferentes magnitudes, esto generado por la pérdida de información a medida que se realizan menos sondajes.

El segundo análisis en términos de tonelaje de roca es menos sensible dado que el macizo se clasifica por categorías y por consecuencia estas poseen rangos en los cuales puede fluctuar sus características, es por eso que el error no se ve tan elevado considerando la totalidad de los bloques. La Figura (7.7), muestra el tonelaje por clases estimado para diferentes escenarios, esto con el objetivo de observar como varían las toneladas categorizadas en una cierta clase, con esto es posible observar que la información relacionada a las clases II y III se pierde, esto debido a la sobreestimación de los bloques para la clase IV, visualmente es posible observarlo en la Figura (7.9), donde se observan como ciertos bloques que previamente se consideraban

de clase III, ahora son considerados de clase IV, esta imagen es tomada del modelo en la cota 575, y muestra como en los límites de los tipos de roca hay una pérdida considerable de información. El detalle del tonelaje asociado se observa en la Figura (7.8).

Finalmente, la calificación RMR se observa en la Figura (7.9) donde se tiene una comparativa del valor en el modelo de bloques, donde la reducción en el número de sondaje provoca una estimación más pobre en los sectores de mejor calidad, en comparación a la roca de peor calidad. Los resultados en esta sección fueron los esperables, donde los modelos generados a partir de mallas de densidad de sondajes menor generaron una sobre estimación de los bloques de peor calidad por su abundancia, en cambio la pérdida de información generada en los sectores de clases II y III fue mayor, incluso para el caso de menos medidas la clase II fue difícil de detectar.

### 8.3. Evaluación Técnica

A partir de los resultados anteriores, se desarrolla una evaluación técnica de las mallas propiamente tal y de los métodos de desarrollo estudiado, se realiza la comparativa mediante un segmento de la roca destinado a la construcción de un túnel con el objetivo de cuantificar los rendimientos asociados a los métodos de explotación.

En la Figura (7.11), se observa una cuantificación de los errores en función de la malla utilizada, principalmente en las clases II y III, las más sensibles del análisis. Se observa que desde cierto punto superior a la malla 75[m]x75[m] el error asociado supera el 10 %, lo que en consecuencia genera una pérdida de presencia de cierta calidad de roca que puede ser beneficiosa para el diseño, la razón de este aumento abrupto es la baja cantidad de bloques asociados a estas clases, las cuales al perder información se ven más afectadas que la clase IV de volumen superior, sin embargo, este resultado está asociado a las altas mediciones que se tenían en el modelo base por lo que el análisis se vuelve más sensible a un análisis más pobre realizado generalmente en terreno.

Este error es posible cuantificarlo en términos económicos, considerando la valorización de los bloques y el rendimiento asociado al método de explotación, a continuación, se presenta la Tabla (7.3), la cual cuantifica la diferencia en los metros de sondaje realizados para cada uno de los casos y su error asociado en la estimación. Otro factor influyente en el estudio corresponde a la selección del método de desarrollo para un diseño definido, pasa esto se extrae un segmento del modelo y se evalúa cuantificando las clases e índices asociados a las características de la roca, de esta manera es posible según la información recopilada para el estudio estimar y evaluar el método de perforación y tronadura convencional y el uso de tuneladoras, en la Figura (7.12), se observa la vista isométrica del segmento estudiado, además de una vista en planta en la Figura (7.13), se seleccionan el caso base y el caso de malla 50[m]x50[m] (más información en “Anexo C: Detalle de Resultados”), y la cuantificación de este segmento se puede ver en la Tabla (7.4), y su estimación de rendimientos en la Tabla (7.5).

Los resultados anteriores indican un mejor rendimiento para el uso de TBM, sin embargo,

el resultado está asociado a ese tramo y no a un diseño general, por lo que este análisis es extrapolable a un diseño completo y por consecuencia ayuda a evaluar los diseños en términos de rendimientos de desarrollo.

Lamentablemente, existen otros factores que influyen en la construcción de túneles a grandes profundidades, es por eso que se requiere el modelo de esfuerzos asociados al modelo de bloques. El uso de GSI y de sistema de Hoek-Brown es fundamental para el desarrollo de dicho modelo, es por esto que se calcula los esfuerzos asociados a cada bloque (ver Figura (7.14)), este análisis es utilizado para definir las zonas de mayor esfuerzo, el cual debería ser un input para el análisis definitivo de un diseño minero.

## 8.4. Análisis de variables

El análisis de variable se realiza con el modelo de malla más densa de manera de reducir los errores en los cálculos de las variables, a partir de las dependencias descriptivas y matemáticas desarrolladas en capítulos anteriores se calcula cada variable en función de las otras, de manera de observar el impacto de la medición por sobre el cálculo, para esto se observa en la Tabla (7.5) la estadística descriptiva de cada variable estimada, y posteriormente previo a su clasificación se compara la variable medida con la calculada.

Esto de cierto ayuda a clasificar las variables según su importancia, considerando el error asociado al cálculo y su importancia en las puntuaciones de los índices.

Realizando la comparativa según los tipos de roca, se observa que al estar más acotado el dominio los errores son menores, esto principalmente se debe a que el impacto de la presencia aledaña de tipos distintos de rocas afecta solamente a los límites y por consecuencia solo algunas variables se ven afectadas, la estadística se observa en la Tabla (7.6), donde se exponen los resultados según tipos de roca. A continuación, se tienen imágenes de las variables calculadas y medidas, donde es posible observar en la cota media del modelo como están varían según las dependencias consideradas (la Tabla (4.10) representa de mejor manera estas relaciones).

Gráficamente podemos observar los errores en las clasificación RMR, presentes en las Figuras (7.19) y (7.20), en donde se observa cómo afecta el cálculo de una variable a la clasificación y cálculo de índices definidos.

Finalmente, se presenta un cálculo de grafico donde se observa el error en el RME en función del número de variables calculadas, la leyenda explica bien que variables son medidas y calculadas.

A partir de todos estos resultados, se obtiene el siguiente análisis de los resultados para la importancia de las variables de forma independiente (Ver Tabla (8.1)).

Obligatoria	Grado Alto	Grado Medio	Grado Bajo
UCS	Tipo de Roca	Condición de Agua	Espaciamiento/RQD
	Longitud	Rugosidad	Orientación
	Apertura	Número de familias	$m_i$
	Alteración	Relleno	DRI
			Autoestabilidad

Tabla 8.1: Clasificación de Variables según importancia, Clasificación RMR

Obligatoria	Grado Alto	Grado Medio	Grado Bajo
Espaciamiento/RQD	Rugosidad	Condición de Agua	DRI
Número de familias	Longitud	Relleno	Autoestabilidad
	Apertura	Espaciamiento/RQD	
	Alteración	Orientación	

Tabla 8.2: Clasificación de Variables según importancia, calificación Q

Obligatoria	Grado Alto	Grado Medio	Grado Bajo
UCS	Espaciamiento	Condición de Agua	Relleno
$m_i$	Longitud	Rugosidad	RQD
Número de familias	Apertura		DRI
Tipo de Roca	Alteración		Autoestabilidad
	Orientación		

Tabla 8.3: Clasificación de Variables según importancia, índice GSI

Obligatoria	Grado Alto	Grado Medio	Grado Bajo
UCS	Espaciamiento	Condición de Agua	Relleno
Tipo de Roca	Orientación	Rugosidad	RQD
	Autoestabilidad	DRI	Número de familias
	Alteración	Longitud	$m_i$
		Apertura	

Tabla 8.4: Clasificación de Variables según importancia, índice RME

# Conclusión

Dentro de los objetivos fundamentales de este estudio, se desea una lista de recomendaciones al lector, de manera de facilitar la toma de decisión sobre que variables medir y cuantos sondajes realizar.

A partir de la metodología propuesta y los estudios realizados, es posible recomendar al lector las siguientes consideraciones:

- La estimación de variables geomecánicas es factible en cierta medida si se conoce información previa del sector, sin embargo, es necesario considerar que el macizo posee una alta incertidumbre dentro de muchos factores, por lo que, si no existe un buen manejo de los datos, y una clara delimitación de las zonas, los resultados obtenidos pueden no ser los más apropiados.
- La estimación captura la variabilidad del macizo con un bajo porcentaje de error en distancias cortas, sin embargo, los altos costos de campañas de sondajes densas hacen imposible generar un modelo de bloques 100% real, y es por esto que en función de los requerimientos es posible desarrollar campañas de sondajes de menor tamaño con el objetivo de reducir costo e incertidumbre, pero considerando los márgenes de error generados por este tipo de decisiones.
- La distancia relativa de captura de variabilidad mediante estimación, depende directamente del sector en el que se trabaja, es decir, que para asegurar valores correctos estimados es necesario un levantamiento previo de datos de un sector aledaño, de esta manera estudiar si se existen límites duros que prohíban el uso de este tipo de estimación, dentro de estos destacamos macro estructuras como fallas o desplazamiento de grandes volúmenes de roca. La solución ante este tipo de estructuras corresponde al uso de LVA, una metodología utilizada en geoestadística para capturar la anisotropía local, de esta forma es posible capturar estas variabilidades y analizar de mejor manera las zonas de riesgo, sin embargo, esta metodología no ha sido implementada en modelos a grandes escalas, debido a su alto uso en memoria de computo, y el tiempo que requiere este tipo de análisis.
- La selección del método de desarrollo en obras subterráneas necesita considerar no solo la experiencia del equipo o empresa encargado del proceso, sino de otros factores que influyen en esta labor, por otro lado, el método de construcción puede ayudar a definir de mejor forma la estimación del tiempo de desarrollo y el diseño propiamente tal. Considerando la valoración de la roca según los requerimientos del sistema, es posible evaluar distintos métodos de construcción en etapas tempranas, de manera de tener una mejor estimación de los plazos asociados a la realización de distintas obras, y

además considerar dentro de sus variables la calidad del macizo de manera de reducir la incertidumbre de lo que se encontrará en la labor.

- Los resultados arrojados sobre la dependencia de variable muestran una clara relación entre algunas de ellas, sin embargo, es necesario considerar muy bien el cálculo de estas, dado que inevitablemente el resultado de alguna arrastra un error propio, y por consecuencia los abusos de estas relaciones aumentan de manera considerablemente el error final. Dentro de las variables que son factible calcular o relacionar, se encuentran: RQD, Relleno, Condición de Agua, y Rugosidad, en cambio las variables propias del modelo de estructuras no es conveniente relacionarlas dado que estas pueden utilizarse en el cálculo de algunos índices utilizados en la industria.
- Otras variables es posible cuantificar o evaluar en función de otras dependen directamente del objetivo del estudio, dado que el uso de una clasificación o índice específica modifica la importancia de variables según su asignación de puntaje.
- En términos generales, las variables representan una características única del macizo rocoso, sin embargo, al funcionar como un conjunto estas tienen relaciones fuertes entre ellas, es por esto que el estudio fue factible, principalmente porque se demuestra cómo obtener una descripción en función de otra sin afectar fuertemente al desarrollo de la estimación, por otro lado, existen variables que poseen una importancia mayor a otras cuando se califica el macizo, por lo cual su medición en terreno debe ser asegurada, debido a que si se calcularan en función de otras se perdería mucha información de la roca y su variabilidad.
- La valoración de los parámetros de manera independiente en cada bloque de sistema, es una medida que reduce la incertidumbre del proceso, sin embargo, los resultados generados para el análisis arrojan que para ciertas variables es recomendable generalizar el resultado en el sector de manera de reducir los tiempos de estimación.

# Bibliografía

- [1] Luis Salvador Aedo Sanhueza. Predicción de resistencia a la carga puntual y rqd mediante kriging ordinario en la mina cerro colorado. 2007.
- [2] C. Ayday. Statistical analysis of discontinuity parameters of golbas (ankara) andesites. *Supren (Eskis-ehir) marble, and PorsukDam (Eskis-ehir) peridotite, Ph.D. Dissertation.*, page 186, 1986.
- [3] N Barton, E Grimstad, G Aas, OA Opsahl, A Bakken, and ED Johansen. Norwegian method of tunnelling. *World Tunnelling*, 5(5), 1992.
- [4] Richard Bieniawski and Bieniawski Design Enterprise. Selección de tuneladoras para macizos rocosos con frentes estables. *Ingeopres N° 181, Mayo 2009. Madrid*, 2009.
- [5] Zdzisław Tadeusz Bieniawski. *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons, 1989.
- [6] ZT Bieniawski, Bieniawski Design, B CELADA, Subterráneas UP Madrid, JM GALERA, SA Geocontrol, and I TARDÁGUILA. Nuevas aplicaciones del índice rme para la selección del tipo de tuneladora. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, (176):16–26, 2008.
- [7] ZT Bieniawski, Benjamín Celada Tamames, JM Galera Fernández, and M Alvarez Hernández. El Índice de excavabilidad del macizo rocoso (rme): nueva metodología para escoger el método óptimo de construcción de túneles. *Ingeopres: Actualidad técnica de ingeniería civil, minería, geología y medio ambiente*, (149):20–28, 2006.
- [8] E.T. Brown. Testing and monitoring: Isrm suggested methods. *Pergamon*, page 211, 1981.
- [9] HOEK Y Brown. Índice de calidad de la roca rqd. clasificaciones de los macizos rocosos según: Barton. bieniawski. 2000.
- [10] D Brox. Technical considerations for tbn tunneling for mining projects, society for mining. *Metallurgy, and Exploration transactions*, pages 498–505, 2013.
- [11] M Cai. Rock mass characterization and rock property variability considerations for tunnel and cavern design. *Rock mechanics and rock engineering*, 44(4):379–399, 2011.

- [12] Kaiser Cai M. Visualization of rock mass classification systems. *Geotech Geol Eng*, 24(4):1089–1102, 2006.
- [13] Matías Egaña and Julián M Ortiz. Assessment of rmr and its uncertainty by using geostatistical simulation in a mining project. *Journal of GeoEngineering*, 8(3):83–90, 2013.
- [14] Yong Fan, Wenbo Lu, Yihong Zhou, Peng Yan, Zhendong Leng, and Ming Chen. Influence of tunneling methods on the strainburst characteristics during the excavation of deep rock masses. *Engineering Geology*, 201:85–95, 2016.
- [15] Mercedes González de Vallejo Ferrer, Luis I Ortuño, Luis Oteo, and CarlosLuis I González de Vallejo. Ingeniería geológica. Technical report, Pearson Educación,, 2004.
- [16] Canada Centre for Mineral, Energy Technology, DG Hedley, and Mining Research Laboratories (Canada). *Rockburst handbook for Ontario hardrock mines*. Canmet, 1992.
- [17] Héctor Nicolás Funes. *Métodos estadísticos en problemas espaciales*. PhD thesis, Editorial de la Universidad Nacional de Salta, 2008.
- [18] Emiliano Mauro Giraldo Paredez. Las maquinas tuneladoras tipo “tbn” como alternativa al sistema de perforación y voladura para la excavación de tuneles caso: desarrollo de tuneles en yuncan. 2010.
- [19] Remh U. Herrenknecht M. Hard rock tbms. 2000.
- [20] Remh U. Herrenknecht M. Taller técnico de tbms y geología, proyecto andina 244. 2012.
- [21] MA Idris, D Saiang, E Nordlund, et al. Numerical analyses of the effects of rock mass property variability on open stope stability. In *45th US Rock Mechanics/Geomechanics Symposium*. American Rock Mechanics Association, 2011.
- [22] Musa Adebayo Idris, Hakan Basarir, Erling Nordlund, and Thomas Wettainen. The probabilistic estimation of rock masses properties in malMBERGET mine, sweden. *Elect J Geotech Eng*, 18, 2013.
- [23] Musa Adebayo Idris, David Saiang, and Erling Nordlund. Probabilistic analysis of open stope stability using numerical modelling. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 3(3):194–219, 2011.
- [24] Cerpa J. Análisis comparativo técnico y económico entre método noruego de construcción de túneles y el método tradicional división el teniente. 2011.
- [25] Jara J. Factibilidad técnica económica del empleo de tbn en preparación minera por hundimiento. 2009.
- [26] Antonio Karzulovic. Método del índice q.
- [27] V Marinos, P Marinos, and Evert Hoek. The geological strength index: applications and

- limitations. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 64(1):55–65, 2005.
- [28] Gajardo D. Palma A., Hughes J. Construcción de túneles con tuneladoras tbm. experiencias, desafíos y oportunidades en Chile. *SRK Consulting*, 2011.
- [29] Hudson JA Priest SD. Discontinuity spacings in rock. *Int J Rock Mech Min Sci Geomech Abstr*, 13(5):135–148, 1976.
- [30] Hudson JA Priest SD. Application of q-system and index tests to estimate shear strength and deformability of rock masses. *Proceedings of the International Symposium on Engineering Geology and Underground Construction*, page 51–70, 1983.
- [31] Fernández R. Capítulo 8, excavaciones con máquinas integrales: Topos y escudos. In *Manual de Túneles y Obras Subterráneas*. 1ª edición, 1997.
- [32] MDG Salamon. Rock mechanics of underground excavations. *Advances in rock mechanics, Proc. 3rd Cong. ISRM., Denver B*, 1:951–1009, 1974.
- [33] Mehmet Sari, Celal Karpuz, and Can Ayday. Estimating rock mass properties using monte carlo simulation: Ankara andesites. *Computers & Geosciences*, 36(7):959–969, 2010.
- [34] Bhawani Singh and Rajnish K Goel. *Rock mass classification: a practical approach in civil engineering*, volume 46. Elsevier, 1999.
- [35] Fidelis T Suorineni, Peter K Kaiser, and John G Henning. Safe rapid drifting—support selection. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 23(6):682–699, 2008.
- [36] J Tarazona. Obtención de la resistencia compresiva uniaxial (ucs) de las rocas a partir de mediciones sobre ripios de perforación. *Trabajo de grado (Ingeniero Civil), Facultad de Ingenierías Fisicomecánicas, Universidad industrial Santander, Bucaramanga*, 2005.
- [37] Pedro Samané Tuní. El índice de excavabilidad del macizo rocoso (rme): Nueva metodología para escoger el método óptimo de construcción de túneles.
- [38] Martín A Díaz Viera and Ricardo Casar González. Geoestadística aplicada. *Notas de curso. Instituto de Geofísica, Universidad Nacional Autónoma de México (UNAM). Instituto de Geofísica y Astronomía, CITMA. Cuba*, 2002.
- [39] Bruland A. Zare S. Progress of drill and blast tunnelling efficiency with relation to excavation time and costs. *Underground Space, the 4th Dimension of Metropolises.*, 2007.

# Capítulo 9

## Anexo

### 9.1. Anexo A: Estimación de la veolidad de avance asociada a los tipos de TBM, utilizando $Q_{TBM}$

Este método está desarrollado para predecir la razón de penetración ( $PR$ ) y la razón de avance ( $AR$ ). Este método está basado en una expansión de la clasificación de macizo rocoso  $Q$  y la fuerza de corte promedio en relación a la resistencia apropiada del macizo rocoso. Lo que se considera es la orientación de las estructuras junto con la resistencia de la roca y la abrasividad o no-abrasividad natural de la roca se incorpora mediante el índice de vida de la roca (cutter life index –  $CLI$ ). Adicionalmente se considera el nivel de esfuerzos presentes. Este parámetro  $Q_{TBM}$  puede ser estimado durante estudios de factibilidad y puede ser calculado durante el desarrollo del túnel.

Las expectativas de excavación rápida ponen gran responsabilidad en aquellos que evalúan la geología e hidrogeología a lo largo del trazado del túnel. Cuando las condiciones de la roca son razonablemente buenas, una TBM puede ser 2 hasta 4 veces más rápida que el método de perforación y tronadura. Los problemas están en los macizos rocosos extremadamente buenos (sin fracturas) o extremadamente malos en donde el método de perforación y tronadura puede ser más rápido.

El sistema  $Q$  fue desarrollado en 1974 de registros de túneles realizados mediante perforación y tronadura y ahora totalizan 1250 casos. Para buena fortuna, los valores de  $Q$  ya se estiran sobre 6 órdenes de magnitud de macizo rocoso. Existen zonas continuas de ‘squeezing’ y arcillas en donde se puede tener  $Q = 0,001$ , donde virtualmente también puede tenerse un macizo rocoso masivo sin fracturas que puede tener  $Q = 1000$ . Ambas condiciones son extremadamente desfavorables para el avance de la  $TBM$ , la primera situación deteniendo la máquina por extensos periodos y requiriendo fuerte pretratamiento y soporte y en la segunda situación quizás desacelerando el avance por varios meses a causa de los múltiples cambios de cortadores al día.

La tendencia general para la  $PR$  con perforación ininterrumpida y  $AR$  medido en largos

períodos se muestra en la Figura 9.1. El valor de  $Q$  explica las distintas magnitudes de  $PR$  y  $AR$  pero no es suficiente sin la modificación y adición de algunos parámetros de interacción roca-máquina.

El método para estimar  $PR$  y  $AR$  usando el valor de  $Q$  es el método  $Q_{TBM}$ . Este valor está estrechamente relacionado en parámetros familiares del sistema de clasificación  $Q$  pero adicionalmente adiciona parámetros para relacionar a la  $TBM$  con la roca/suelo.

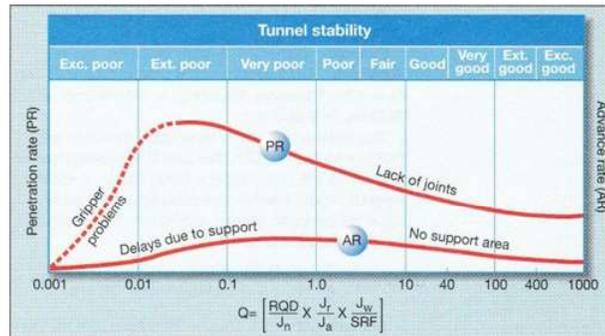


Figura 9.1: Relación conceptual entre  $Q$ ,  $PR$  y  $AR$

La Figura 9.2 puede ser usada para ilustrar cuatro clases básicas de condiciones de tunelería en roca que necesitan ser descritos en una forma cuantitativa.

1. Roca fracturada, porosa, fácil de excavar, requiere algo de soporte
2. Roca dura, masiva, difícil de excavar, cambio de cortadores frecuente, no requiere soporte
3. Roca con esfuerzos excesivos, squeezing, posible atrapamiento, necesita mucha excavación, gran cantidad de soporte
4. Roca fracturada, sobreexcavación, erosión de finos, largas demoras por drenaje, soporte temporal, relleno y grouting

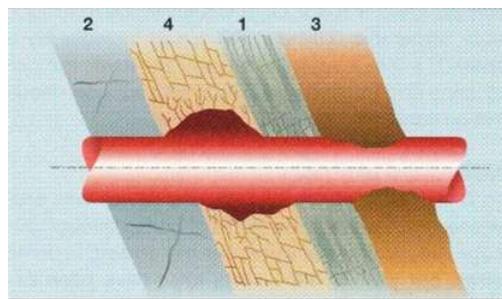


Figura 9.2: Cuatro amplias clases de condiciones de túneles

El nuevo término  $Q_{TBM}$  incorpora parámetros que toman cuenta tanto las condiciones de la roca como la reacción de la  $TBM$  a estas condiciones. El valor de  $Q$  convencional en conjunto con el índice de vida de los cortadores ( $CLI$ ) y el contenido de cuarzo ayudan a explicar algunas de las demoras involucradas. El valor de  $Q$  puede ser usado también para ayudar a seleccionar el tipo de soporte.

Una definición del valor de  $Q_{TBM}$  se muestra en Figura 9.3. En la parte superior de la figura se describen ciertos adjetivos que sugieren la facilidad o dificultad de excavar en un determinado terreno. Comparando esto con la Figura 8.1 que solo describen la estabilidad del macizo rocoso y su necesidad de soporte.

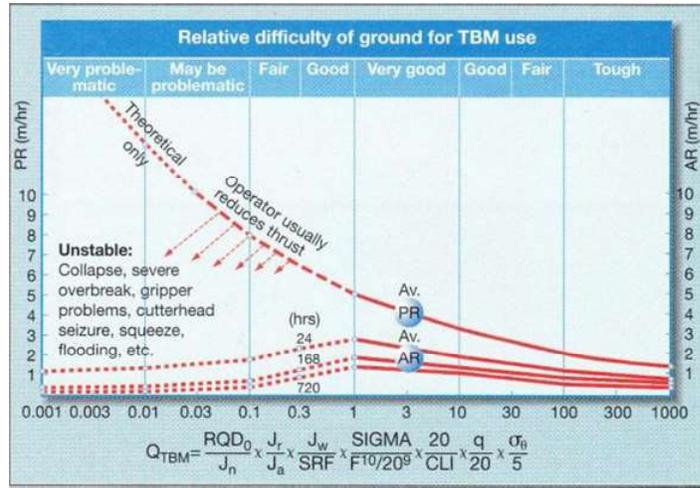


Figura 9.3: Relación sugerida entre  $PR$ ,  $AR$  y  $Q_{TBM}$

Los componentes del índice  $Q_{TBM}$  son los siguientes:

$$Q_{TBM} = \frac{RQD_0}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} * \frac{\sigma_{MASS}}{F} * \frac{20}{CLI} * \frac{q}{20} * \frac{\sigma_\theta}{5} \quad (9.1)$$

Dónde:

- $RQD_0 = RQD$  (%) interpretado en la dirección del túnel.  $RQD_0$  es también usado al evaluar el valor de  $Q$  en la estimación de la resistencia del macizo rocoso
- $J_n$ ,  $J_r$ ,  $J_a$ ,  $J_w$  y  $SRF$  son valores que no han sido modificados del sistema  $Q$  convencional, excepto  $J_r$  y  $J_a$  que deben referirse al sistema de fracturas que más ayude (u obstaculice) la excavación
- $F$  = carga promedio del cortador (tnf) en la misma zona, normalizado por 20 tnf
- $SIGMA$  = resistencia del macizo rocoso estimada (Mpa) en la misma zona
- $CLI$  = índice de vida de cortadores (cutter life index, ej. 4 para cuarzita, 90 para limonita)
- $q$  = contenido de cuarzo en porcentaje (%)
- $\sigma_\theta$  = esfuerzo inducido biaxial en la frente del túnel (aprox. 5 [Mpa]) en la misma zona, normalizado a una profundidad de 100 [m]

### 9.1.1. Estimación de $ARA_{Real}$

#### ARA TEÓRICA Y REAL

El RME estaba destinado inicialmente a evaluar la excavabilidad de la masa de roca considerando los aspectos relevantes a las características de la masa rocosa y al rendimiento

de la TBM, tales como la orientación del eje del túnel con respecto al conjunto más importante de discontinuidades y el índice de índice de perforación estándar DRI. En consecuencia, para incluir otros factores importantes como el diámetro del túnel o la experiencia y eficiencia de la tripulación TBM se pide la introducción del término ARA real ( $ARA_R$ ). Al mismo tiempo, el ARA derivado directamente de la RME fue designado como ARA teórico ( $ARA_T$ ).

La relación aplicable es la siguiente:

$$ARA_R = ARA_T \times F_e \times F_A \times F_D \quad (9.2)$$

Donde

$F_E$  = factor de eficiencia de la tripulación;  $F_A$  = factor de adaptación del equipo al terreno; y  $F_D$  = factor de diámetro del túnel.

### Factor de Eficiencia de Operadores ( $F_E$ )

Basado en la experiencia adquirida durante la construcción de los túneles gemelos de Guadarrama en España, de 28 km de longitud y excavados por cuatro TBM. Se aplica la siguiente relación:

$$F_E = 0,7 + F_{E1} + F_{E2} + F_{E3} \quad (9.3)$$

La Tabla 9.1 proporciona los valores apropiados para los coeficientes anteriores. Tenga en cuenta que el valor mínimo de  $F_E$  es 0.7 y su máximo es de 1.20.

Experiencia del contratista en TBM	Sin Experiencia	1-5 Túneles construidos	6-10 Túneles construidos	11-20 Túneles construidos	>20 Túneles construidos
Valor de $F_{E1}$	0	0.05	0.10	0.15	0.20

Calificación de la cuadrilla	Poco o nada entrenados en TBM	Entrenados pero no en TBM	Entrenados en el uso de TBM
Valor de $F_{E2}$	0	0.1	0.15

Resolución de problemas	Fabricante de la TBM en el sitio	No hay representante del fabricante de TBM en el sitio	Tiempo de resolución de problemas <1 mes	Tiempo de resolución de Problemas >1 mes
Valor de $F_{E3}$	0.075	0	0.075	0

Tabla 9.1: Criterio de evaluación de coeficientes  $F_{E1}$ ,  $F_{E2}$  y  $F_{E3}$

### Factor de Adaptación al Terreno ( $F_A$ )

También durante la construcción en Guadarrama, se descubrió que después de la excavación de varios kilómetros del túnel, incluso con RMR similar, la velocidad de avance aumentó más allá de lo que se esperaba de un fenómeno típico de curva de aprendizaje"; El aumento

dependía claramente de la longitud completa del túnel, lo que significaba un mayor grado de adaptación - por parte de la tripulación - al terreno encontrado. Esto se representa en la Figura 9.4, que define así el factor  $F_A$ .

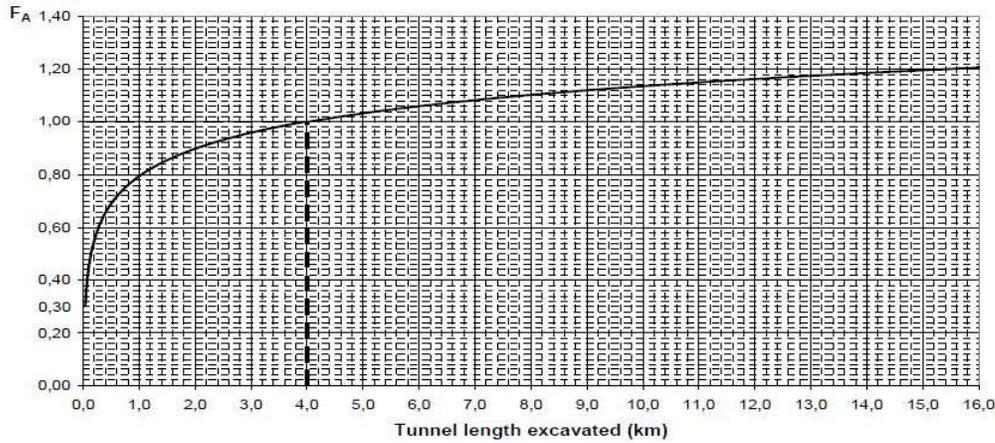


Figura 9.4: Variación del factor  $F_A$  con la longitud del túnel excavado.

### Factor del diámetro del túnel ( $F_D$ )

Para incluir el efecto del diámetro del túnel - importante porque en las historias de casos recogidos túneles diferentes tamaños están involucrados - un factor  $F_D$  se introdujo de la siguiente manera:

$$F_D = \frac{10}{D} \quad (9.4)$$

donde D es el diámetro del túnel en metros. La Figura 9.5 muestra la variación de este factor con el tamaño del túnel.

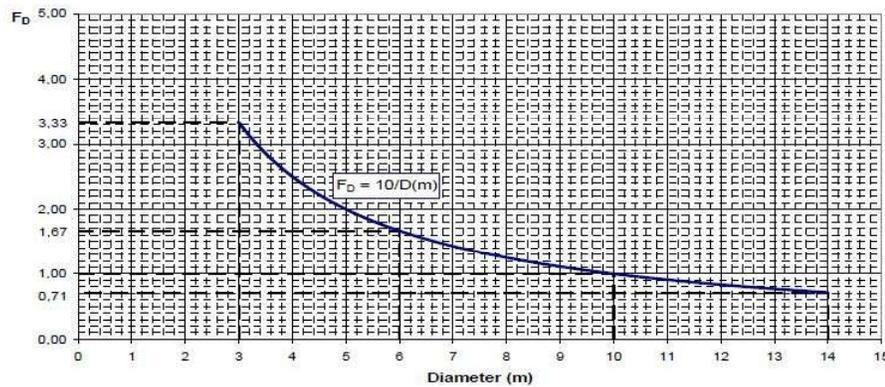


Figura 9.5: Variación del Factor  $F_D$  con el diámetro del túnel.

## Relacionar ARAT con tipo de tbm

Para TBM abiertas:

$\sigma_{ci} > 45$  [MPa]

$$ARA_T = 0,839xRME - 40,8; R = 0,763 \quad (9.5)$$

$\sigma_{ci} < 45$  [MPa]

$$ARA_T = 0,324xRME - 6,8; R = 0,729 \quad (9.6)$$

Para TBM de escudo simple:

$\sigma_{ci} > 45$  [MPa]

$$ARA_T = 23x[1,242^x]; \text{ donde } x = (45 - RMR)/17 \quad (9.7)$$

$\sigma_{ci} < 45$  [MPa]

$$ARA_T = 10x\ln(RME) - 13; R = 0,784 \quad (9.8)$$

Para TBM de doble escudo:

$\sigma_{ci} > 45$  [MPa]

$$ARA_T = 0,422xRME - 11,6; R = 0,658 \quad (9.9)$$

$\sigma_{ci} < 45$  [MPa]

$$ARA_T = 0,661xRME - 20,4; R = 0,867 \quad (9.10)$$

## 9.2. Anexo B: El índice de resistencia geológica (GSI), formas de cálculo y sus variaciones

El índice de resistencia geológica (GSI) es un sistema de caracterización de roca-masa que se ha desarrollado en mecánica de rocas de ingeniería para satisfacer la necesidad de datos de entrada confiables, particularmente aquellos relacionados con las propiedades de masa de roca requeridos como insumos en análisis numéricos o soluciones cerradas Para el diseño de túneles, pendientes o cimientos en rocas. El carácter geológico del material rocoso, junto con la evaluación visual de la masa que forma, se utiliza como entrada directa a la selección de parámetros relevantes para la predicción de la resistencia de la masa de roca y la deformabilidad.

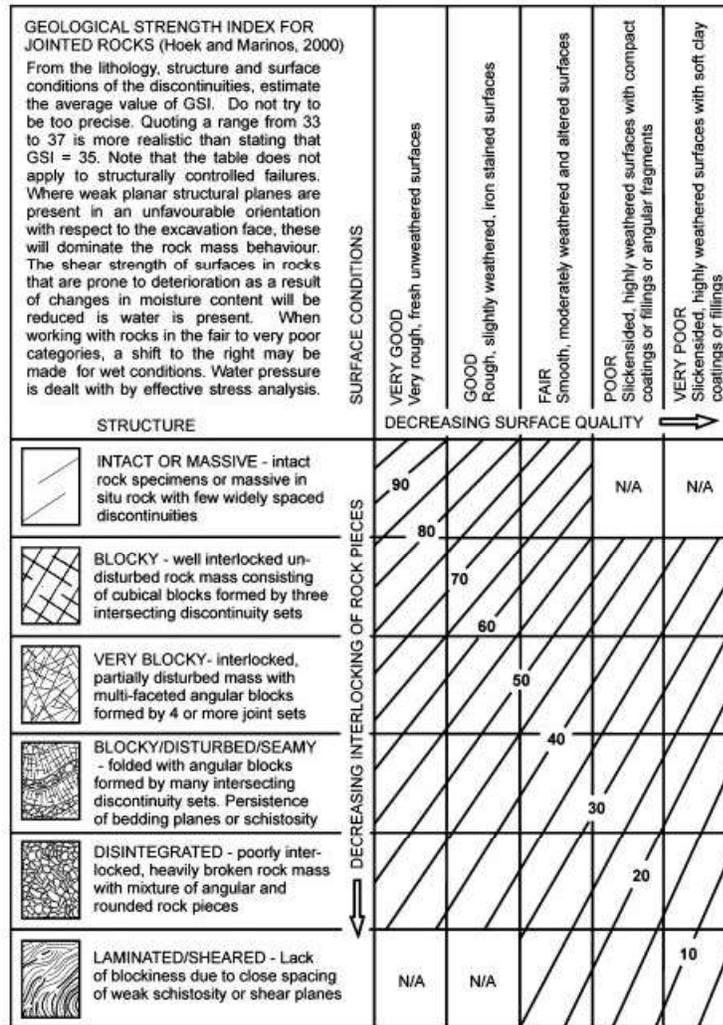


Figura 9.6: Gráfico general de las estimaciones de GSI a partir de las observaciones geológicas

También extendieron su aplicación para masas de roca heterogéneas como se muestra en la Figura 9.7.

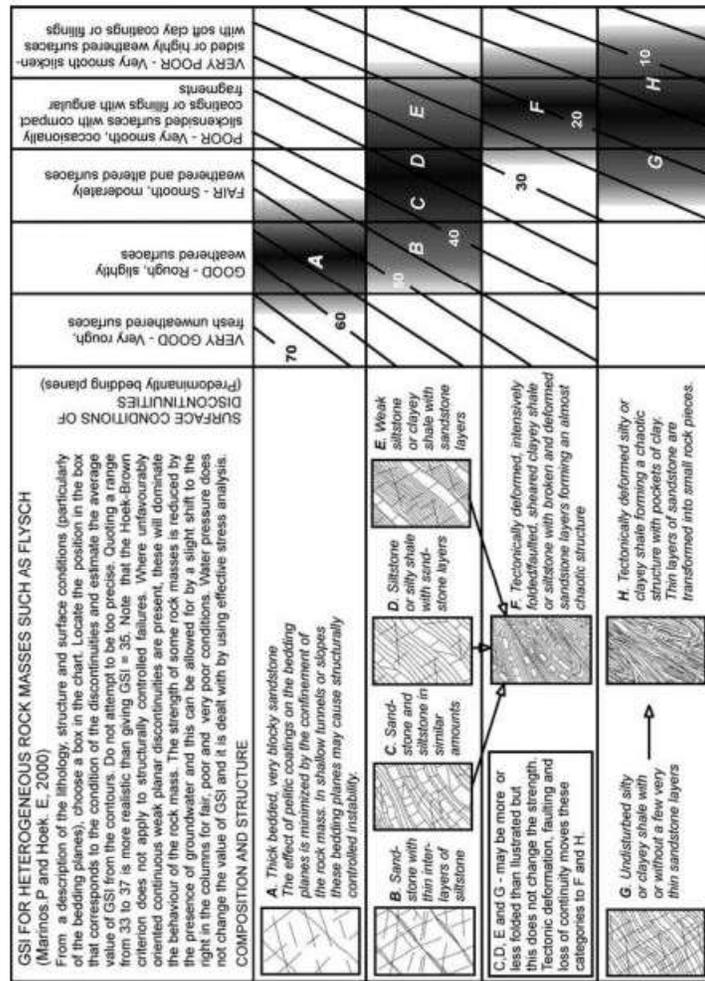


Figura 9.7: Estimaciones del índice de fuerza geológica para masas heterogéneas

Para el análisis de estabilidad de una pendiente, la evaluación se basa en la masa de roca a través de la cual se prevé que podría pasar un plano de falla potencial. La estimación de los valores GSI en estos casos requiere un juicio considerable, particularmente cuando el plano de falla puede pasar a través de varias zonas de diferente calidad. Los valores medios pueden no ser apropiados en este caso.

Para los túneles, se debe evaluar el índice del volumen de roca involucrado en el transporte de cargas,  $p$ . Para alrededor de un diámetro alrededor del túnel en el caso del comportamiento del túnel o más localmente en el caso de una estructura tal como un pie del elefante.

Para las estructuras particularmente sensibles o críticas, como las cavernas subterráneas de la central, la información obtenida de las fuentes discutidas arriba puede no ser considerada adecuada, particularmente porque el diseño avanza más allá de las etapas preliminares. En estos casos, se puede considerar el uso de pequeños túneles de exploración y este método de recolección de datos a menudo resultará altamente rentable.

La Figura 9.8 proporciona un resumen visual de algunos de los ajustes discutidos en los párrafos anteriores. Cuando no se dispone de una evaluación directa de las condiciones de

profundidad, en la parte superior (blanca) del gráfico GSI se indica el ajuste al alza del valor de GSI para permitir los efectos de perturbaciones superficiales, intemperie y alteración. Obviamente, la magnitud del cambio variará de un caso a otro y dependerá del juicio y la experiencia del observador. En la parte inferior (sombreada) de la tabla, normalmente no se requieren ajustes ya que la masa de roca ya está desintegrada o cortada y este daño persiste con la profundidad.

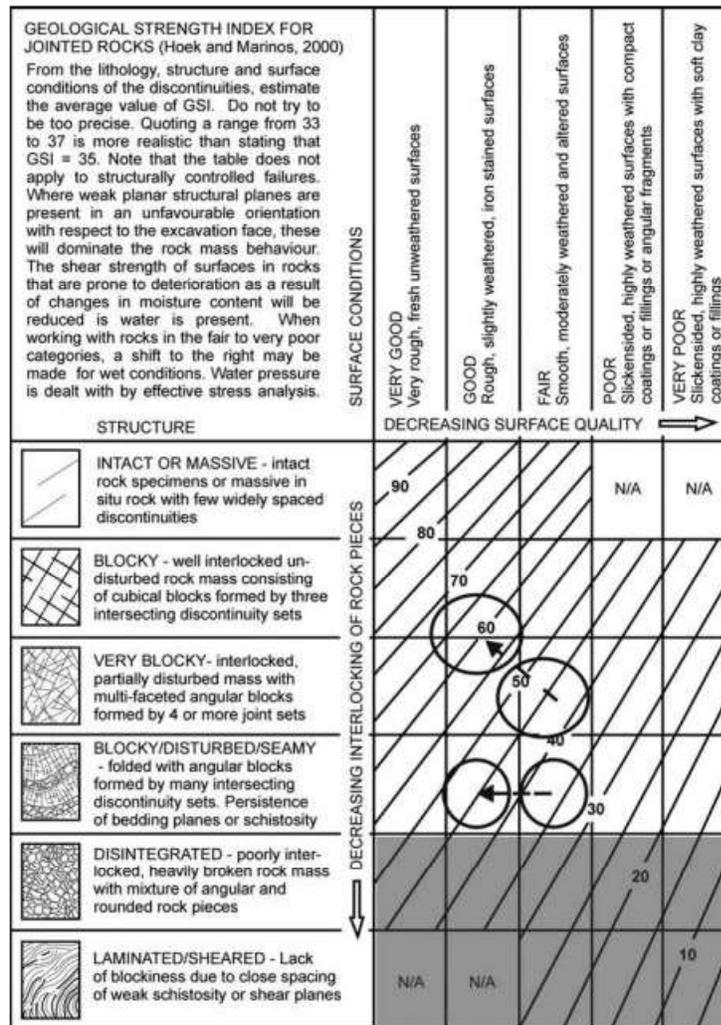


Figura 9.8: Proyección sugerida de información de observaciones en afloramientos a profundidad.

Zona blanca: se recomienda un desplazamiento hacia la izquierda o hacia la izquierda y hacia arriba; El alcance del cambio que se muestra en el cuadro es indicativo y debe basarse en el juicio geológico. Zona sombreada: el desplazamiento es menor o no aplicable ya que la mala calidad se mantiene en profundidad.

La resistencia al corte de la masa de roca se reduce por la presencia de agua en las discontinuidades o los materiales de relleno cuando éstos son propensos a deteriorarse como resultado de cambios en el contenido de humedad. Esto es particularmente válido en las categorías de discontinuidades justas a muy pobres, donde se puede hacer un cambio hacia



### 9.3. Anexo C:Detalle de Resultados

A partir de los resultados obtenidos se despliegan los datos estadísticos para cada una de las variable, de mayor importancia según la clasificación realizada en la segunda parte de la metodología.

		R1	R2	R3	R4
Malla 25[m]x25[m]	Media	135.93	102.11	77.79	52.94
	Desviación estandar	14.82	6.67	12.10	15.57
	Máximo	188.16	126.68	117.75	142.05
	Mínimo	86.21	75.24	50.37	14.69
Malla 50[m]x50[m]	Media	136.48	102.08	77.81	53.01
	Desviación estandar	17.61	6.89	11.90	17.15
	Máximo	200.84	139.11	142.27	119.08
	Mínimo	50.49	74.44	37.09	6.92
Malla 75[m]x75[m]	Media	136.26	104.33	77.84	53.03
	Desviación estandar	21.29	7.85	12.46	17.98
	Máximo	196.53	135.17	124.67	125.57
	Mínimo	61.14	73.43	33.87	5.28
Malla 100[m]x100[m]	Media	136.55	106.21	78.68	53.01
	Desviación estandar	29.22	109.61	13.47	19.26
	Máximo	196.53	135.17	124.67	125.57
	Mínimo	27.25	21.56	27.19	19.89
Malla 150[m]x150[m]	Media	136.73	109.86	77.99	53.05
	Desviación estandar	35.09	10.12	14.11	19.41
	Máximo	177.71	146.03	123.70	131.18
	Mínimo	5.24	72.68	30.88	17.03

Tabla 9.2: Estadísticas variable UCS, según tipo de Roca

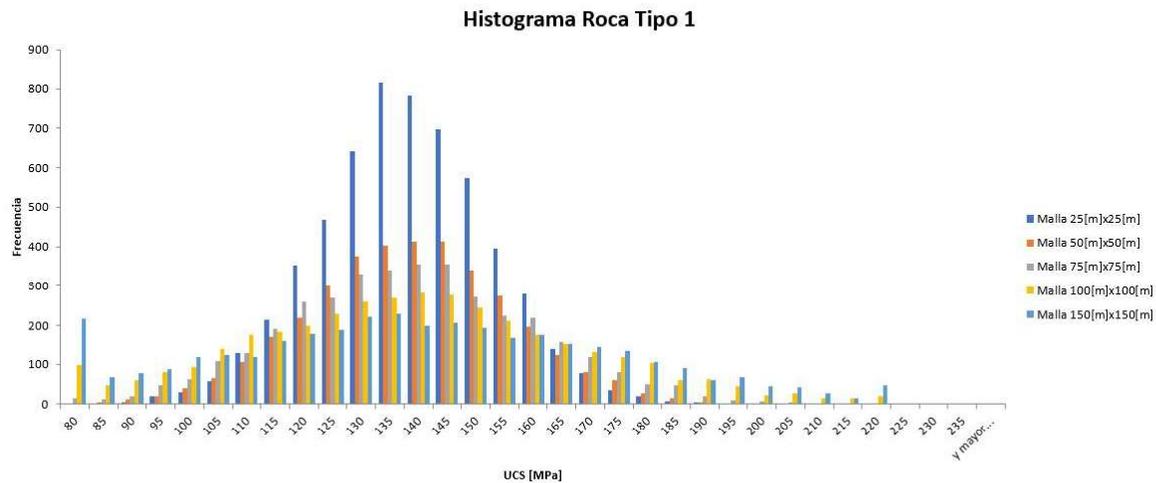


Figura 9.10: Histograma UCS, según caso de estudio (Roca 1)

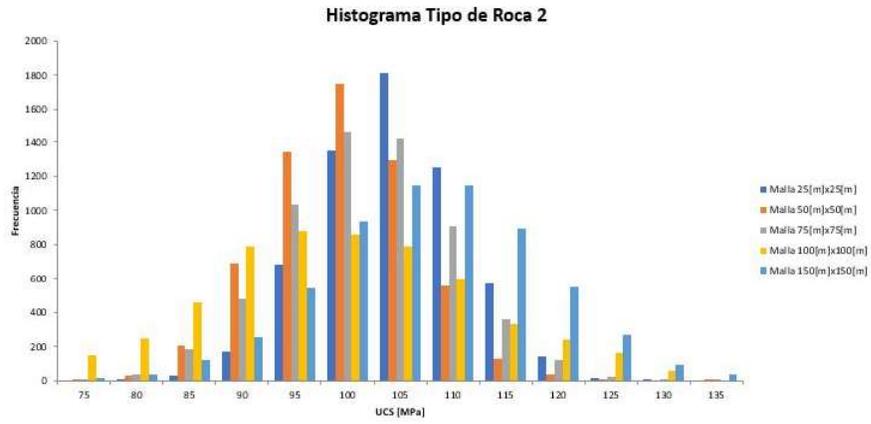


Figura 9.11: Histograma UCS, según caso de estudio (Roca 2)

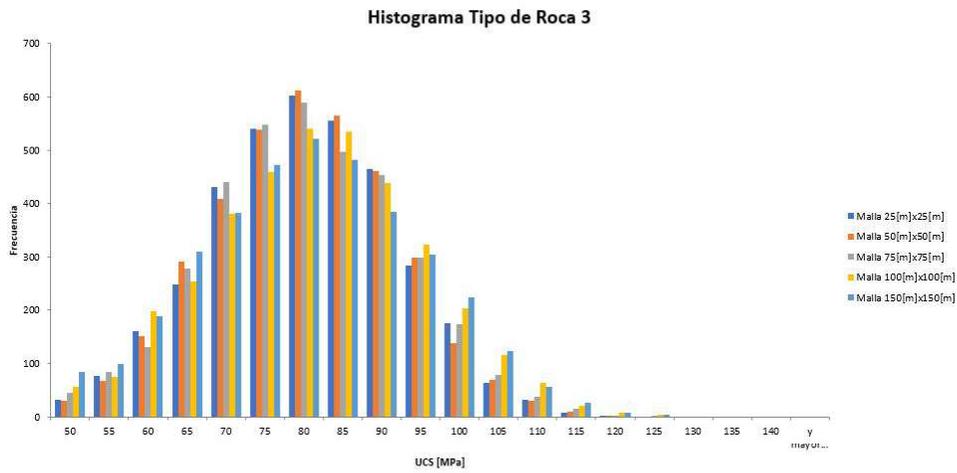


Figura 9.12: Histograma UCS, según caso de estudio (Roca 3)

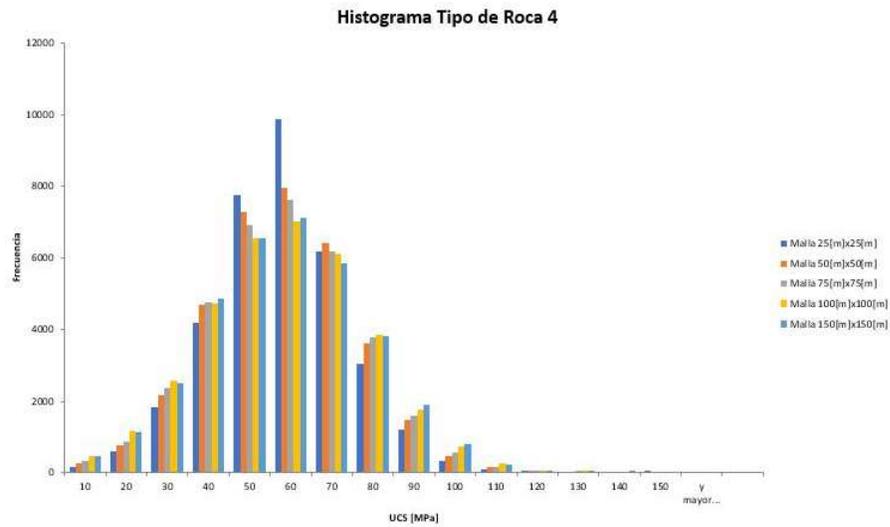


Figura 9.13: Histograma UCS, según caso de estudio (Roca 4)

		Apertura				Persistencia				Separación			
		R1	R2	R3	R4	R1	R2	R3	R4	R1	R2	R3	R4
Malla 25[m]x25[x]	Media	5.04	6.02	5.22	5.51	1.90	1.66	1.76	1.03	36.94	40.10	46.24	22.20
	Desviación estandar	0.72	0.89	0.88	0.81	1.89	1.68	1.73	1.02	36.79	40.45	45.56	22.44
	Máximo	7.55	10.78	8.32	8.76	15.92	20.55	13.31	9.04	280.74	361.10	420.41	241.47
	Mínimo	2.17	2.59	3.08	2.21	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.00	0.01	0.00
Malla 50[m]x50[m]	Media	5.08	6.01	5.21	5.51	1.97	1.68	1.72	1.04	39.82	45.81	53.19	23.39
	Desviación estandar	0.72	0.97	0.91	0.81	2.00	1.69	1.70	1.04	38.55	46.31	51.39	23.44
	Máximo	7.95	9.74	8.06	8.62	17.70	14.60	14.20	9.65	273.67	419.39	598.80	234.58
	Mínimo	2.17	2.28	2.41	2.26	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.00	0.00
Malla 75[m]x75[m]	Media	5.12	6.05	5.22	5.51	2.10	1.75	1.85	1.06	44.38	50.38	58.64	25.10
	Desviación estandar	0.88	1.37	0.99	0.89	2.10	1.77	1.86	1.06	44.02	49.77	59.07	25.22
	Máximo	9.89	11.50	8.37	8.93	17.74	18.77	15.21	11.26	354.82	407.42	486.54	364.97
	Mínimo	1.70	0.75	1.25	1.94	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01	0.00
Malla 100[m]x100[m]	Media	5.13	6.01	5.22	5.50	2.34	2.01	2.05	1.20	49.61	66.71	82.76	32.44
	Desviación estandar	1.15	1.41	1.12	1.17	2.35	2.02	2.09	1.20	49.46	65.35	81.10	32.44
	Máximo	9.89	11.50	8.37	8.93	17.74	18.77	15.21	11.26	354.82	407.42	486.54	364.97
	Mínimo	0.63	0.63	1.23	-5.65	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.02	0.01	0.00
Malla 150[m]x150[m]	Media	5.25	5.98	5.19	5.52	3.24	2.77	2.48	1.28	90.30	113.97	126.13	45.61
	Desviación estandar	1.53	1.59	1.43	1.28	3.17	2.73	2.47	1.29	90.29	117.91	122.49	45.52
	Máximo	11.54	11.23	9.84	12.32	28.17	25.70	19.29	15.89	738.95	1304.77	1305.70	536.49
	Mínimo	0.34	0.47	0.18	6.60	0.00	0.00	0.00	0.00	0.02	0.01	0.15	0.00

Tabla 9.3: Estadísticas variable discontinuidades

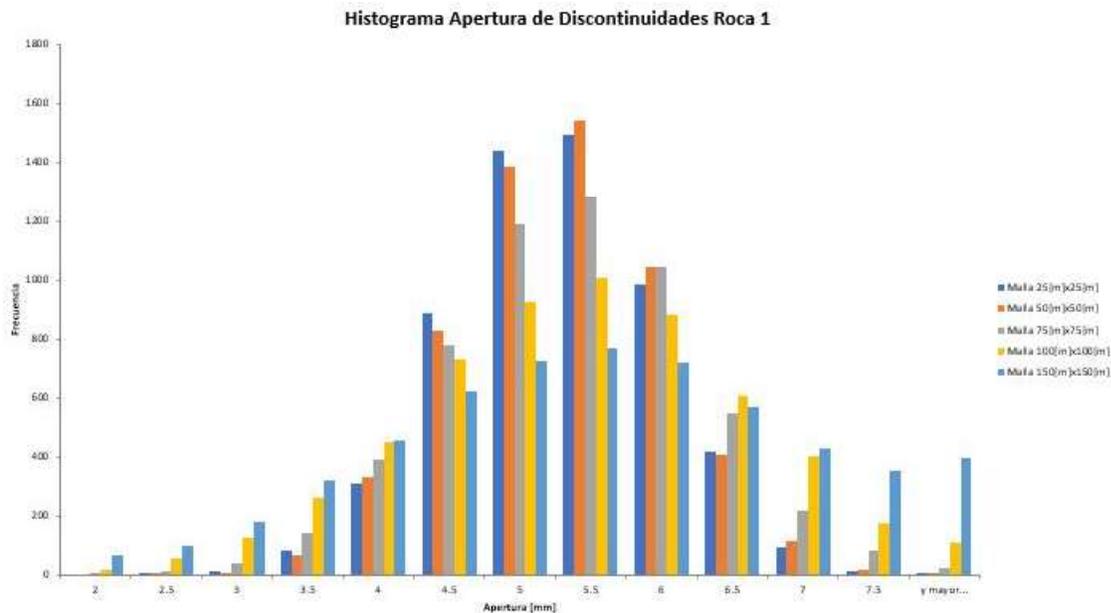


Figura 9.14: Histograma Apertura, según caso de estudio (Roca 1)

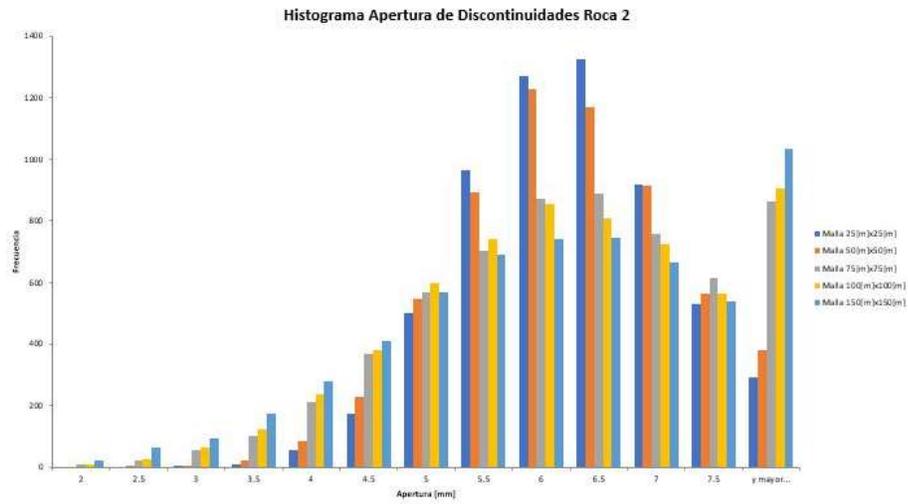


Figura 9.15: Histograma Apertura, según caso de estudio (Roca 2)

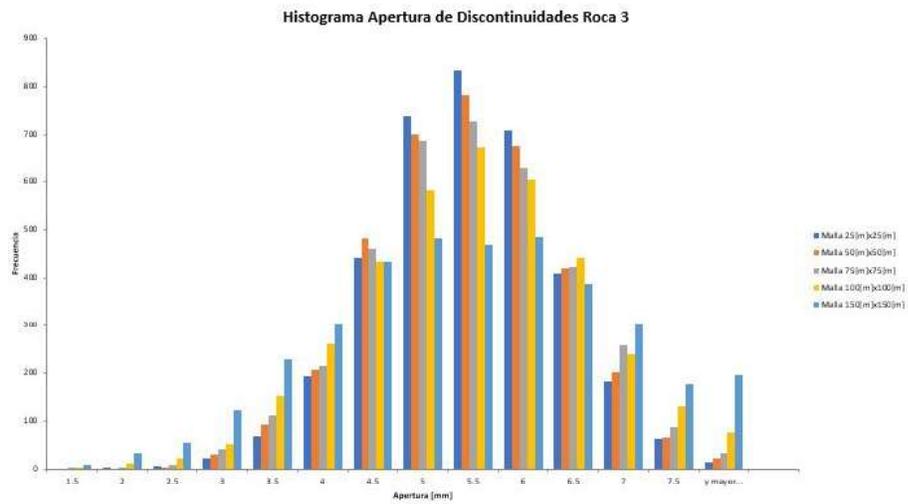


Figura 9.16: Histograma Apertura, según caso de estudio (Roca 3)

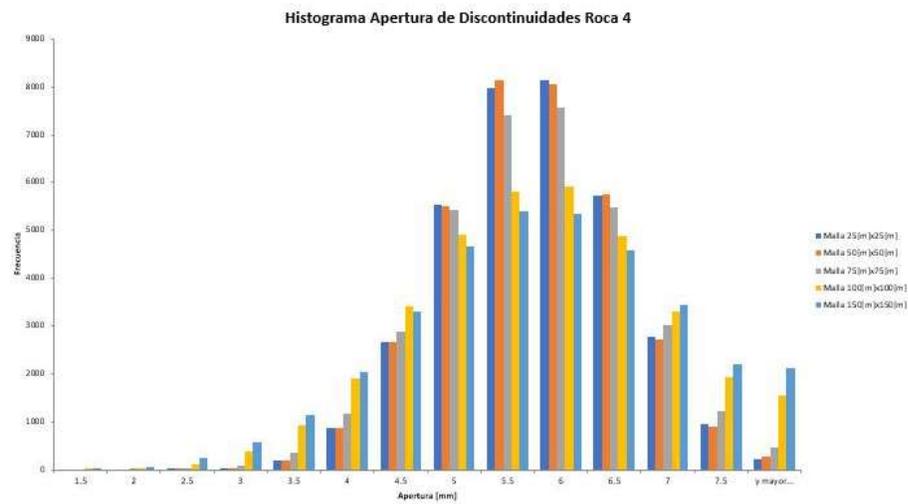


Figura 9.17: Histograma Apertura, según caso de estudio (Roca 4)

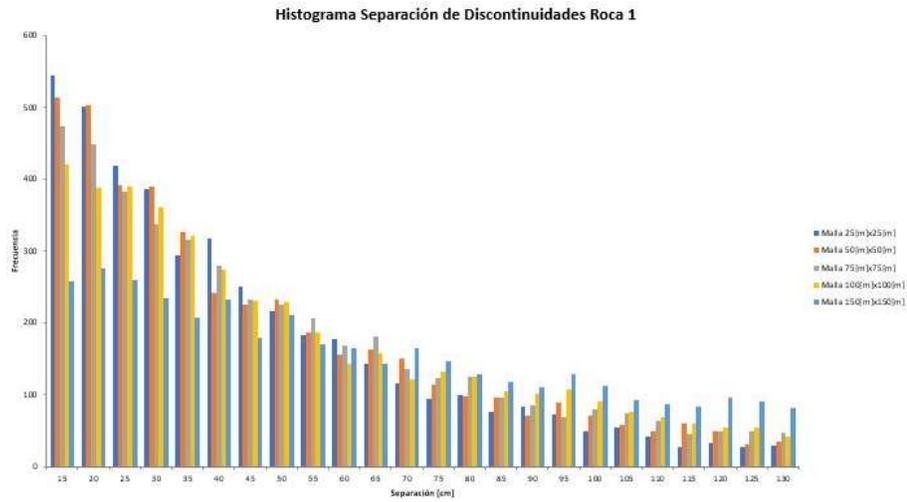


Figura 9.18: Histograma Separación, según caso de estudio (Roca 1)

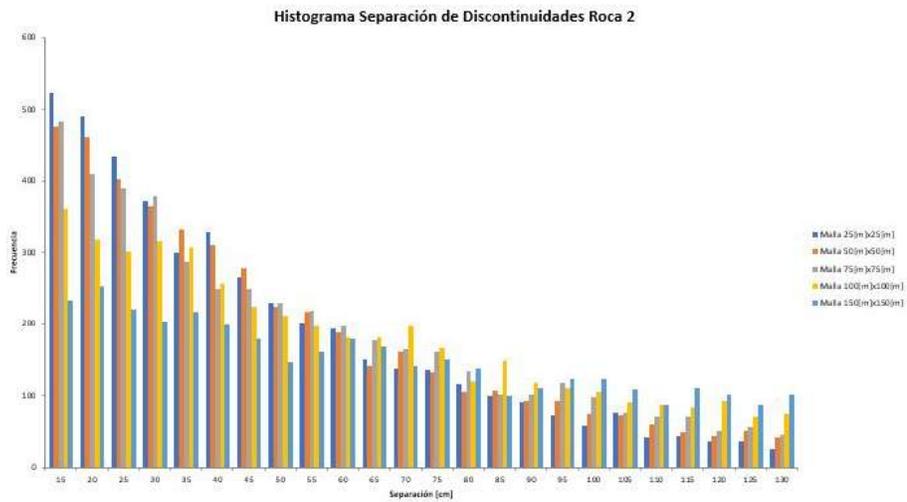


Figura 9.19: Histograma Separación, según caso de estudio (Roca 2)

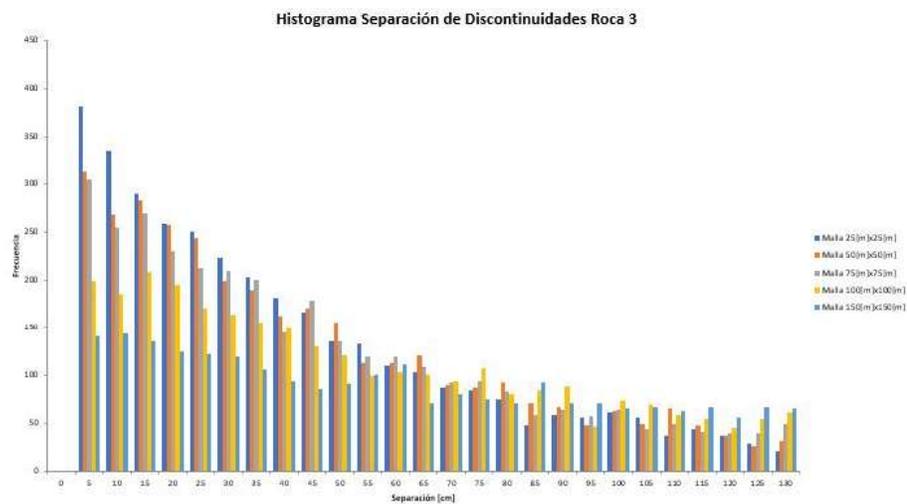


Figura 9.20: Histograma Separación, según caso de estudio (Roca 3)

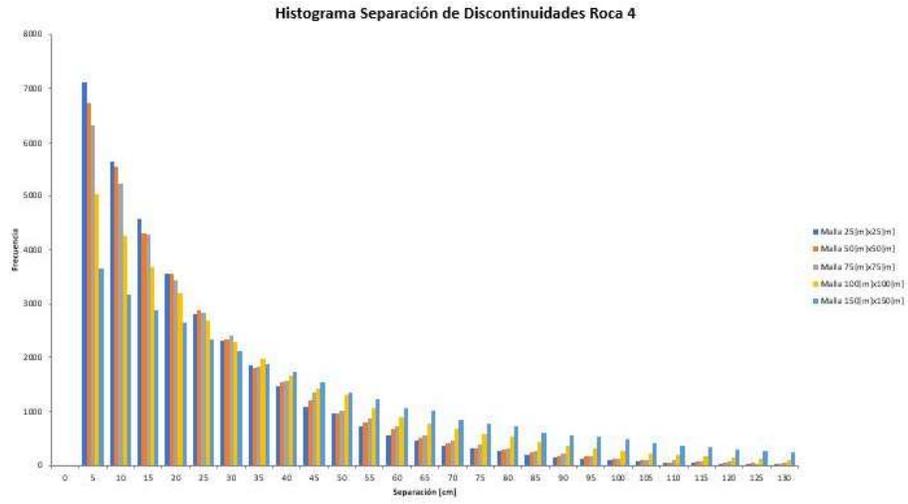


Figura 9.21: Histograma Separación, según caso de estudio (Roca 4)

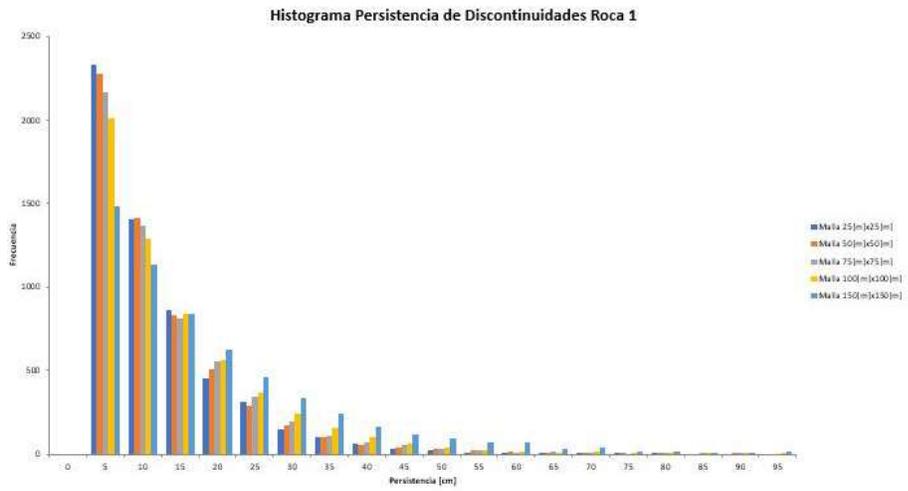


Figura 9.22: Histograma Persistencia, según caso de estudio (Roca 1)

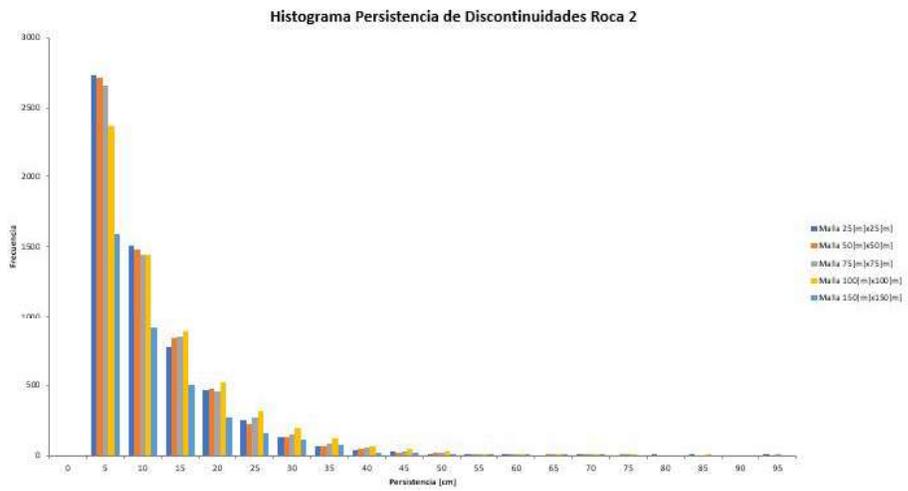


Figura 9.23: Histograma Persistencia, según caso de estudio (Roca 2)

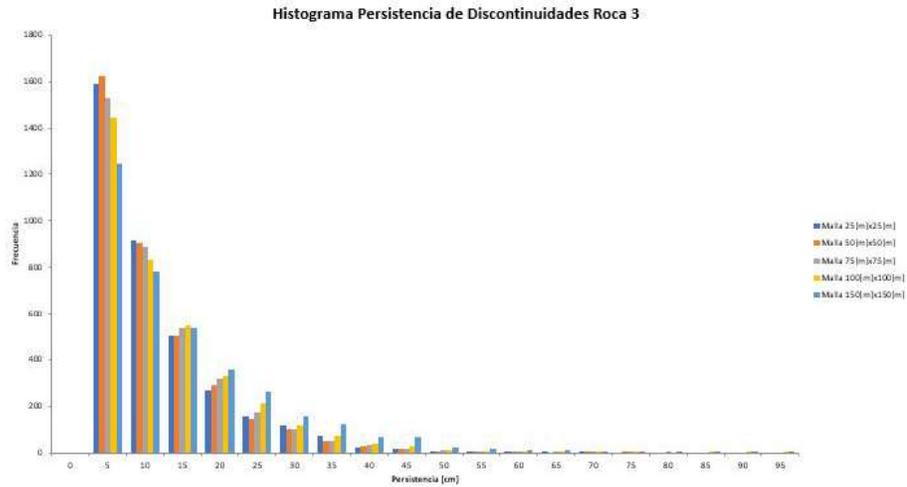


Figura 9.24: Histograma Persistencia, según caso de estudio (Roca 3)

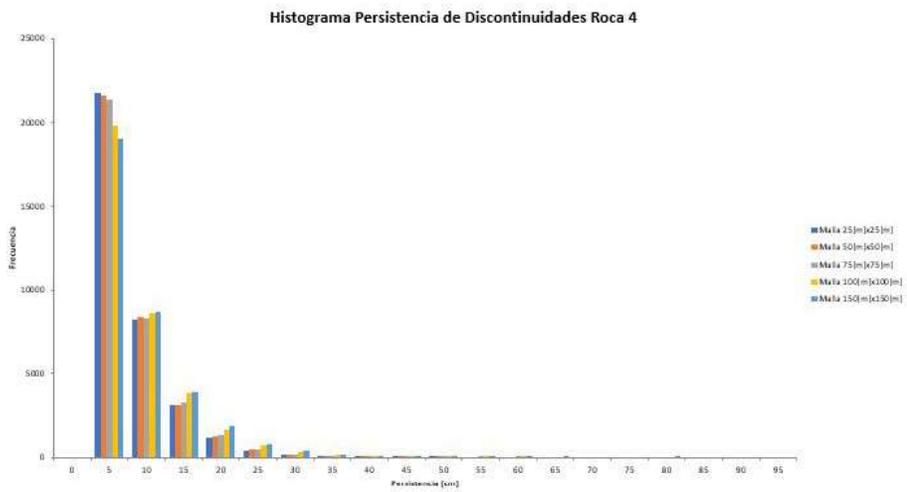


Figura 9.25: Histograma Persistencia, según caso de estudio (Roca 4)

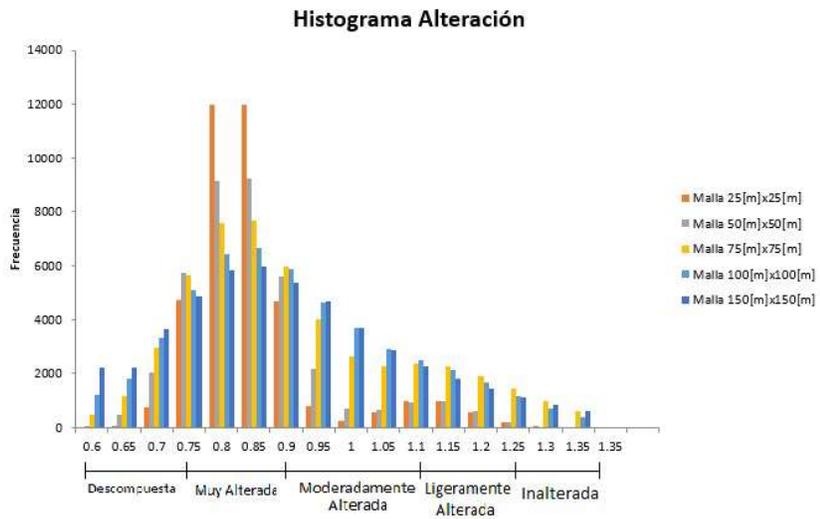


Figura 9.26: Histograma Alteración.