



GUÍA TÉCNICA

**PARA LA GESTIÓN DE LOS RIESGOS MINEROS
CAUSADOS POR FALLAS GEOMECÁNICAS**

**Contrato de prestación de servicios profesionales
No. ANM-584-2023 suscrito entre:**

Es de nuestro agrado presentarles la “GUÍA TÉCNICA PARA LA GESTIÓN DE LOS RIESGOS MINEROS CAUSADOS POR FALLAS GEOMECÁNICAS”, un documento estructurado desde un enfoque netamente técnico, que contribuirá a la implementación de procedimientos y protocolos tendientes a prevenir la ocurrencia de accidentes causados por fallas geomecánicas que afectan la estabilidad de túneles en proyectos mineros y, que al mismo tiempo facilitará la elaboración, implementación y seguimiento del Plan de Sostenimiento obligatorio de cada proyecto minero subterráneo, requerido por los Decretos 1886 de 2015 y 944 de 2022.

Las Fallas geomecánicas constituyen la mayor causa de accidentalidad minera y el mayor número de emergencias y fatalidades reportados a la ANM en los últimos años, por lo que se convierte en uno de los riesgos mineros que demanda mayor compromiso en su gestión, buscando preservar la salud e integridad de los trabajadores mineros.

Con el propósito de optimizar la seguridad de los proyectos mineros, la Guía Técnica se desarrolló en 9 capítulos, partiendo de la base estadística de emergencias y fatalidades mineras ocurridas durante los últimos 18 años; además del desarrollo del marco normativo que busca garantizar la seguridad de los trabajadores mineros, la relación de las generalidades del Plan de Sostenimiento del proyecto minero, las generalidades y modelos para la gestión del riesgo geomecánico, la identificación de peligros geomecánicos, la evaluación del riesgo y la investigación de accidentes mineros causados por fallas geomecánicas, todos con la finalidad de prevenir accidentes y la mejora continua de la seguridad minera.

La “GUÍA TÉCNICA PARA LA GESTIÓN DE LOS RIESGOS MINEROS CAUSADOS POR FALLAS GEOMECÁNICAS”, es una herramienta valiosa y de fácil alcance orientada a aportar en el desarrollo del conocimiento de profesionales de ciencias de la tierra e ingeniería de minas, para uso y aplicación en la proyectos mineros subterráneos y para los interesados en preservar la Seguridad y Salud de los Trabajadores SST.

Presidencia de la Agencia Nacional de Minería

GUÍA TÉCNICA PARA LA GESTIÓN DE LOS RIESGOS MINEROS CAUSADOS POR FALLAS GEOMECÁNICAS

Ministro de Minas y Energía

Dr. Andrés Camacho Morales

Viceministra de Minas

Dra. Kelly Johana Rocha Gómez

Presidente de la Agencia Nacional de Minería

Dr. Álvaro Pardo

Vicepresidente de Seguimiento, Control y Seguridad Minera

Dra. Jimena Patricia Roa López

EQUIPO TÉCNICO DE LA AGENCIA NACIONAL DE MINERÍA

Ing. María Carolina Galindo Niño
Ing. José Luis Niño Carvajal
Ing. Aura Yomaira Castro Franco
Ing. Sael José Armenta Meneses
Ing. Eveling Dayana Cuchigay
Abogada. Helga Margarita Gómez

EQUIPO TÉCNICO DE LA UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA Y TECNOLÓGICA DE COLOMBIA

Ing. Nancy Moreno Chacón
Dr. Jorge Eliecer Mariño
Ing. Wilder Ocampo Ochoa
Ing. Luis David Mesa Ríos
Dr. Jairo Martín Espitia

Diseño y diagramación

Esp. Lyda Alexandra Arcos Avila

2023



Nota: Esta guía es una directriz que pretende contribuir en la disminución de la accidentalidad asociada a la presencia de riesgo minero causado por fallas geomecánicas en la minería subterránea a partir de la adopción de los controles requeridos y el seguimiento correspondiente. La Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia y la Agencia Nacional de Minería no son responsables de cualquier suceso adverso que pueda ocurrir en su aplicación, lo cual requiere el desarrollo de una investigación rigurosa.

TABLA DE CONTENIDO

1.	INTRODUCCIÓN	16
2.	OBJETIVOS	19
2.1	General	19
2.2	Específicos	19
3.	ANTECEDENTES	21
4.	MARCO LEGAL	28
5.	GENERALIDADES DEL PLAN DE SOSTENIMIENTO	33
5.1	Características del plan de sostenimiento	34
5.1.1	Actualización permanente.....	35
5.1.2	Perfil profesional	36
5.1.3	Accesible	37
5.1.4	Único	37
5.1.5	Practico	37
5.1.6	Evaluable.....	37
5.1.7	Trazable	37
5.1.8	Flexible.....	38
5.1.9	Responsabilidades	38
5.2	Principios del plan de sostenimiento.....	38
5.3	Contenido mínimo del plan de sostenimiento	40
6.	GENERALIDADES DEL MODELO PARA LA GESTIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO	44
6.1	Generalidades.....	44
6.1.1	Registro de peligros y riesgos	46
6.1.2	Diseño seguro.....	49
6.1.3	Implementación del diseño	50
6.1.4	Comunicación, entrenamiento y supervisión.....	51
6.2	Liderazgo y compromiso	51
6.3	Integración	52

6.4	Competencia	52
7.	MODELO PARA LA GESTIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO ..	54
7.1	Modelo geológico	54
7.1.1	Recopilación de datos	55
7.1.2	Interpretación geológica.....	57
7.1.3	Modelo conceptual.....	59
7.1.4	Selección del software	59
7.1.5	Digitalización de la información.....	59
7.1.6	Modelamiento 3D.....	61
7.1.7	Validación y calibración del modelo geológico	63
7.1.7.1	Validación.....	63
7.1.7.2	Calibración	64
7.1.8	Análisis y simulación.....	66
7.1.8.1	Análisis del modelo geológico.....	66
7.1.8.2	Simulación geológica.....	67
7.2	Modelo estructural.....	68
7.3	Modelo macizo rocoso	71
7.3.1	Recopilación de datos geomecánicos	71
7.3.1.1	Estaciones geomecánicas	71
7.3.2	Descripción de la matriz rocosa o roca intacta	72
7.3.2.1	Índices descriptivos de la matriz de roca	73
7.3.2.2	Índices semicuantitativos de la matriz de roca	87
7.3.2.3	Índices cuantitativos de la matriz de roca	91
7.3.3	Descripción de las discontinuidades.....	94
7.3.3.1	Tipos de discontinuidades.....	95
7.3.3.2	Orientación de las discontinuidades.....	95
7.3.3.3	Espaciado de las discontinuidades.....	97
7.3.3.4	Abertura	98
7.3.3.5	Persistencia o continuidad	99
7.3.3.6	Rugosidad.....	101
7.3.3.7	Relleno	104

7.3.3.8	Filtraciones o condiciones de flujo.....	105
7.3.3.9	Meteorización	107
7.3.3.10	Resistencia de las paredes de la discontinuidad, JCS.....	108
7.3.3.11	Procesamiento de datos de discontinuidades.....	108
7.3.4	Ingeniería de la clasificación de macizos rocosos.....	111
7.3.4.1	Índice de calidad de la roca (RQD).....	114
7.3.4.2	Clasificación de Bieniawski (RMR).....	117
7.3.4.3	Índice Q.....	124
7.3.4.4	Índice de Resistencia Geológica, GSI.....	133
7.4	Modelo Hidrogeológico.....	134
7.4.1	Modelo conceptual.....	135
7.4.1.1	Metodología	135
7.4.1.2	Construcción del modelo hidrogeológico conceptual	137
7.4.2	Modelo numérico	139
7.4.3	Toma de decisiones	139
7.4.3.1	Identificación de zonas de riesgo	139
7.4.3.2	Medidas de refuerzo geotécnico.....	140
7.4.3.3	Control de infiltraciones.....	140
7.4.3.4	Planificación de excavaciones.....	140
7.4.3.5	Monitoreo y respuesta.....	140
7.5	Modelo de esfuerzos.....	141
7.5.1	Esfuerzos naturales e inducidos.....	141
7.5.1.1	Esfuerzos naturales.....	141
7.5.1.2	Esfuerzos inducidos.....	146
7.5.2	Métodos de determinación de los esfuerzos.....	147
7.5.2.1	Métodos cualitativos para la determinación de esfuerzos in situ.....	147
7.5.2.2	Métodos cuantitativos para la determinación de los esfuerzos in situ	148
7.5.2.3	Mapa mundial de esfuerzos	148
7.6	Dominios geomecánicos.....	149
7.7	Diseño geomecánico	151
7.7.1	Selección del método de explotación	151

7.7.2	Determinación del tamaño y formas óptimas de la excavación y orientación dentro de cada dominio geomecánica	152
7.7.2.1	Tamaño de una excavación.....	153
7.7.2.2	Forma de la excavación	154
7.7.2.3	Orientación de la excavación	155
7.7.3	Evaluación de los mecanismos para controlar la caída de rocas	157
7.7.4	Reducción del efecto de las voladuras en el macizo rocoso.....	157
7.7.5	Selección del sistema de sostenimiento.....	158
7.7.5.1	Métodos empíricos	158
7.7.5.2	Métodos analíticos.....	159
7.7.5.3	Métodos numéricos.....	159
7.8	Criterios de aceptación de los diseños.....	159
7.8.1	Factor de seguridad.....	159
7.9	Diseño seguro del sostenimiento	160
7.9.1	Entibación.....	161
7.9.2	Fortificación.....	162
7.10	Inspecciones geomecánicas.....	163
7.10.1	Auscultación	164
7.11	Inspecciones a los elementos de sostenimiento.....	165
7.11.1	Desabombe.....	166
7.12	Documentación y registro de condición geomecánica insegura ...	167
7.13	Procedimientos de intervención frente a condiciones geomecánicas inseguras.....	168
7.13.1	Inspección y diagnóstico del estado del sostenimiento	168
7.13.2	Evaluación de las condiciones inseguras.....	168
7.13.3	Evaluación del riesgo.....	168
7.13.4	Implementación de medidas inmediatas de seguridad	169
7.13.5	Análisis y evaluación de las condiciones geotécnicas.....	169
7.13.6	Planificación de medidas correctivas.....	169
7.13.7	Monitoreo periódico.....	169
7.13.8	Reevaluación de las condiciones.....	169
7.13.9	Capacitación e inspecciones de rutina.....	169

7.13.10	Informe de condiciones geomecánicas inseguras	170
7.14	Disponibilidad de recursos.....	170
7.15	Instrumentación y/o monitoreo.....	172
7.15.1	Planificación de un programa de instrumentación y/o monitoreo	172
7.15.2	Tipos de monitoreo y herramientas necesarias.....	174
7.15.2.1	Monitoreo de desplazamientos	174
7.15.2.2	Monitoreo de esfuerzos y presión de poros.....	175
7.15.2.3	Herramientas para recolección y análisis de datos de monitoreo	177
7.16	Procedimientos de trabajo seguro (PTS) para la gestión del riesgo causado por fallas geomecánicas y definición de los aspectos mínimos en el diseño.....	178
7.17	Procedimiento Operativo Normalizado (PON) para la respuesta a emergencias por incidentes causados por fallas geomecánicas	181
7.18	Capacitación, comunicación y entrenamiento.....	184
7.18.1	Personal objeto de la capacitación.....	184
7.18.2	Programas de capacitación para planes de sostenimiento.....	185
7.19	Auditorías internas y externas.....	187
7.19.1	Aspectos técnicos para considerar en las auditorías	187
7.19.1.1	Alcance.....	187
7.19.1.2	Criterios de auditoría.....	188
7.19.1.3	Principios de auditoría.....	188
7.19.1.4	Descripción de actividades para las auditoría	189
7.19.1.5	Competencia responsabilidades y evaluación de los auditores	189
7.20	Revisión y mejora del plan de sostenimiento.....	190
8.	IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS GEOMECÁNICOS Y EVALUACIÓN DEL RIESGO.....	194
8.1	Descripción de la organización del trabajo.....	195
8.2	Especificaciones de actividades y tareas.....	197
8.3	Clasificación de las labores en función de los riesgos geomecánicos.....	198
8.4	Evaluación de riesgos geomecánicos.....	226
8.5	Medidas de control.....	229

8.5.1 Auscultación	230
8.5.2 Sostenimiento	230
8.5.3 Implementación de las medidas de control	231
8.5.4 Seguimiento a medidas de control	232
8.5.5 Revisión de la valoración de riesgos.....	233
8.5.6 Comunicación de los riesgos.....	233
8.6 Medidas de prevención.....	234
8.7 Medidas de mitigación.....	236
9. INVESTIGACIÓN DE ACCIDENTES MINEROS CAUSADOS POR FALLAS GEOMECÁNICAS	238
9.1 QA/QC en la toma de muestras para la investigación (rocas y elementos de sostenimiento)	238
9.2 Toma de muestras y resultados de ensayos de laboratorio que se deben tener en cuenta en la fase de análisis causal de la investigación del accidente causado por falla geomecánica.....	240
9.2.1 Toma de muestras de rocas para la investigación de un accidente	240
9.2.2 Toma de muestras de elementos de sostenimiento para la investigación de un accidente.....	243
9.2.3 Ensayos de laboratorios de rocas para la investigación de un accidente	244
9.2.4 Ensayos de laboratorios de elementos de sostenimiento para la investigación de un accidente.....	247
9.3 Evidencia documental mínima requerida para el análisis causal de la investigación del accidente	250
9.4 Perfiles profesionales que deben integrar el equipo investigador de un accidente minero causado por fallas geomecánicas.....	252
9.5 Criterios para toma de registros fotográficos en la investigación de un accidente minero causado por fallas geomecánicas.....	253
9.6 Aspectos para tener en cuenta durante la realización de entrevistas a testigos.....	255
9.7 Aspectos clave en la fase de realización de inspección de campo realizada para la investigación de un accidente minero causado por fallas geomecánicas.....	258
9.7.1 Seguridad.....	259

9.7.2	Evaluación de la escena.....	259
9.7.3	Recolección de evidencia.....	259
9.7.4	Entrevistas y testimonios.....	260
9.7.5	Análisis geomecánico.....	260
9.7.6	Inspección estructural.....	261
9.7.7	Documentación de condiciones previas.....	261
9.7.8	Análisis de procesos operacionales.....	262
9.7.9	Informes y recomendaciones.....	262
9.8	Aspectos requeridos en la fase de análisis causal para la investigación de un accidente minero causado por fallas geomecánicas.....	263
9.8.1	Caracterización geológica y geomecánica.....	264
9.8.2	Diseño y secuencia de minado.....	264
9.8.3	Condiciones de estrés y cargas.....	264
9.8.4	Identificación de fallas geomecánicas.....	265
9.8.5	Sistemas de monitoreo subterráneo.....	265
9.8.6	Historial de eventos previos.....	265
9.8.7	Documentación y registros subterráneos.....	266
9.8.8	Protocolos de respuesta a emergencias.....	266
	BIBLIOGRAFÍA.....	267
	ANEXOS.....	272

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Estadísticas de las emergencias y fatalidades mineras en Colombia, durante los años 2005 hasta 2023 (septiembre).....	21
Figura 2. Causas de emergencias y fatalidades ocurridas durante los años 2005 hasta 2023 (septiembre).	24
Figura 3. Emergencias por mineral explotado durante los años 2005 hasta 2023 (septiembre).	25
Figura 4. Línea de Tiempo: Evolución normativa para la protección de trabajadores y la seguridad minera en Colombia.....	31
Figura 5. Comparación de las definiciones del Decreto 1886 de 2015 y la Norma NTC 6620 de 2022	33
Figura 6. Características del plan de sostenimiento.....	34
Figura 7. Principios del plan de sostenimiento.	38
Figura 8. Contenido mínimo que debe contener el plan de sostenimiento.	42
Figura 9. Modelo para la gestión del riesgo geomecánico	45
Figura 10. Definición de modelo geomecánico, dominios geomecánicos y mecanismos de falla.	50
Figura 11. Modelo geológico tridimensional	54
Figura 12. Pasos para realizar el modelamiento geológico.....	55
Figura 13. Pasos para realizar la recopilación de datos	56
Figura 14. Pasos para realizar la interpretación geológica.....	58
Figura 15. Pasos para realizar la digitalización de la información.....	59
Figura 16. Pasos para realizar el modelamiento 3D.....	61
Figura 17. Pasos para realizar la validación del modelo geológico	63
Figura 18. Pasos para realizar la calibración del modelo geológico.....	65
Figura 19. Pasos para realizar el análisis del modelo geológico	66
Figura 20. Pasos para realizar la simulación geológica.....	67
Figura 21. Modelo estructural	69
Figura 22. Pasos para realizar el modelamiento estructural.....	70
Figura 23. Gráfico para la determinación de la resistencia a compresión simple de una roca a partir del rebote obtenido mediante esclerómetro. Martillo tipo L.	78
Figura 24. Análisis índice de carga puntual (IS).....	79

Figura 25. Requisitos geométricos de las probetas para el ensayo de carga puntual	81
Figura 26. Ensayo a compresión simple en rocas.....	83
Figura 27. Montaje para el ensayo de tracción brasilero.....	84
Figura 28. Montaje para el ensayo triaxial en roca.....	85
Figura 29. Escala de dureza de mohs.....	87
Figura 30. Determinación de propiedades físicas de las rocas.....	89
Figura 31. Determinación de velocidad de onda de pulso ultrasónico.....	90
Figura 32. Curvas típicas esfuerzo – deformación para un espécimen de roca.....	91
Figura 33. Curvas de esfuerzo de compresión axial – deformación unitaria (axial, diametral, volumétrica) para un espécimen de roca.....	92
Figura 34. Permeabilidad primaria en las rocas.....	93
Figura 35. Permeabilidad secundaria en las rocas.....	93
Figura 36. Esquema identificación de discontinuidades frente de macizo rocoso....	94
Figura 37. Mapeo de orientación de discontinuidades con brújula.....	96
Figura 38. Ejemplo del método de captura de imágenes aéreas dentro de una cámara.	96
Figura 39. Espaciamiento de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso...98	
Figura 40. Abertura de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso.....	99
Figura 41. Continuidad o persistencia de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso.....	100
Figura 42. Rugosidad de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso.....	102
Figura 43. Perfiles de rugosidad típicos Rango JRC.....	104
Figura 44. Relleno de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso.....	105
Figura 45. Características de discontinuidades cargadas en el software DIPS.....	109
Figura 46. Vaciado de polos de discontinuidades por tipo de plano y superposición del diagrama de contornos.....	110
Figura 47. Representación de orientación predominante de familias de discontinuidades.....	110
Figura 48. Diagrama de barras de la continuidad de una familia de discontinuidades.....	111
Figura 49. Representación esquemática del cálculo del RQD.....	115
Figura 50. Ajuste del RMR para aplicaciones en minería.....	122
Figura 51. Estimación de las categorías de sostenimiento, basadas en el índice Q de calidad.....	132
Figura 52. Cuantificación de GSI condiciones de las discontinuidades y RQD.....	134
Figura 53. Flujograma modelo hidrogeológico conceptual.....	138

Figura 54. Sistema de clasificación de acuíferos propuesto por Struckmeier	138
Figura 55. Esfuerzos verticales en función de la profundidad z	142
Figura 56. Relación K_0 para diferentes valores de módulo de deformación con base en la ecuación de Sheorey	144
Figura 57. Variación de la relación entre K_0 y la profundidad z	145
Figura 58. Deflexión de las líneas de flujo alrededor de una excavación circular	146
Figura 59. Desarrollo de fallas y pliegues en relación con los esfuerzos principales. a). falla normal, b). Falla inversa c). Pliegue. (adaptación de Goodman, 1980)	147
Figura 60. Mapa de esfuerzos en Colombia	149
Figura 61. Dominios geomecánicos según propiedades del macizo rocoso	150
Figura 62. Clasificación de métodos de explotación según respuesta del macizo rocoso al minado.....	152
Figura 63. Tamaño de la excavación	153
Figura 64. Forma desfavorable de una excavación.....	154
Figura 65. Forma favorable de una excavación.....	155
Figura 66. Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad.....	156
Figura 67. Condiciones de avance muy desfavorable para la estabilidad.	156
Figura 68. Observaciones sostenimiento	164
Figura 69. Esquema de la planificación de un programa de instrumentación y monitoreo.....	173
Figura 70. Extensómetro de cinta digital	177
Figura 71. Procedimiento de trabajo seguro.....	179
Figura 72. Esquema de PON para emergencias causadas por fallas geomecánicas	182
Figura 73. Competencia responsabilidades y evaluación de los auditores.....	190
Figura 74. Etapas para la identificación de peligros y evaluación de riesgos por fallas geomecánicas.....	195
Figura 75. Organización del trabajo en la identificación de riesgos dentro de las labores mineras.....	196
Figura 76. Medidas de control respecto al riesgo geomecánico.....	229
Figura 77. Criterios para tener en cuenta en la implementación de las medidas de control.....	231
Figura 78. Interrogantes para tener en cuenta en la implementación de las medidas de control.....	232
Figura 79. Procesos de medidas de prevención	235
Figura 80. Medidas de mitigación a partir de la zonificación geomecánica	236

Figura 81. Diseño de un programa de aseguramiento y control de la calidad (QA/QC)	239
Figura 82. Consideraciones adicionales durante las etapas de muestreo.....	244
Figura 83. Aspectos para tener en cuenta durante la realización de entrevistas a testigos.....	255
Figura 84. Aspectos para tener en cuenta en la fase de inspección de campo.....	258
Figura 85. Aspectos requeridos en la fase de análisis causal.....	263
Figura 86. Conceptos y definiciones fundamentales para el desarrollo de la metodología	272
Figura 87. Tipos de sostenimiento empleados en minería subterránea	274
Figura 88. Método de explotación	278
Figura 89. Etapas de implementación del plan de sostenimiento.	280
Figura 90. Controles de riesgo	281
Figura 91. Proceso de auditoría.....	285
Figura 92. Indicadores de gestión	286

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Perfil profesional para la elaboración del plan de sostenimiento.....	36
Tabla 2. Tipos de estaciones geomecánicas.....	72
Tabla 3. Índices empleados en la descripción de la matriz rocosa.....	73
Tabla 4. Métodos para la determinación de la resistencia	75
Tabla 5. Estimación aproximada de la resistencia a compresión.....	76
Tabla 6. Clasificación ingenieril de la roca intacta	83
Tabla 7. Tamaño de muestras sugeridas por la sociedad internacional de mecánica de roca.....	86
Tabla 8. Calificación del índice de durabilidad por desleimiento.....	88
Tabla 9. Principales tipos de discontinuidades.....	95
Tabla 10. Espaciado de las discontinuidades	97
Tabla 11. Abertura de las discontinuidades	98
Tabla 12. Continuidad o persistencia de las discontinuidades	100
Tabla 13. Descripción de rugosidad	101
Tabla 14. Grado de filtración de una discontinuidad sin relleno (Ramírez et al, 1992)	106
Tabla 15. Grado de filtración de una discontinuidad con relleno (Ramírez et al, 1992)	106
Tabla 16. Grado de meteorización de los labios de las discontinuidades (Bieniawski, 1989).....	107
Tabla 17. Principales Clasificaciones de Macizos Rocosos.....	112
Tabla 18. Índice de calidad de la roca (RQD).....	114
Tabla 19. Cálculo de RQD	115
Tabla 20. Comparación del RQD y el sostenimiento para túneles con un ancho de 6m.....	116
Tabla 21. Clasificación modificada de Bieniawski en subclases (Romana, 2000).....	117
Tabla 22. Hoja de recolección de datos para la clasificación geomecánica RMR.....	119
Tabla 23. Clasificación geomecánica RMR.....	120
Tabla 24. Curvas de interpolación.....	121
Tabla 25. Guía de excavación y sostenimiento de túneles en roca en concordancia con el RMR.....	123
Tabla 26. Clasificación de la roca de acuerdo con el índice de calidad Q	125
Tabla 27. Valores de ESR (Barton y Grimstad, 1994)	126

Tabla 28. Clasificación y valoración de los parámetros individuales del índice Q (Barton y Grimstad, 1994)	126
Tabla 29. Tipos de sostenimiento para el índice Q.....	132
Tabla 30. Actividades relacionadas con la disponibilidad de recursos.....	171
Tabla 31. Herramientas asociadas con la implementación del tipo de monitoreo	176
Tabla 32. Relación de las actividades de monitoreo y el método de análisis.....	178
Tabla 33. Principios de auditoria	188
Tabla 34. Descripción de actividades para las auditorias.....	189
Tabla 35. Actividades relacionadas con la revisión y mejora del plan de sostenimiento.....	190
Tabla 36. Actividades relacionadas con la idoneidad del plan de sostenimiento a lo largo del tiempo	191
Tabla 37. Personal para la identificación de posibles riesgos dentro de las labores mineras.....	196
Tabla 38. Lista de chequeo para inspección de sostenimiento.....	197
Tabla 39. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en puerta alemana	199
Tabla 40. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para el sistema de sostenimiento en puerta alemana.....	202
Tabla 41. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y el sistema de sostenimiento en puerta alemana.....	203
Tabla 42. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en arcos de acero.....	204
Tabla 43. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para el sistema de sostenimiento en arcos de acero.....	207
Tabla 44. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y sistema de sostenimiento en arcos en acero.....	208
Tabla 45. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en intersecciones	209
Tabla 46. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para el sistema de sostenimiento en intersecciones.....	212
Tabla 47. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y sistema de sostenimiento en Intersecciones.....	213
Tabla 48. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en Pernos de Anclaje.....	214
Tabla 49. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para el sistema de sostenimiento por pernos de anclaje.....	217

Tabla 50. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y sistema de sostenimiento por pernos de anclaje.....	219
Tabla 51. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en excavaciones con sostenimiento natural.....	220
Tabla 52. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para excavaciones con sostenimiento natural.....	224
Tabla 53. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y sistema de sostenimiento natural.....	226
Tabla 54. Nivel de exposición (NE) y Nivel de consecuencia (NC) para la evaluación del riesgo geomecánica en los sistemas de sostenimiento.....	227
Tabla 55. Determinación del nivel de riesgo.....	228
Tabla 56. Aceptabilidad de riesgo.....	228
Tabla 57. Técnicas de muestreo de roca.....	240
Tabla 58. Técnicas de muestreo de roca, según la mejor calidad alcanzable de las muestras de roca.....	241
Tabla 59. Consideraciones en el transporte de muestreo de roca.....	242
Tabla 60. Técnicas de muestreo adaptadas para diferentes tipos de elementos de sostenimiento.....	243
Tabla 61. Ensayos a especímenes de roca en laboratorio.....	244
Tabla 62. Ensayos a especímenes de elementos de sostenimiento.....	248
Tabla 63. Documentación requerida para la fase de análisis causal de la investigación del accidente.....	250
Tabla 64. Perfiles de profesionales recomendados para integrar el equipo investigador de accidentes mineros causados por fallas geomecánicas.....	252
Tabla 65. Partes para fotografiar de acuerdo con el tipo de sostenimiento.....	254
Tabla 66. Ejemplos de control de riesgo por fallas geomecánicas.....	282
Tabla 67. Tipos de inspecciones.....	283



1

INTRODUCCIÓN

1. INTRODUCCIÓN

El papel de la minería constituye un eje fundamental en el crecimiento económico. El aumento en la demanda de minerales puede contribuir al desarrollo sostenible desde la proporción de recursos naturales, la generación de empleo y el aumento de ingresos. Sin embargo, esta industria debe adoptar medidas para reducir los riesgos propios de esta actividad extractiva; según los registros reportados por la Agencia Nacional de Minería (ANM), durante los últimos diez años se han reportado más de 1.262 accidentes.

La reducción de riesgos mineros en Colombia es un proceso complejo que involucra a una variedad de actores, entre los que se encuentran el gobierno, las empresas, las comunidades locales, universidades y el Servicio Nacional de Aprendizaje (SENA), Aseguradora de Riesgos Laborales (ARL), Ministerio del trabajo, Ministerio de salud y protección social.

El gobierno de Colombia por medio del Ministerio de Minas y Energía y la ANM, ha tomado una serie de medidas para reducir los riesgos mineros incluyendo, entre otras la implementación de normas y reglamentos para mejorar la seguridad

minera, el desarrollo de programas de capacitación para los mineros y el apoyo a las comunidades locales que se ven afectadas por la actividad.

Por ejemplo, en la formalización de la minería artesanal y de pequeña escala que permite a las comunidades locales obtener títulos de concesión y operar de manera legal. Esto busca reducir los riesgos y mejorar las condiciones de trabajo.

Asimismo, las empresas mineras también están tomando medidas para reducir los riesgos, a través de la implementación del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud en el Trabajo SG-SST, el uso de tecnología avanzada e innovación en los procesos mineros, la inversión en capacitación y formación de sus empleados y el desarrollo de auditorías internas y externas para evaluar el cumplimiento de la regulación en seguridad.

Por su parte, las comunidades locales juegan un papel influyente en la reducción de riesgos a partir de la participación en los procesos de planificación minera, la vigilancia de las operaciones y el desarrollo de programas de educación y

sensibilización sobre la materia, entre otros.

Finalmente, las organizaciones no gubernamentales confirman su apoyo en esta gestión preventiva a través de investigación sobre riesgos mineros, capacitación de los trabajadores y las comunidades locales, así como la vigilancia de la industria en la promoción de prácticas sostenibles.

La reducción de riesgos en la industria minera es un proceso continuo que requiere la colaboración de todas las partes interesadas, para generar un entorno más seguro en los trabajadores, las comunidades y el medio ambiente.

En el contexto de la industria minera subterránea, la gestión del riesgo asociado a las fallas geomecánicas subterráneas ha experimentado un notable incremento en su relevancia durante las últimas décadas. Este cambio se ha producido en respuesta al creciente interés y necesidad de recursos naturales, así como al impulso continuo hacia infraestructuras más avanzadas. Este aumento en la demanda ha propiciado la expansión de proyectos, la excavación de túneles y el desarrollo subterráneo en general, generando una mayor conciencia respecto a los

desafíos inherentes a las condiciones geomecánicas del subsuelo.

Las fallas geomecánicas subterráneas abarcan una amplia gama de fenómenos desde deslizamientos de rocas hasta colapsos de cavidades y su ocurrencia puede ser desencadenada por factores como la tensión en las rocas circundantes, la presión de los fluidos subterráneos, la actividad sísmica como detonante, la cual es integrada dentro de la construcción de los modelos de estabilidad y las actividades de excavación humana. Estos eventos pueden tener consecuencias graves, incluyendo la pérdida de vidas humanas, daños a la infraestructura y la interrupción de operaciones críticas.

Con el fin de reducir la accidentalidad y preservar la integridad y bienestar de los trabajadores mineros bajo tierra, la ANM acordó ejecutar el contrato de prestación de servicios profesionales número ANM 584 - 2023 con la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia – UPTC, para la elaboración de la presente guía técnica, orientada a la gestión de los riesgos mineros causados por fallas geomecánicas.

2

OBJETIVOS



2. OBJETIVOS



2.1 General

Estructurar una guía técnica que brinde las directrices relacionadas con la gestión de los riesgos mineros causados por fallas geomecánicas de acuerdo con los parámetros establecidos en la normatividad vigente, contenida en los decretos 1886 de 2015 y 944 de 2022, además la Norma Técnica Colombiana (NTC) 6620 de 2022.



2.2 Específicos

Identificar los factores que inciden directamente en la gestión de los riesgos mineros causados por fallas geomecánicas.

Diseñar una metodología que estandarice los procedimientos relacionados con la gestión de los riesgos mineros causados por fallas geomecánicas en la minería subterránea de acuerdo con los parámetros establecidos en la normatividad vigente (decreto 1886 de 2015, decreto 944 de 2022) y adicionalmente NTC 6620 de 2022.

Establecer medidas preventivas y de mitigación que permitan disminuir al máximo la probabilidad de ocurrencia de accidentes causados por fallas geomecánicas, promoviendo así la seguridad y salud de los trabajadores del sector.

3



ANTECEDENTES

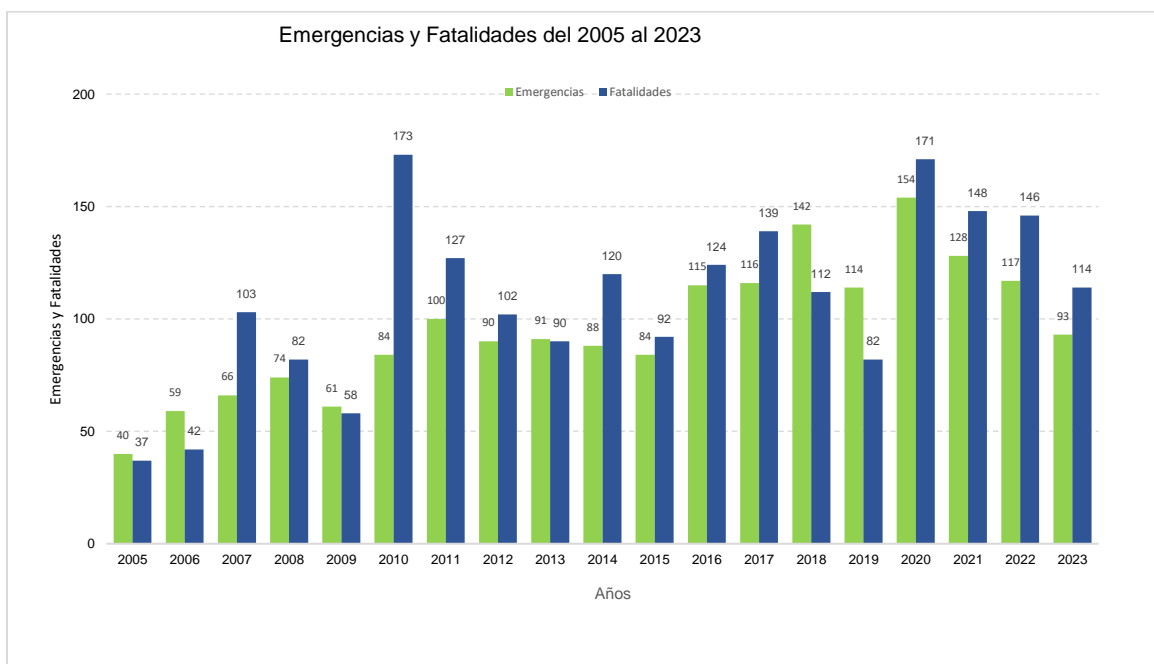
3. ANTECEDENTES

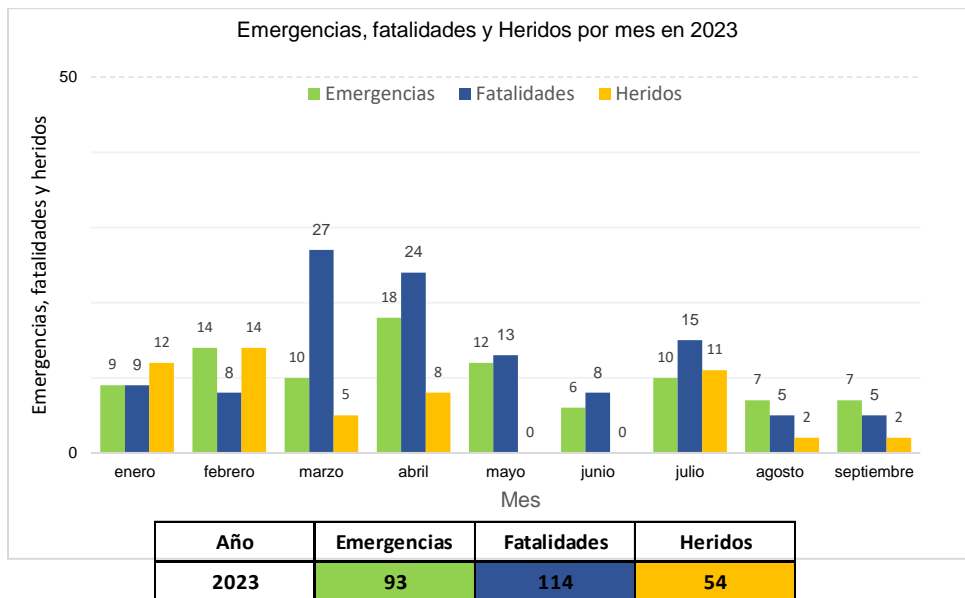
La actividad del sector minero en Colombia representó el 1.19% del PIB total para el año 2022 y como aporte a la Nación en regalías fue estimada la suma de 1.1 billones de pesos producto de la explotación de los recursos naturales no renovables en el marco de las zonas concesionadas (ANM, 2023).

No obstante, la explotación minera es una actividad económica de alto riesgo por todos los peligros asociados. Entre los meses de enero y septiembre del 2023, se reportaron a la ANM, 93 emergencias con 114 fatalidades y 54 heridos (ver Figura 1).

Entre 2005 y lo corrido de 2023 se presentaron 1.657 fatalidades en diecinueve departamentos del país, destacándose el departamento de Boyacá con (511); Antioquia (415); Cundinamarca (408) y Norte de Santander (322) derivados de las actividades de explotación minera (ver Figura 1). La característica en común de estas fatalidades fue el sistema de explotación, que correspondía a minería subterránea de carbón, oro, esmeraldas y materiales de construcción.

Figura 1. Estadísticas de las emergencias y fatalidades mineras en Colombia, durante los años 2005 hasta 2023 (septiembre).





Nota: la figura muestra las estadísticas de emergencias y fatalidades mineras, por departamentos, desde los años 2005 hasta 2023. **Fuente:** Agencia Nacional de Minería – ANM. Septiembre de 2023.

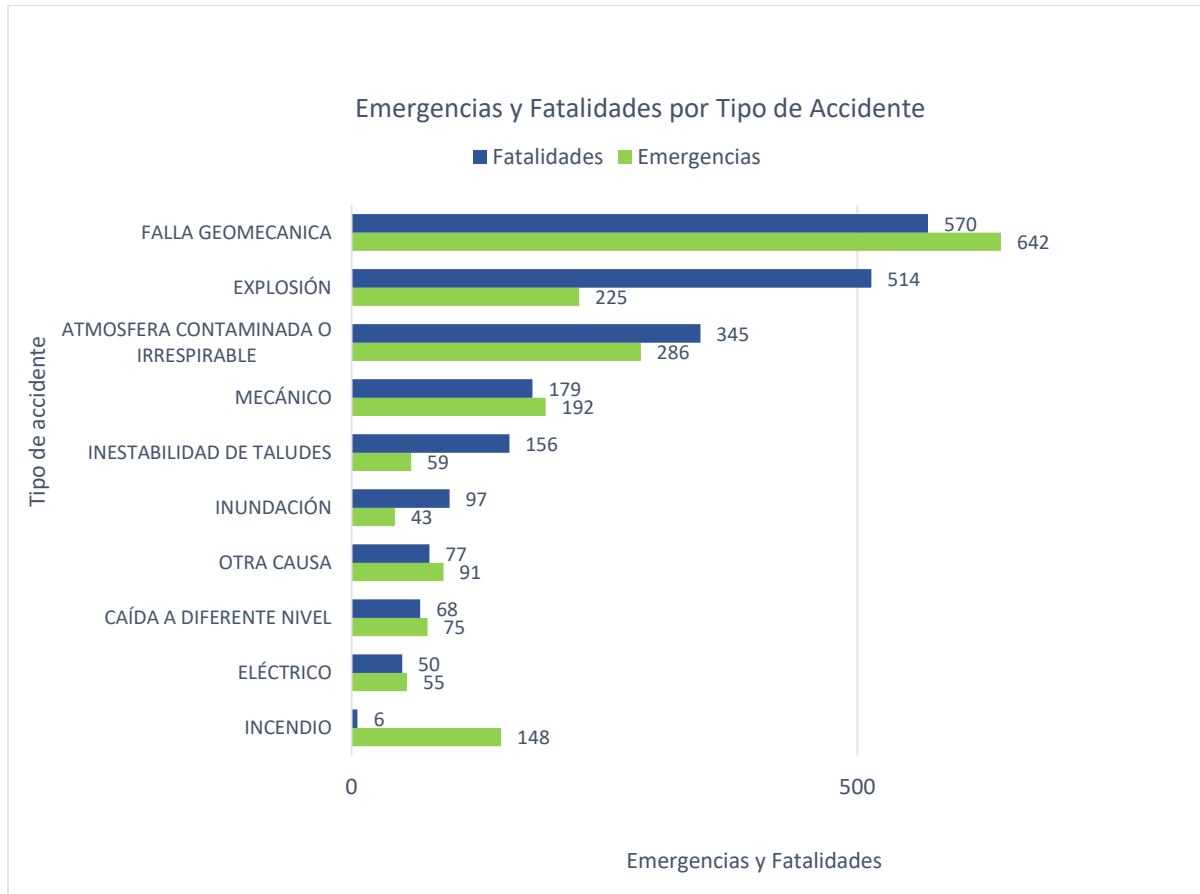
Estas cifras reportadas, llevaron a que el Ministerio de Minas y Energía, a través de la resolución 40209 del 2022, actualizara la Política Nacional de Seguridad Minera, cuyo principal objetivo es establecer los lineamientos y directrices para la gestión de la seguridad minera en el país, con el fin de prevenir accidentes y enfermedades laborales en la industria minera. De acuerdo con las cifras reportadas por la Agencia Nacional de Minería en Colombia hay alrededor de 100.000 trabajadores de la minería subterránea, siendo el año con mayores emergencias y fatalidades del periodo comprendido entre 2005-2023 con relevancia lamentable el año 2020 con 153 accidentes y 171 fatalidades. (ver Figura 1).

De acuerdo con cifras suministradas por la Federación de Aseguradores Colombianos (Fasecolda, 2023), el 15 % de los trabajadores vinculados al sector minero se accidentan, especialmente en minas subterráneas de carbón. Según la resolución 40209 del 10 de junio de 2022, durante lo transcurrido del 2011 y el 31 de mayo de 2022, ocurrieron 1.262 emergencias y 1.373 fatalidades. Dentro de estos accidentes, el más común y el que mayor siniestralidad presenta es el accidente minero por falla geomecánica, con un total de 642

emergencias y 570 fatalidades (ver Figura 2). (ANM, 2023).



Figura 2. Causas de emergencias y fatalidades ocurridas durante los años 2005 hasta 2023 (septiembre).

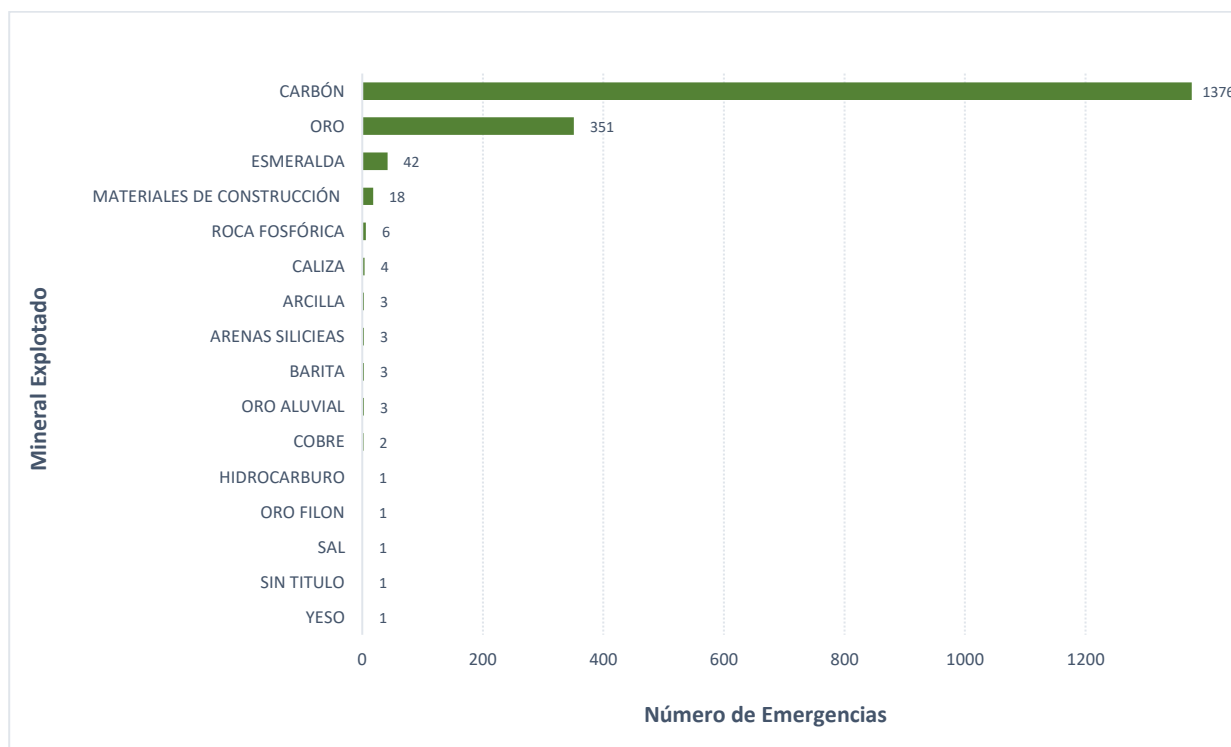


Nota: La figura muestra las estadísticas de fatalidades de trabajadores mineros causados por accidentes en minería de subterránea. **Fuente:** Agencia Nacional de Minería – ANM. Septiembre de 2023.

De acuerdo con la Figura 3, “Emergencias por mineral explotado, durante el período de 2005 a septiembre de 2023, en las actividades mineras de carbón (con 1376) y oro (con 351), fue donde ocurrieron el mayor número de emergencias reportadas.



Figura 3. Emergencias por mineral explotado durante los años 2005 hasta 2023 (septiembre).



Nota: se observa las emergencias presentadas durante los años 2005 hasta 2023, de acuerdo con el mineral extraído. **Fuente:** Agencia Nacional de Minería – ANM. Septiembre de 2023.

Usualmente, los riesgos geomecánicos son intrínsecos a las operaciones mineras subterráneas y, dada la naturaleza de estas actividades, no pueden ser eliminados ni sustituidos. Por lo que la efectividad de los controles radica principalmente en medidas de ingeniería, las cuales se materializan a través de un diseño seguro, y en controles administrativos producto de planes de sostenimiento únicos para cada proyecto minero y técnicamente bien elaborados.

Con el fin, de aportar al mejoramiento de las condiciones de

seguridad y salud de los mineros colombianos e implementar estrategias que ayuden a disminuir las altas tasas de accidentalidad en la industria minera colombiana, la Asociación de Profesionales del Sector Minero de Colombia (AIMC), la Facultad de Minas de la Universidad Nacional de Colombia (UNAL) y la ANM, elaboraron en el año 2020, el Decálogo para la prevención de accidentes por causas geomecánicas en excavaciones mineras”. Este documento contiene los diez aspectos básicos que todo titular, explotador o empleador minero debe

tener en cuenta para evitar y prevenir accidentes por causas geomecánicas en cualquier tipo de explotación minera subterránea; independiente del tipo de mineral y la escala del proyecto. Dentro de estas se encuentran: conocimiento del macizo rocoso, tipo de soporte, plan de inspección y revisión de labores abandonadas, mecanismos de soporte y de calidad, capacitación del personal, asignación de responsabilidades y la realización de auditorías externas.

Estas recomendaciones están enmarcadas dentro de la conceptualización del “diseño geomecánico para minería subterránea” figura que por filosofía debe contener los planes de sostenimiento que, como un primer acercamiento ingenieril, se han establecido como requisito legal y deben estar implementados en las operaciones mineras (ANM; AIMC; UN, 2020).

Los planes de gestión diseñados para el control geomecánico en la minería constituyen un estándar ampliamente aceptado en la industria a nivel mundial. La implementación adecuada de estos planes no solo se ha demostrado como una medida fundamental para preservar vidas, sino que también desempeña un papel importante en la consecución de la

ambiciosa meta de alcanzar cero accidentes (Monsalve, 2021).





4

**MARCO
LEGAL**

4. MARCO LEGAL

El desarrollo normativo en Colombia, orientado a proteger a los trabajadores garantizando la seguridad en la industria minera, ha sido un proceso gradual, fundamentado en las condiciones y necesidades laborales. A medida que el país progresó económica e industrialmente en el siglo XX, surgieron preocupaciones sobre las condiciones de trabajo y la seguridad en el entorno laboral, lo que llevó a la creación de un marco normativo. Desde la creación de comités de seguridad hasta la implementación del Sistema de Gestión de la Seguridad y Salud en el Trabajo (SG-SST) y regulaciones específicas para la minería subterránea, Colombia ha demostrado un compromiso constante con la protección de los trabajadores y la seguridad laboral.

En este contexto a través de una línea de tiempo se muestra la evolución normativa que a lo largo de los años ha tenido el tema.

Línea de Tiempo: Evolución normativa para la protección de trabajadores y la seguridad minera en Colombia. (Ver Figura 4)

1979: Se promulga la resolución 2400 la cual establece disposiciones

sobre vivienda higiene y seguridad industrial en los establecimientos de trabajo.

1986: Se establece la resolución 2013 que organiza y regula los comités de medicina, higiene y seguridad industrial en los lugares de trabajo, marcando el inicio de la regulación de la seguridad industrial y salud ocupacional en Colombia.

1994: Dos momentos importantes:

- Se emite el Decreto 035, introduciendo medidas y procedimientos específicos en materia de seguridad minera para prevenir accidentes y riesgos laborales en la industria minera.
- Decreto 1295, el cual determina la organización y administración del Sistema General de Riesgos Laborales, estableciendo bases fundamentales para la protección laboral y la seguridad en el trabajo.

2001: Expedición de La Ley 685, conocida como el Código de Minas, consolida la regulación de la seguridad minera, estableciendo parámetros legales para la explotación minera y promoviendo la seguridad y salud ocupacional en este sector.

2002: Se emite el Decreto 1607, el cual modifica la tabla de clasificación de actividades económicas para el sistema general de riesgos profesionales, influyendo en la regulación de la seguridad y salud en diversos sectores laborales.

2003: Se promulga el Decreto 2090, el cual aborda las actividades de alto riesgo para la salud de los trabajadores y establece condiciones y requisitos para el régimen de pensiones de trabajadores en estas actividades.

2007: Se emite la resolución 1401 expedido por el Ministerio de la protección Social. Allí se establecen las obligaciones y requisitos mínimos para realizar la investigación de incidentes y accidentes de trabajo con el fin de identificar las causas, los hechos y situaciones que los han generado y de igual forma implementar las medidas correctivas encaminadas a eliminar o minimizar las condiciones de riesgo.

2011: Se adopta la Resolución 18-1467, mediante la cual se establece la Política Nacional de Seguridad Minera, reseñando la normativa aplicable en materia de seguridad e higiene en las labores mineras a cargo de los concesionarios.

La norma internacional ISO 31000 de 2011 establece principios y directrices para que las organizaciones

gestionen eficazmente los riesgos que enfrentan.

2012: Se aprueba la Ley 1562, que modifica el sistema de riesgos laborales y promueve la salud ocupacional y la seguridad en el trabajo, ampliando la regulación de la seguridad laboral en Colombia.

2014: Se emite el Decreto 2655, ampliando la duración del régimen de pensiones especiales para actividades de alto riesgo, establecido previamente en el Decreto 2090 de 2003.

2015: Se promulgaron dos decretos clave:

- Decreto 1072: Conocido como el Decreto Único Reglamentario del Sector Trabajo, unifica y reglamenta diversas normas laborales, incluyendo la implementación del Sistema de Gestión de la Seguridad y Salud en el Trabajo (SG-SST).
- Decreto 1886: Establece normas específicas para la seguridad en las labores mineras subterráneas, reforzando la protección de los trabajadores en esta industria de alto riesgo.

2016: La Autoridad Minera profiere la Resolución 368, allí se regulan las características técnicas mínimas de los equipos autorrescatadores, para el personal que ingrese a labores mineras

subterráneas, de que trata el parágrafo 1 artículo 23 del Decreto 1886 de 2015.

2018: Por otro lado, la norma NTC ISO 45001 es la norma internacional para sistemas de gestión de seguridad y salud en el trabajo, destinada a proteger a los trabajadores y visitantes de accidentes y enfermedades laborales.

2019: Por medio de la Resolución 0312 el Ministerio de Trabajo estableció los estándares mínimos de cumplimiento con relación al SG-SST. Estos estándares mínimos corresponden al conjunto de requisitos, normas y procedimientos de obligatorio cumplimiento por parte de los empleadores y contratantes

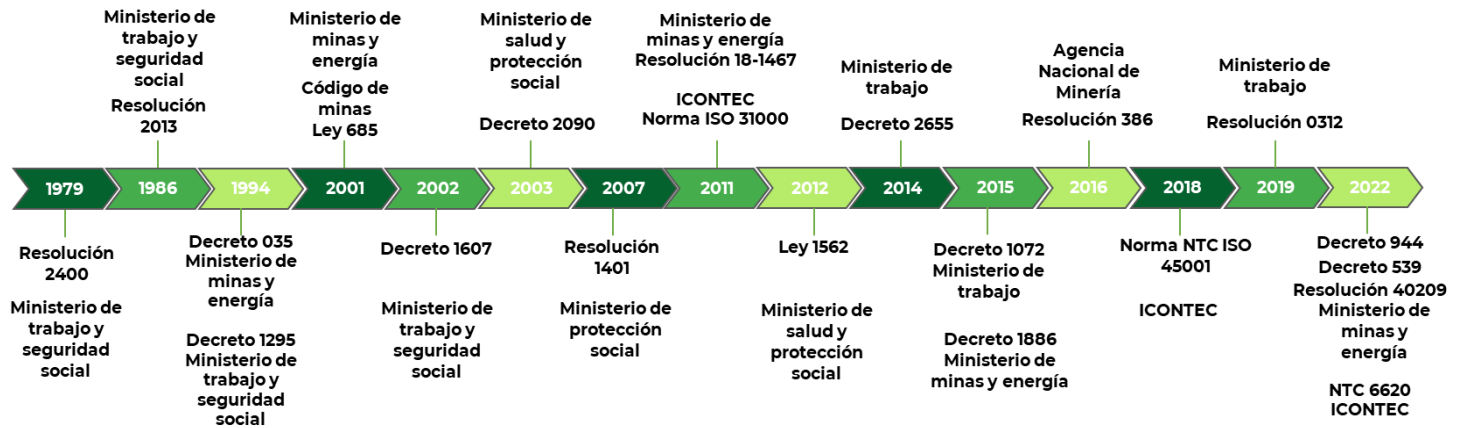
2022:

- **Decreto 944:** Modificación del Reglamento de Seguridad en las Labores Mineras Subterráneas (Decreto 1886 de 2015). Esta actualización tiene como objetivo mejorar la normativa relacionada con la seguridad en las labores mineras subterráneas, con el propósito de prevenir accidentes y promover prácticas seguras en la actividad.
- **Decreto 539:** Tiene como objetivo establecer normas mínimas para prevenir los riesgos asociados con

las actividades mineras a cielo abierto en todo el territorio nacional. Además, esta resolución busca adoptar medidas destinadas a preservar las condiciones de seguridad y salud en los lugares de trabajo involucrados en dichas operaciones mineras. Cabe destacar que esta norma derogó el Decreto 2222 de 1993, consolidando y actualizando así las regulaciones relacionadas con la seguridad en la minería a cielo abierto en Colombia.

- **Resolución No. MME 40209:** Actualización de la Política Nacional de Seguridad Minera. Esta resolución tiene como objetivo mejorar aún más la seguridad en la industria minera en Colombia, reflejando el compromiso continuo del país con la protección de los trabajadores y la promoción de prácticas seguras en el entorno laboral.
- **Norma Técnica Colombiana NTC 6620.** Establece requisitos para la elaboración de Planes de Sostenimiento para Operaciones Mineras y Obras Civiles Subterráneas, fortaleciendo las normativas relacionadas con la seguridad en estas actividades.

Figura 4. Línea de Tiempo: Evolución normativa para la protección de trabajadores y la seguridad minera en Colombia.



Nota: se observa la evolución de la normatividad en cuanto a la seguridad minera en Colombia.



5



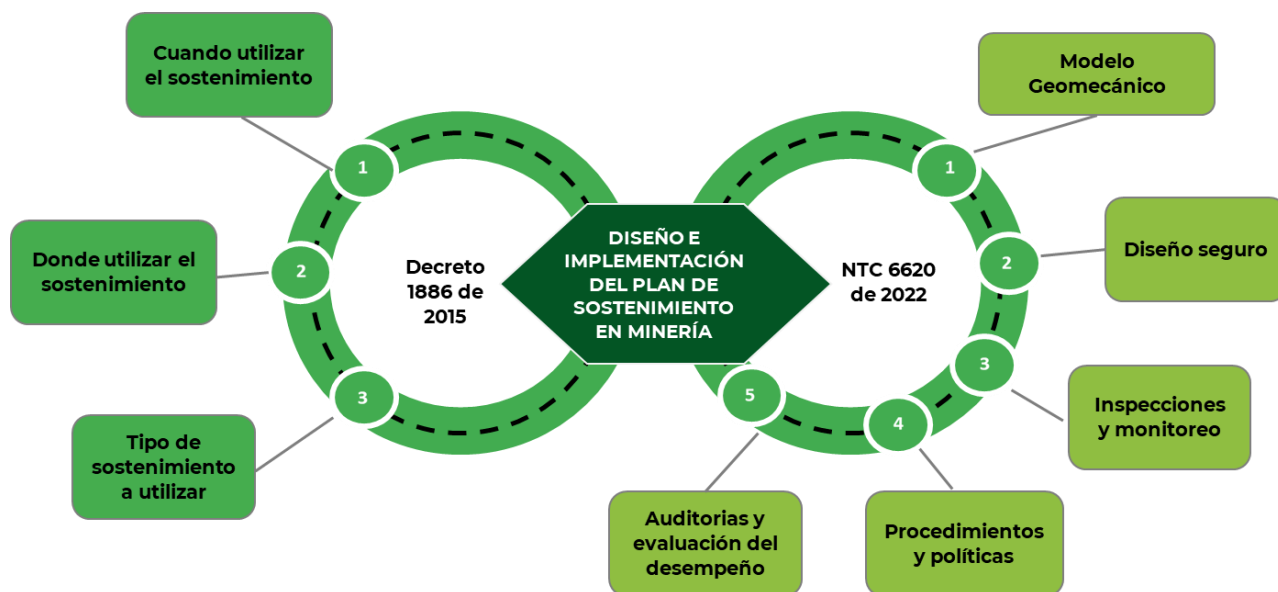
GENERALIDADES DEL PLAN DE SOSTENIMIENTO

5. GENERALIDADES DEL PLAN DE SOSTENIMIENTO

De acuerdo con el Artículo 76 del reglamento de seguridad en labores mineras subterráneas (Decreto 1886 de 2015); soportado por la NTC 6620 de 2022 (requisitos para la elaboración de planes de sostenimiento para operaciones mineras y obras civiles) el plan de sostenimiento es “un documento de actualización permanente donde se establezcan las normas específicas sobre cuándo,

dónde y que tipo de apoyo del techo se tienen que instalar en todas las etapas del proceso de desarrollo de actividades subterráneas incluidas bocaminas, galerías, y frentes”. Aunque el decreto y la norma técnica son documentos creados con enfoques y propósitos diferentes, se complementan en algunos aspectos como se observa a continuación (ver Figura 5).

Figura 5. Comparación de las definiciones del Decreto 1886 de 2015 y la Norma NTC 6620 de 2022



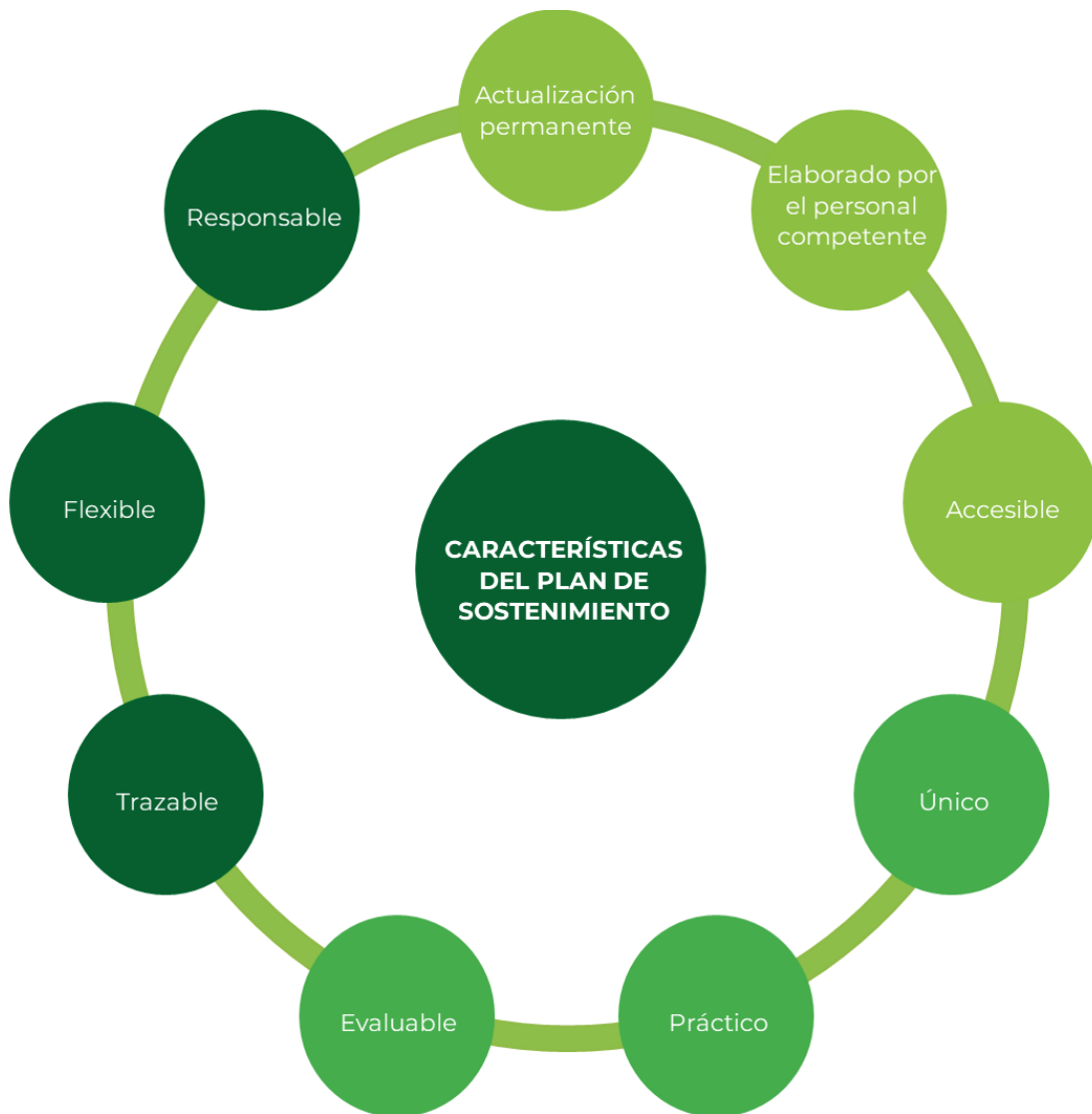
Nota: se presenta una comparación entre el decreto 1886 de 2015 y la NTC 6620 de 2022, en cuanto al diseño e implementación del plan de sostenimiento en minería.

5.1 Características del plan de sostenimiento

Un plan de sostenimiento en minería está diseñado para garantizar la seguridad de las operaciones, la estabilidad de las excavaciones y la

eficiencia en el proceso minero a partir de las características consideradas en la Figura 6.

Figura 6. Características del plan de sostenimiento



Nota: se mencionan las características del plan de sostenimiento. Fuente: Imagen adaptada de NTC 6620 de 2022.

5.1.1 Actualización permanente

El plan de sostenimiento es un documento que se actualiza permanente a lo largo de toda la vida de la mina. En consecuencia, no se pueden establecer intervalos fijos para realizarla. Teniendo en cuenta lo anterior, el documento se debe renovar de manera inmediata cuando ocurra uno de los siguientes escenarios:

- Después de la ocurrencia de un incidente o accidente por causa directa o relacionada con aspectos geomecánicos. Uno de los fundamentos primordiales en el plan de sostenimiento es garantizar la integridad y bienestar de los trabajadores.
- Cuando se presenten cambios de orden geológico o geomecánico no esperados (fallas, pinchamientos, cambio en el manto de explotación, variación en las propiedades de la litología, cambio de dominio geomecánico, etc.).
- Cuando se presenten condiciones que exijan la realización de labores de sostenimiento especial, diferente a las contempladas en el plan de sostenimiento inicial. Por ejemplo, cuando se adelanta una nueva labor minera, se debe ejecutar un estudio geomecánico y proporcionar recomendaciones de sostenimiento seguro.
- Si las regulaciones ambientales, de seguridad o laborales cambian, el plan de sostenimiento debe ser actualizado para asegurarse de que la mina esté en cumplimiento con las nuevas normativas.
- Si a partir de la introducción de nuevas tecnologías se requieren cambios en el plan de sostenimiento para asegurar que la operación se beneficie completamente de las mejoras.
- Cuando la producción minera aumente significativamente, es posible que se necesiten modificaciones en el plan para garantizar que las operaciones puedan mantenerse de manera segura y eficiente a mayor escala.
- Cuando en una labor subterránea aumente notablemente el deterioro del sostenimiento comparado con las condiciones iniciales esperadas.
- A partir de la retroalimentación de los trabajadores. El personal que trabaja en la mina subterránea a menudo tiene una comprensión

valiosa de las condiciones y los desafíos en el terreno. Si ellos proporcionan comentarios sobre aspectos del plan que pueden mejorarse, estos comentarios deben ser considerados en las actualizaciones.

- En caso de cambios en el equipo de gestión, en la estructura de liderazgo o en la estrategia general de la mina, es posible que el plan de sostenimiento deba alinearse con dichas modificaciones.

5.1.2 Perfil profesional

En la elaboración del plan de sostenimiento, resulta fundamental que la persona a cargo posea la experiencia y pericia técnica necesaria, de modo que esté alineada con la magnitud y la complejidad inherentes a la operación. El responsable debe tener en cuenta la opinión y

participación de los directivos, profesionales y operarios en la elaboración del documento.

La presente guía establece un perfil mínimo para los profesionales encargados de la elaboración del documento de plan de sostenimiento. (ver Tabla 1).

Tabla 1. Perfil profesional para la elaboración del plan de sostenimiento.

Perfil Profesional	
Nivel educativo	Ingeniero de minas, minas y metalurgia, ingeniero geólogo, con posgrado en mecánica de rocas/geotecnia o con mínimo cinco (5) años de experiencia en geomecánica. Los anteriores deben contar con tarjeta profesional.
Conocimientos	Ingeniero de minas, minas y metalurgia, ingeniero geólogo, con posgrado en mecánica de rocas/geotecnia o con mínimo cinco (5) años de experiencia en geomecánica. Los anteriores deben contar con tarjeta profesional.
Experiencia	Al menos cinco (5) años de experiencia en el sostenimiento en excavaciones subterráneas sino cuenta con estudios de posgrados; o de tres (3) años de experiencia en el sostenimiento en excavaciones subterráneas o estudios superiores posgrado en geomecánica, mecánica de rocas, geotecnia o ingeniería de minas.

Perfil Profesional	
Competencias	<ul style="list-style-type: none"> • Habilidades para relacionamiento interpersonal. • Capacidad de análisis. Habilidad de organización y gestión del tiempo. • Conciencia frente a la seguridad y salud en el trabajo con una actitud positiva. • Liderazgo e iniciativa. Habilidades de comunicación oral, escrita y redacción de informes.

Fuente: Información adaptada de NTC 6620 de 2022

5.1.3 Accesible

El responsable de la operación tiene la obligación de asegurar que el plan de sostenimiento esté a disposición de todos los empleados, dado su desempeño en el ámbito de la seguridad. Esta accesibilidad generalizada garantiza que cada miembro del equipo pueda familiarizarse con las directrices y protocolos, independientemente de su posición dentro de la organización.

5.1.4 Único

El plan de sostenimiento debe realizarse a partir de las condiciones particulares de cada proyecto. De esta manera, se podrán abordar de manera efectiva los desafíos específicos para garantizar su eficacia y contribución a la seguridad.

5.1.5 Practico

El Plan de Sostenimiento debe asegurar que todos los procesos que se realicen para gestionar el riesgo geomecánico se puedan implementar y mantener de forma clara y concisa en un contexto local, regional y nacional. Es decir, poder solucionar los inconvenientes que se puedan presentar de manera rápida y eficaz.

5.1.6 Evaluable

El plan de sostenimiento debe ser evaluable: es objeto de fiscalización minera y de estandarización en su elaboración. Debe medirse respecto del cumplimiento como obligación técnica.

5.1.7 Trazable

Debe ser trazable con el fin de asegurar su aplicación eficaz y su integridad.

5.1.8 Flexible

La flexibilidad es una característica para garantizar que el plan de sostenimiento pueda adaptarse a los cambios en las condiciones geotécnicas, los avances en la explotación minera y otras circunstancias variables.

5.1.9 Responsabilidades

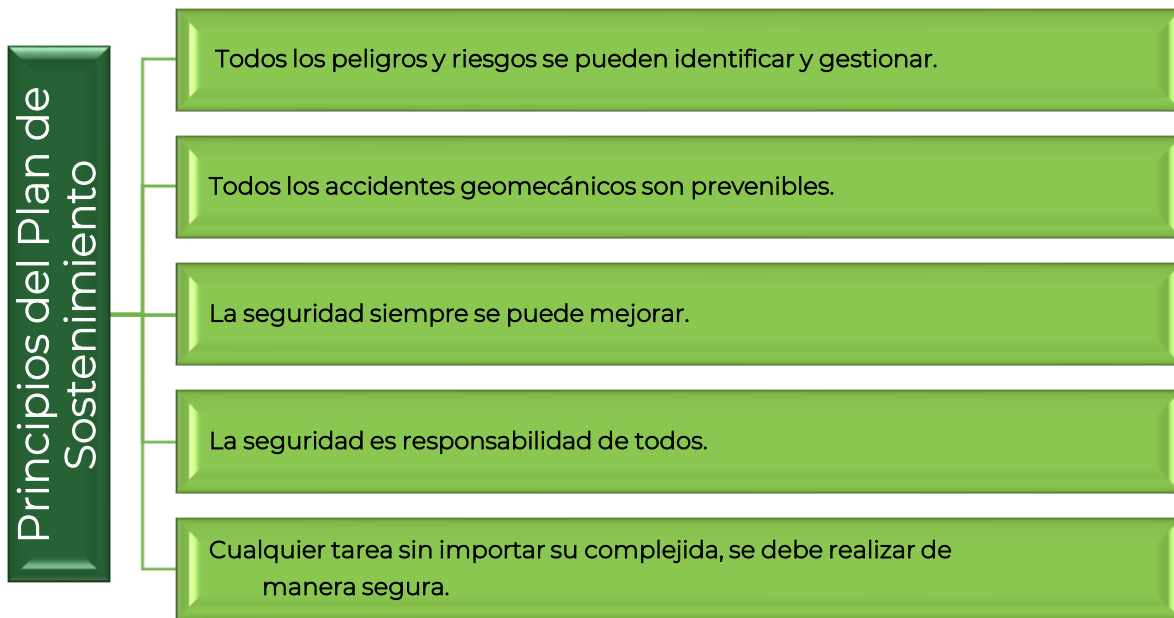
Debe existir claridad de quiénes son responsables de la implementación, supervisión y mantenimiento del sostenimiento en diferentes áreas.

5.2 Principios del plan de sostenimiento

El plan de sostenimiento, como una herramienta para la gestión efectiva del riesgo geomecánico, debe basarse

en los principios fundamentales que se muestran en la Figura 7.

Figura 7. Principios del plan de sostenimiento.



Nota: en la figura se mencionan los principios en los cuales se basan el plan de sostenimiento. Fuente: Basado en la Norma Técnica Colombiana - NTC 6620 de 2022

- Todos los peligros y riesgos se pueden identificar y gestionar:

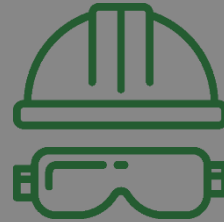
Dado que en la minería no es posible eliminar y sustituir por completo el riesgo, la adecuada planificación y ejecución de un plan de sostenimiento deben posibilitar la identificación y gestión eficiente de peligros y riesgos, contribuyendo así a lograr una operación minera más segura.

- Todos los accidentes geomecánicos son prevenibles:

Al implementar medidas de prevención y control dentro del plan de sostenimiento y al mantener sistemas de monitoreo eficaces, es posible reducir al mínimo la ocurrencia de accidentes geomecánicos, llegando incluso al punto en que sean prácticamente prevenibles.

- La seguridad siempre se puede mejorar:

En el plan de sostenimiento la seguridad no se debe plantear como un objetivo estático. Se debe promover la idea de mejorar y perfeccionar las medidas de seguridad garantizando un entorno de trabajo cada vez más seguro.



- La seguridad es responsabilidad de todos:

La seguridad y bienestar de todos los individuos involucrados en las operaciones mineras, es una responsabilidad tanto individual como compartida y colectiva, sin importar el cargo que desempeñe el participante.

- Cualquier tarea sin importar su complejidad, se debe realizar de manera segura:

La seguridad no se debe comprometer en ninguna tarea, independientemente de su nivel de dificultad.



5.3 Contenido mínimo del plan de sostenimiento

Este contenido se fundamenta en los principios del modelo de gestión de riesgos geomecánicos y debe abordar estrategias destinadas a la estabilidad de las excavaciones, minimizar los riesgos y mantener un entorno seguro.

Para la elaboración del diagrama que se muestra a continuación, se consideraron documentos de referencia a nivel nacional, como la NTC 6620 de 2022, que establece requisitos para la creación de planes de sostenimiento en operaciones mineras y obras civiles; así como documentos internacionales, entre ellos, la guía de criterios geomecánicos para el diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas de Osinergmin en 2017, y el manual de referencia "Management of Rockfall Risks in Underground Metalliferous Mines" del Minerals Council of Australia por Potvin y Nedin, del Australian Center for Geomechanics en 2003 (ver Figura 8).

Esta guía aborda temas, como la recopilación de información geológica y geomecánica como punto de partida y un modelo para la gestión de los riesgos geomecánicos. Asimismo, explora la definición de dominios geomecánicos y el estudio del

comportamiento del macizo rocoso, así como la identificación de mecanismos de falla.

El diseño preliminar y los criterios de aceptación son discutidos en detalle, al igual que las inspecciones geomecánicas y la importancia de documentar y registrar datos geomecánicos. Además, se abordan los procedimientos de intervención frente a condiciones inseguras, la instrumentación y monitoreo, así como la recolección y análisis de datos. Se destaca la imperiosa necesidad de contar con procedimientos de trabajo seguro y una planificación exhaustiva de respuestas a emergencias. Se subraya, asimismo, la importancia de la capacitación, el entrenamiento y una comunicación efectiva. Adicional, se describen los procesos de auditorías tanto internas como externas, concebidas para evaluar la eficacia de los planes de sostenimiento.

Se enfatiza la relevancia de una revisión continua y mejora constante de estos planes, incluyendo la asignación clara de roles y responsabilidades.

Además de los temas previamente expuestos, esta guía se

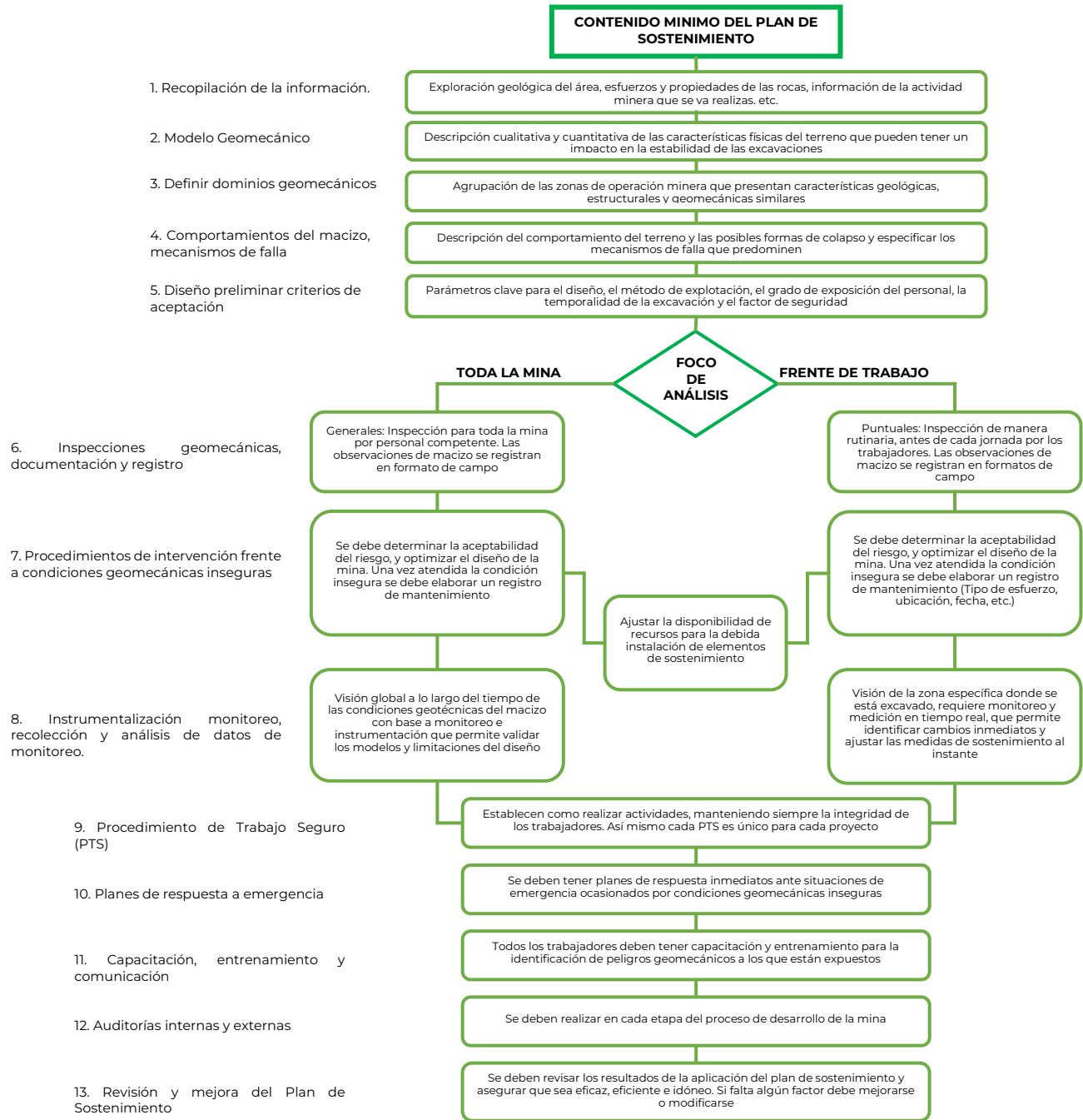
enriquece con un enfoque específico en la investigación de accidentes mineros originados por fallas geomecánicas. Se aborda la importancia de realizar un análisis detenido de las causas y consecuencias de estos eventos, permitiendo así una comprensión más profunda de los riesgos geomecánicos presentes en el sector minero.

En conjunto, esta guía proporciona una base sólida y práctica para la gestión integral de los riesgos geomecánicos y la seguridad en el sector.

En la Figura 8, se muestra el contenido mínimo del plan de sostenimiento.



Figura 8. Contenido mínimo que debe contener el plan de sostenimiento.



Fuente: Adaptado NTC 6620 de 2022, Huamán, A., Ardiles, R., MENDEIETA, H., ARÍAS, F., SALAS, W., NIKAIDO, E., & CURI, N. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Revista Osinergmin [en línea], (01), Potvin, Y., & Nedin, P. (2003). Management of rockfall risks in underground metalliferous mines: a reference manual. Minerals Council of Australia.



6

GENERALIDADES DEL MODELO PARA LA GESTIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO

6. GENERALIDADES DEL MODELO PARA LA GESTIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO

La gestión efectiva del riesgo geomecánico resulta fundamental para promover la seguridad de las operaciones mineras y las obras civiles subterráneas. Este capítulo aborda las generalidades del "Modelo para la gestión del riesgo geomecánico".

Una herramienta integral desarrollada para enfrentar los desafíos inherentes a la estabilidad geomecánica en entornos subterráneos. Asimismo, ofrece una perspectiva de los principios y estrategias clave que sustentan una gestión de riesgos eficaz.

6.1 Generalidades

El modelo de gestión del riesgo geomecánico en la minería subterránea permite facilitar la extracción segura y económica del mineral. Su aplicación implica la identificación y evaluación de amenazas geomecánicas, la cuantificación rigurosa de riesgos y la implementación de medidas de control. La seguridad laboral se logra a través de la ingeniería y medidas de control (eliminación, sustitución, controles de ingeniería, controles administrativos y elementos de protección personal) en el lugar de trabajo.

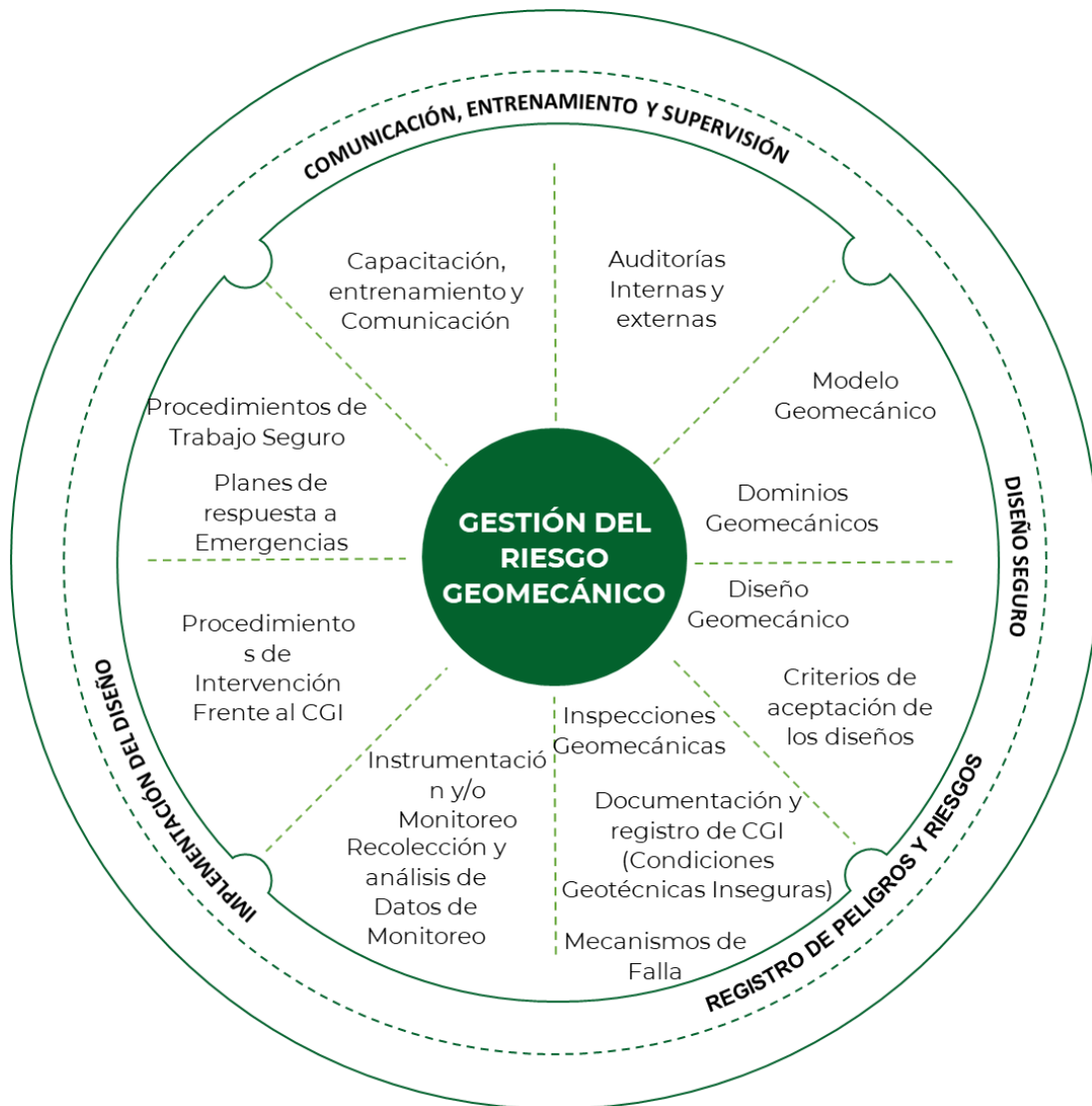
La gestión del riesgo geomecánico debe integrar medidas técnicas y administrativas para reducir los riesgos de manera efectiva y estar en constante revisión para adaptarse a las condiciones cambiantes del entorno subterráneo. (Department of Mines, Industry Regulation and Safety, 2019B).

La Figura 9, muestra los elementos clave del modelo para la gestión del riesgo geomecánico de acuerdo con la NTC 6620 de 2022. El proceso de aplicación debe ser respaldado por todos los niveles de la organización, desde la alta dirección hasta los trabajadores operativos de la mina.

Este modelo de gestión puede ser parte de un plan de sostenimiento y se basa en técnicas consideradas como buenas prácticas en el manejo del riesgo geomecánico. La

participación de los trabajadores en este proceso es fundamental para desarrollar estrategias de control y promover una cultura de seguridad en la organización.

Figura 9. Modelo para la gestión del riesgo geomecánico



Nota: En la figura se muestra el modelo para la gestión del riesgo geomecánico.
Fuente: Basado en la Norma Técnica Colombiana - NTC 6620, ICONTEC, 2022

El modelo contiene el registro de peligros y riesgos, considerando sus consecuencias y probabilidades de ocurrencia. Este proceso proporciona información para determinar la prioridad y las estrategias de control; del mismo modo, facilita la toma de decisiones. El diseño seguro constituye un proceso iterativo que incorpora aspectos geomecánicos desde la etapa de factibilidad hasta el cierre del proyecto, adaptándose a la singularidad de cada operación. Este enfoque se fundamenta en la elaboración detallada de un modelo, la sectorización del área en dominios y el desarrollo de un diseño geomecánico, todo ello orientado a asegurar la estabilidad y seguridad del proyecto. Resulta indispensable revisar y actualizar regularmente el diseño para asegurar su eficacia y adaptarlo a los cambios en la operación minera.

La relevancia de la gestión geomecánica va más allá del diseño seguro; abarca la implementación y aplicación de un sistema de trabajo. Esto incluye la instrumentación,

monitoreo y análisis de datos, así como intervenciones claras sobre las condiciones detectadas como inseguras. También la necesidad de definir protocolos, planes de respuesta a emergencias y la participación de los trabajadores para fomentar una cultura de seguridad. Así mismo, se requiere comunicación efectiva, entrenamiento riguroso y la supervisión constante para mantener un entorno de laboral adecuado.

La omisión de estas buenas prácticas puede llevar a los accidentes geomecánicos y/o obstaculizar la prevención de condiciones inseguras. Es de destacar, la implementación de procesos específicos, como la capacitación detallada, los programas de entrenamiento, y las estrategias de comunicación directa. Se sugiere llevar a cabo auditorías internas y externas para garantizar la conformidad con los estándares de seguridad, promoviendo así mejoras continuas y prevención como menciona la NTC 6620 de 2022.

6.1.1 Registro de peligros y riesgos

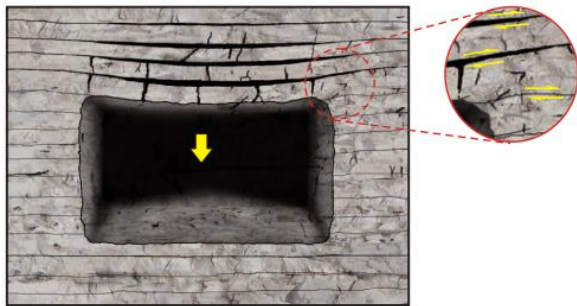
El registro de peligros y riesgos es básico para el diseño seguro y la implementación de estrategias de gestión de riesgos. Debe contener la

descripción de peligros, posibles consecuencias, probabilidad de ocurrencia y calificación según su impacto.

Resulta fundamental desarrollar, revisar y actualizar regularmente el registro para asegurar su efectividad y abordar problemas de manera oportuna. Debe ser realizada por un profesional calificado y tener en cuenta cambios en las condiciones del terreno, las prácticas operativas y el diseño de la mina que puedan afectar el perfil de riesgo del proyecto minero (Department of Mines, Industry Regulation and Safety, 2019B).

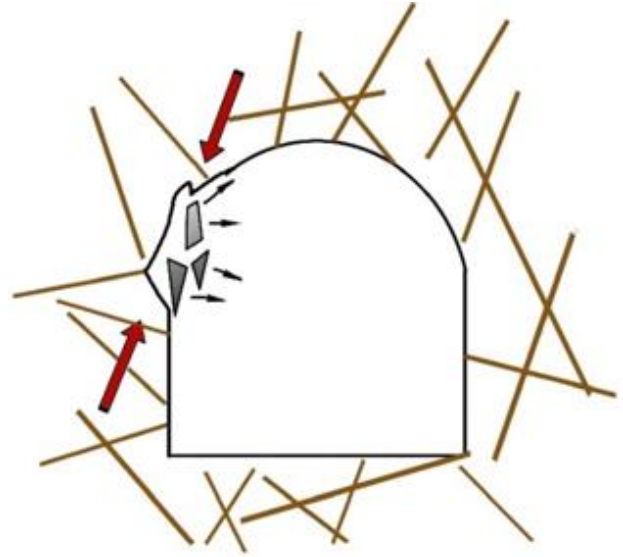
Este componente involucra la definición de los mecanismos de falla. Entre los más comunes en minería subterránea se destacan:

a) Rotura de techo por flexión.



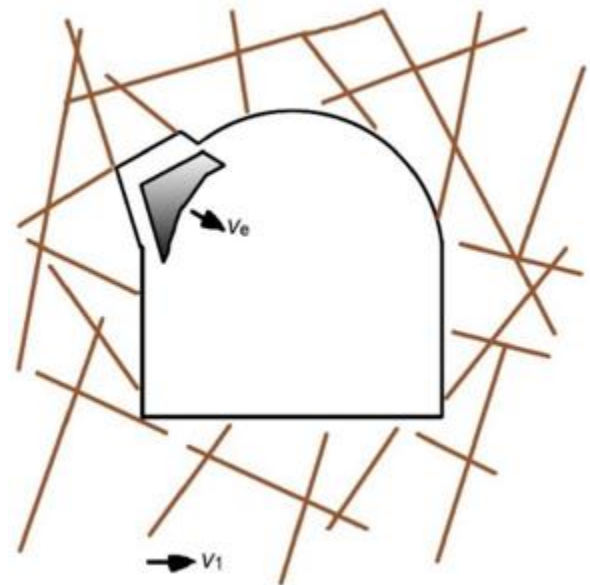
Rotura del techo por flexión – modificado Ramírez (2004)

b) Estallido de rocas (rockburst).



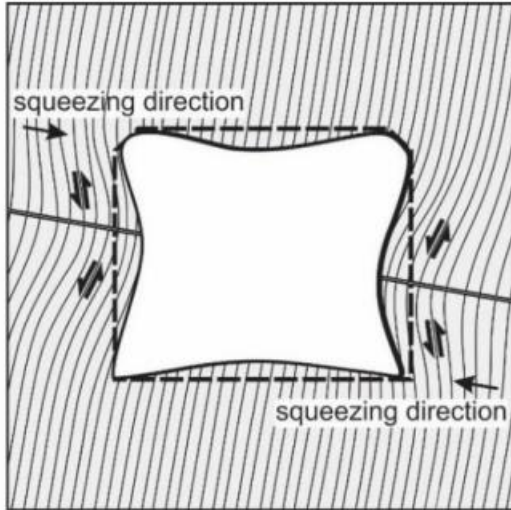
Estallido de roca -Modificado de Ortlepp & Stacey (1994)

c) Caída de bloques o cuñas de roca.



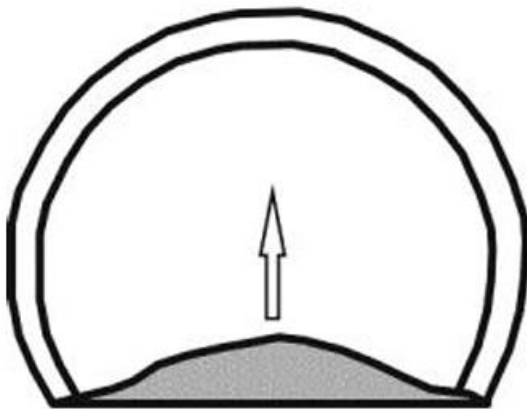
Caída de bloques o cuñas de roca-Modificado de Ortlepp & Stacey (1994)

d) Deformaciones excesivas de las paredes de la excavación (Squeezing).



Deformaciones excesivas de las paredes de la excavación (Squeezing) – modificado Hadjigeorgiou y Karampinos (2017)

e) Falla por hinchamiento o expansión de la roca (swelling).



Falla por hinchamiento o expansión de la roca (swelling) – modificado Butscher, Mutschler y Blum (2016)

f) Falla de elementos de soporte.



Falla de elementos de soporte. – modificado Ramírez (2004)

Definir los mecanismos de falla permitirá orientar las inspecciones geomecánicas en operaciones mineras. Son realizadas regularmente por el responsable de la operación minera, para evaluar el estado de las excavaciones y la efectividad de los sistemas de soporte. Las inspecciones geomecánicas se clasifican en generales y específicas para los frentes de trabajo y deben ser documentadas para registrar Condiciones

Geomecánicas Inseguras (CGI). La documentación resultante se convierte en una base de datos de gran importancia para la toma de decisiones y la gestión del riesgo geomecánico. Es fundamental implementar procedimientos que aseguren la documentación de cualquier cambio

en el modelo, derivado del análisis de las condiciones del terreno, mediante inspecciones y observaciones subterráneas sistemáticas y adecuadamente documentadas (Monsalve y Monsalve, 2022).

6.1.2 *Diseño seguro*

El diseño seguro es un pilar fundamental en la gestión del riesgo geomecánico en operaciones mineras. Este proceso meticuloso y completo se despliega a lo largo de todas las fases de la operación, adaptándose con precisión a la complejidad inherente de cada situación específica. El diseño seguro requiere la construcción de un modelo minucioso, la segmentación cuidadosa del macizo rocoso en dominios geomecánicos y la formulación de criterios de aceptación rigurosos para los diseños propuestos. En esta labor, es imperativo considerar con detenimiento los mecanismos de falla previsible, la incertidumbre asociada a las características del terreno y la selección adecuada de los métodos de diseño.

Este enfoque integrado no solo demanda la participación experta de ingenieros calificados, sino también la colaboración estrecha con geólogos

especializados en geomecánica. La sectorización del macizo rocoso en zonas homogéneas no solo es primordial durante las etapas iniciales del proyecto, sino que debe mantenerse y ajustarse a medida que evoluciona la operación minera. Además, se deben implementar diferentes métodos de diseño geomecánico, tales como los métodos analíticos, empíricos, numéricos y observacionales, en función de la calidad y disponibilidad de los datos geomecánicos (Department of Mines, Industry Regulation and Safety, 2019B).

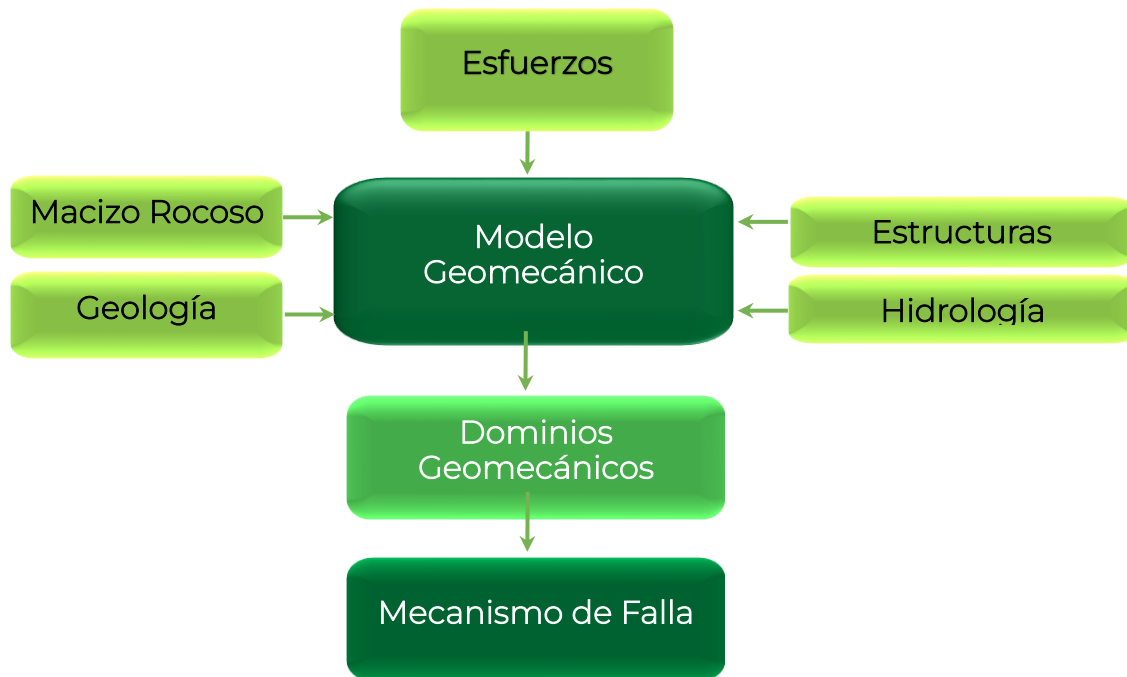
En la Figura 10, se presenta la definición del modelo geomecánico, los dominios geomecánicos y los mecanismos de falla.

La colaboración interdisciplinaria, el monitoreo continuo y la adaptabilidad a las condiciones cambiantes del terreno son componentes vitales en la

creación de diseños seguros y efectivos. El objetivo final radica en garantizar no solo la estabilidad a corto plazo de las excavaciones, sino también la seguridad a largo plazo del sitio minero en su conjunto. En última instancia,

este enfoque minucioso y colaborativo contribuye significativamente a la reducción y gestión efectiva de los riesgos en entornos geomecánicos complejos (Monsalve y Monsalve, 2022).

Figura 10. Definición de modelo geomecánico, dominios geomecánicos y mecanismos de falla.



Nota: Componentes para la definición de Modelo Geomecánico, sus dominios y los mecanismos de Falla. Fuente: Modificado de: Potvin&Hadjigeorgiou, 2020.

6.1.3 Implementación del diseño

La implementación del diseño geomecánico es determinante en la minería subterránea, y debe ser coherente con el plan de sostenimiento. Este plan debe abarcar desde la instalación del sostenimiento, el monitoreo de excavaciones, la

definición de procedimientos para manejar condiciones inseguras, hasta la respuesta ante emergencias (NTC 6620 de 2022). La capacitación y supervisión continua del personal son fundamentales para asegurar la

correcta instalación del sostenimiento y el monitoreo preciso del terreno.

La revisión constante de los informes de CGI y la evaluación del riesgo son prácticas definidas para mantener un entorno laboral seguro. La comunicación efectiva en la elaboración de procedimientos seguros y la preparación para emergencias, articulada con la capacitación continua del personal, son componentes clave para mitigar los riesgos geomecánicos y promover

una cultura de seguridad sólida en la actividad minera.

La implementación cuidadosa de estos procesos no solo garantiza un ambiente de trabajo seguro, sino que también contribuye significativamente a la prevención proactiva de accidentes y condiciones inseguras, marcando un estándar de excelencia en la gestión del riesgo geomecánico en el sector minero (Monsalve y Monsalve, 2022; Department of Mines, Industry Regulation and Safety, 2019B).

6.1.4 *Comunicación, entrenamiento y supervisión*

La comunicación efectiva, la capacitación y la supervisión son acciones para garantizar la seguridad en las excavaciones subterráneas. Proporcionar información y entrenamiento adecuados, junto con la supervisión regular, garantiza que los trabajadores sean competentes y capaces de realizar su labor de forma segura. La ausencia de estas actividades puede llevar a que se presenten accidentes geomecánicos y a dificultar la prevención de

condiciones inseguras (Department of Mines, Industry Regulation and Safety, 2019B).

Para abordar estos desafíos, se deben establecer procesos específicos tales como capacitación continua, auditorías internas y externas, y mejoras en el plan de sostenimiento. Por lo tanto, los trabajadores deben estar entrenados en protocolos de actuación, roles y sistemas de alerta, y participen en ejercicios y simulacros periódicos (Monsalve y Monsalve, 2022)

6.2 *Liderazgo y compromiso*

El líder de la operación debe asegurarse de que el plan de

sostenimiento se integre plenamente a todas las actividades mineras,

mostrando compromiso mediante la implementación del marco de referencia, asignación de recursos y responsabilidades, y seguimiento a través de indicadores específicos. Este enfoque tiene como objetivo alinear la gestión de riesgos geomecánicos con los objetivos de la empresa, promover la seguridad y garantizar que las

prácticas se adecuen a lo largo de la vida de la mina. Por otro lado, los auditores internos tienen el deber de evaluar y verificar que se consideren y gestionen adecuadamente los riesgos y que la información se comunique de forma efectiva (NTC 6620 de 2022).

6.3 Integración

La gestión del riesgo geomecánico es indispensable en todas las actividades de minería subterránea, siendo responsabilidad de todo el personal involucrado. Esta gestión debe ser integrada y adaptada dinámicamente a las especificidades de cada operación, formando parte intrínseca de la misión, estrategia y objetivos de la organización minera. El

modelo propuesto en la NTC 6620 de 2022, sirve como base para los planes de sostenimiento, los cuales están estrechamente ligados al Sistema de Gestión de la Seguridad y Salud en el Trabajo (SG-SST). Así se garantiza que todos los riesgos identificados se consideren dentro de este sistema (ICONTEC, NTC 6620 de 2022).

6.4 Competencia

Las personas encargadas de elaborar y aprobar el plan de sostenimiento deben contar con competencias específicas en geomecánica y deben estar relacionadas con la escala y tipo de mineral de la operación. El responsable debe asegurarse de que la información

proporcionada por otras áreas sea confiable, accesible y comprensible, y debe integrar las contribuciones y perspectivas de operarios, profesionales y gerencia en su elaboración (ICONTEC, NTC 6620 de 2022).

7

MODELO PARA LA GESTIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO



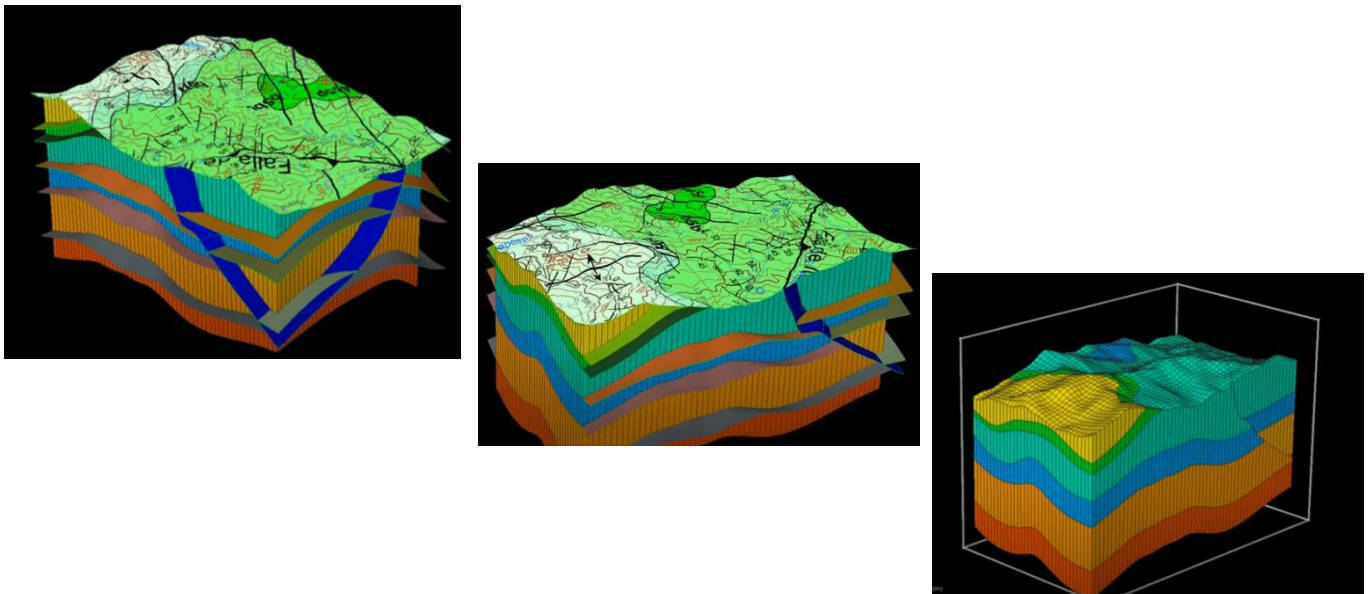
7. MODELO PARA LA GESTIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO

7.1 Modelo geológico

El modelamiento geológico es un proceso para determinar las características geológicas de una zona en estudio, implica la creación de representaciones tridimensionales de la estructura de un área de la tierra, que permite comprender mejor la distribución de los diferentes tipos de rocas, minerales y estructuras geológicas (ver Figura 11). Este es un

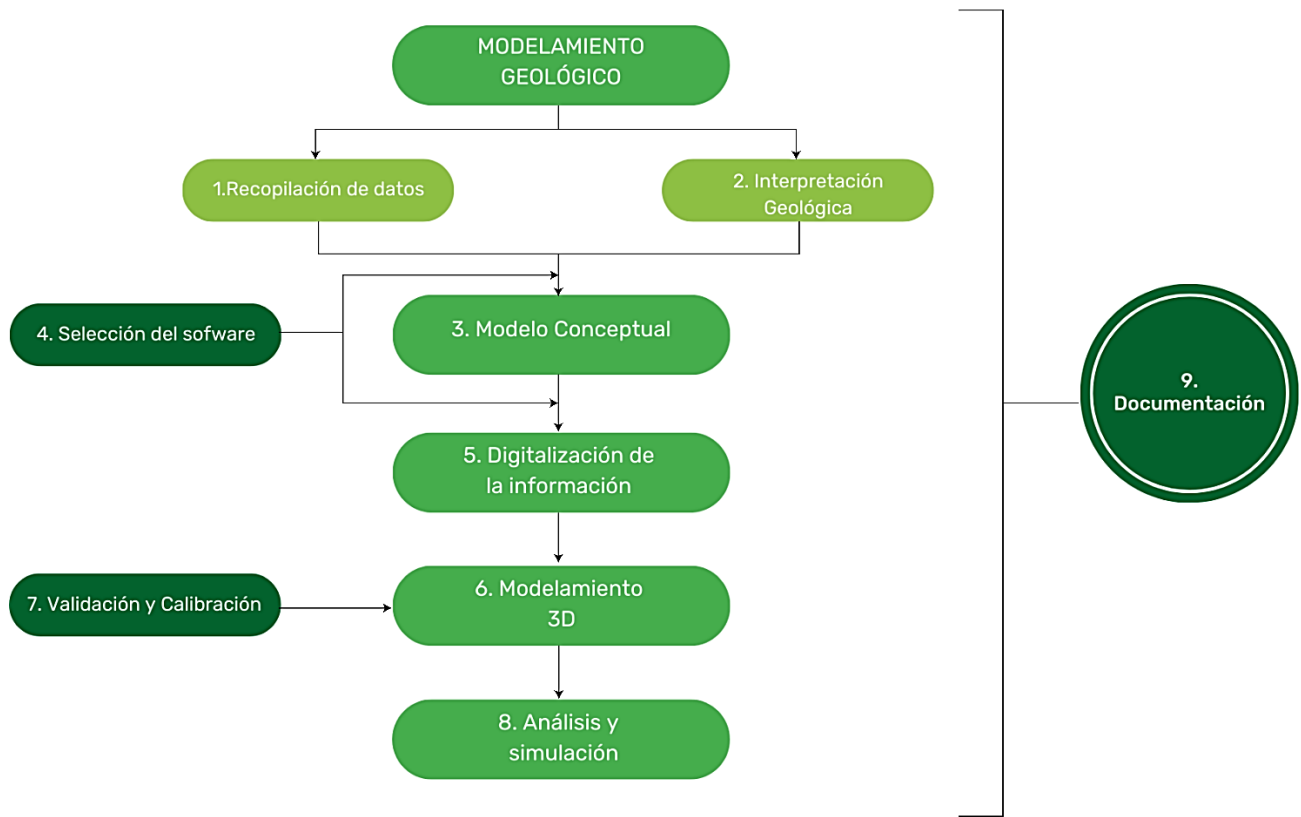
proceso iterativo en el que se pueden realizar ajustes y refinamientos a medida que se obtienen más datos o se adquiere un mejor entendimiento de la geología de la región. El modelo geológico busca representar la disposición en planta y en profundidad de las diferentes litologías que tienen importancia en el proyecto minero. (ver Figura 12).

Figura 11. Modelo geológico tridimensional



Nota: La figura muestra tridimensionalmente, las diferentes litologías y estructuras de una zona objeto de un proyecto minero.

Figura 12. Pasos para realizar el modelamiento geológico



Nota: en la figura se presentan los pasos para llevar a cabo un modelo geológico. Fuente: Basado en, 1. Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications por Swapam Kumar Haldar, 2018, Elsevier. 2. Manual de levantamiento geológico. Una introducción a la geología de campo por Echeveste Horacio, 2018, Editorial de la Universidad Nacional de la Plata.

7.1.1 Recopilación de datos

La recopilación de datos geológicos es un paso fundamental en la investigación y el modelamiento en la materia. Consiste en la recolección sistemática de información sobre la geología de una determinada área o región, con el fin de comprender su

historia, identificar características y utilización de datos para diversos propósitos, como la exploración de recursos naturales y la evaluación de riesgos geológicos. A continuación, en la Figura 13 se presentan los pasos para llevar a cabo la recopilación de datos.

Figura 13. Pasos para realizar la recopilación de datos



Nota: Etapas para la recopilación de los datos geológicos. Fuente: Basado en, 1. Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications por Swapam Kumar Haldar, 2018, Elsevier. 2. Manual de levantamiento geológico. Una introducción a la geología de campo por Echeveste Horacio, 2018, Editorial de la Universidad Nacional de la Plata.



Identificación de fuentes de datos

El primer paso es identificar y acceder a las fuentes de datos geológicos disponibles. Estas fuentes pueden incluir mapas topográficos, mapas geológicos previos, informes geológicos, estudios de campo, fotografías aéreas, registros de perforaciones, datos geofísicos y cualquier otra información relacionada con el área de interés.



Trabajo de campo

Llevar a cabo actividades de campo con el fin de recopilar datos de manera directa. Estas acciones pueden abarcar desde la observación de afloramientos geológicos y la toma de muestras de rocas y minerales, hasta la medición de la orientación de capas rocosas y estructuras. Asimismo, se incluye la recopilación de datos sobre la topografía del terreno y la identificación de características clave.



Documentación y registro

Es necesario documentar y registrar cuidadosamente todos los datos recopilados. Esto puede implicar la creación de carteras de campo, la toma de fotografías y la etiquetación de muestras. La precisión y la consistencia en la documentación son fundamentales.



Análisis de laboratorio

En la recopilación de muestras de rocas o minerales, es posible que se requieran análisis de laboratorio para determinar su composición química, textura y propiedades físicas. Esto puede proporcionar información valiosa sobre la geología regional y local de la zona de estudio.



Datos geofísicos

En algunos casos, se utilizan técnicas geofísicas como la sísmica, la resistividad eléctrica o la magnetometría, para recopilar datos sobre las propiedades subsuperficiales. Estos datos son implementados en la exploración de recursos naturales y en la identificación de estructuras geológicas ocultas.



Integración de datos

Una vez que se ha recopilado toda la información, se integra en un conjunto de datos geológicos coherente y georreferenciado. Esto implica la organización de datos en un formato que pueda ser utilizado en Sistemas de Información Geográfica (SIG) u otros programas de modelamiento geológico.

7.1.2 Interpretación geológica

Es un proceso en el que se analiza y comprende la información recopilada sobre la geología de una zona específica para generar una representación precisa y detallada de las características geológicas en la subsuperficie. La interpretación

geológica implica la identificación, correlación y comprensión de las unidades geológicas, estructuras y eventos geológicos presentes en el área de estudio. En la figura 14, se presentan los pasos para llevar a cabo la interpretación geológica.

Figura 14. Pasos para realizar la interpretación geológica



Nota: Descripción de las etapas para el desarrollo de la interpretación geológica. Fuente: Basado en Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications por Swapam Kumar Haldar, 2018, Elsevier.

Identificación de unidades geológicas

Identificar y delimitar las diferentes unidades geológicas presentes en la zona de estudio. Estas unidades pueden incluir estratos de rocas sedimentarias, intrusiones ígneas, cuerpos de roca metamórfica y otras formaciones geológicas. Se basa en observaciones de campo, datos de perforaciones y análisis de muestras.

Correlación estratigráfica

Se realiza la correlación de las unidades geológicas a lo largo de la región, estableciendo relaciones estratigráficas entre ellas. Esto implica determinar la secuencia relativa de las capas de roca y su edad relativa, lo que puede ayudar a entender la historia geológica.

Análisis de estructuras geológicas

Se identifican y analizan las estructuras geológicas presentes tales como fallas, pliegues, fracturas y diques. Y se registran sus características (orientación, inclinación

y extensión). Esto es fundamental para comprender cómo se deformaron las rocas a lo largo del tiempo.

Caracterización de eventos geológicos

Se identifican y caracterizan eventos geológicos específicos, como erupciones volcánicas, eventos tectónicos importantes o deposición de capas sedimentarias. La datación de estos eventos permite comprender la historia geológica.

Mapeo geológico

Se crea un mapa geológico que representa la distribución de las unidades geológicas y las estructuras en la superficie terrestre. Este mapa es una herramienta valiosa para visualizar y comunicar la información geológica.

Documentación

Toda la interpretación geológica se documenta en informes técnicos, mapas geológicos y visualizaciones que pueden ser compartidos con otros profesionales y partes interesadas en el proyecto.

7.1.3 Modelo conceptual

Es una representación inicial y descriptiva de la geología de una región o área de estudio. Este modelo se desarrolla en las etapas iniciales de un proyecto geológico y se basa en la información disponible y en la

comprensión geológica preliminar. Su objetivo principal es proporcionar una visión general de la geología de la zona antes de llevar a cabo investigaciones más detalladas en el modelamiento geológico.

7.1.4 Selección del software

Existen softwares de modelado geológico adecuados para la elaboración de proyectos. Los más utilizados son: Leapfrog, Surpac, GeoModeller, GOCAD, entre otros.

7.1.5 Digitalización de la información

La digitalización de la información en la elaboración de un modelo geológico implica convertir datos geológicos en formatos físicos o análogos (como mapas en papel, registros de campo escritos o dibujos a mano) en datos digitales que pueden ser procesados y utilizados en software de modelamiento geológico. Este paso es fundamental para llevar a cabo un modelamiento geológico preciso y eficiente. En la figura 15, se presentan los pasos para llevar a cabo la digitalización de la información.

Figura 15. Pasos para realizar la digitalización de la información



Nota: Descripción de los pasos requeridos para realizar la digitalización de la información.

Fuente: Basado en 1. Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications por Swapan Kumar Haldar, 2018, Elsevier. 2. Procedimiento de digitalización de cartografía magna 1:50.000. Mapa geológico, mapa geomorfológico, mapa de procesos activos por Instituto Geológico y Minero de España, 2007.

Recolección de datos en campo o desde fuentes analógicas

Los datos geológicos se obtienen inicialmente mediante observaciones en el terreno, perforaciones, muestreo de rocas y otros métodos de recolección de datos. También pueden proceder de mapas geológicos impresos, registros de perforaciones en papel, fotografías aéreas físicas, etc.

Captura de datos digitales

La digitalización implica capturar estos datos en un formato digital. Esto se puede hacer de varias maneras: como la introducción manual de datos en una hoja de cálculo o base de datos, el escaneo de documentos físicos y mapas, o el uso de herramientas de captura de datos en campo, como dispositivos Global Positioning System (GPS) y tabletas.

Georreferenciación

En el caso de mapas geológicos impresos o fotografías aéreas, la georreferenciación hace parte de las actividades de procesamiento de datos. Es decir, asignarles coordenadas geográficas precisas para que se puedan superponer en un sistema de coordenadas geoespaciales.

Digitalización de mapas y gráficos

Si se trata de mapas geológicos o dibujos, se utilizan programas de digitalización para convertir estos elementos analógicos en datos vectoriales digitales. Estos datos incluyen líneas geológicas, fronteras de unidades, puntos de interés, etc.

Creación de bases de datos

Los datos digitalizados se organizan en bases de datos geológicas o en hojas de cálculo, donde se asignan atributos a cada dato, como tipo de roca, edad, espesor, orientación, etc. Esto permite una gestión eficiente de la información.

Procesamiento y análisis

Una vez que los datos están en formato digital, se pueden procesar y analizar utilizando un software especializado en geología. Esto incluye análisis estructurales, interpolación de datos y otros cálculos geoespaciales.

Visualización y modelamiento

Los datos digitales se utilizan para crear representaciones visuales como mapas geológicos. Estos ayudan a los geólogos a comprender mejor la

geología de la región y a tomar decisiones informadas.

Actualización y gestión continua

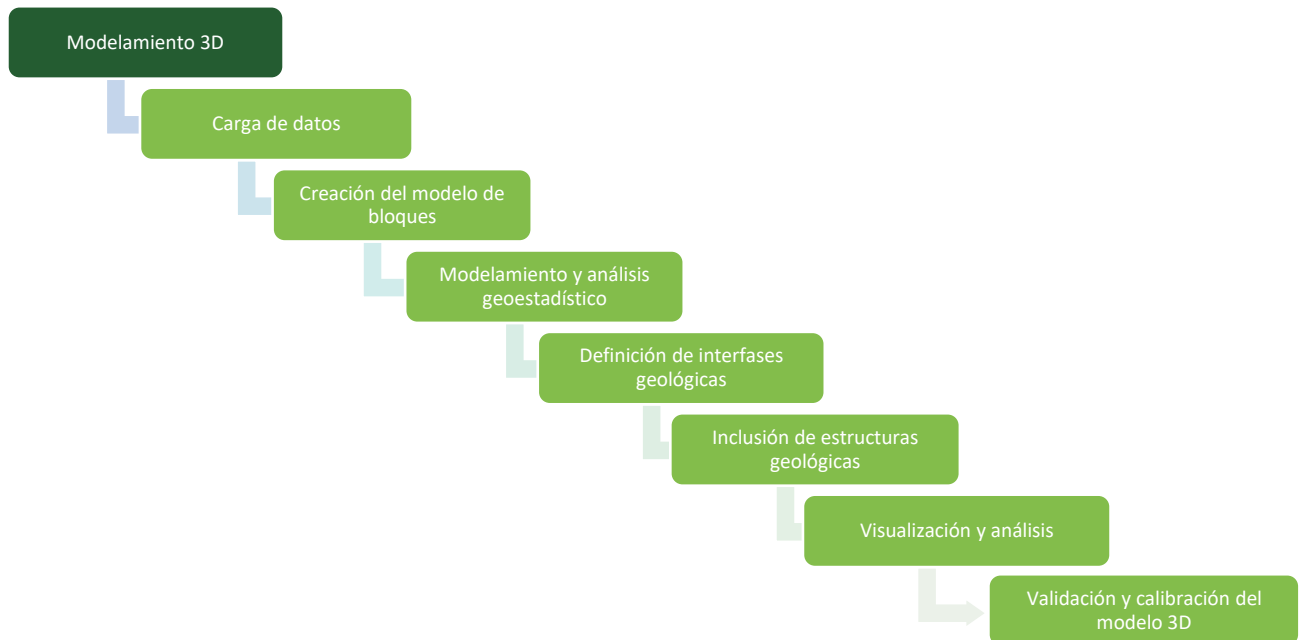
Los datos digitales se pueden actualizar y gestionar de manera más eficiente a medida que se recopilan datos adicionales o se realiza una revisión del modelo geológico.

7.1.6 Modelamiento 3D

El modelamiento 3D en el modelamiento geológico consiste en la creación de una representación tridimensional de la subsuperficie de la tierra que refleja la distribución y geometría de las unidades geológicas, estructuras geológicas, recursos minerales y otros elementos

geológicos en el espacio tridimensional. Esta representación se utiliza para comprender y visualizar cómo se extienden y se relacionan estos elementos en el subsuelo. En la Figura 16, se presentan los pasos para llevar a cabo el modelamiento 3D.

Figura 16. Pasos para realizar el modelamiento 3D



Nota: Descripción de los pasos requeridos para la validación del modelamiento geológico.
 Fuente: Basado en Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications por Swapan Kumar Haldar, 2018, Elsevier.

Carga de datos

Para crear un modelo geológico 3D, se requiere una variedad de datos tridimensionales, como datos de perforaciones, registros geofísicos, datos topográficos, información sobre la profundidad de las unidades geológicas y observaciones de campo. Estos datos se utilizan para construir una representación espacial precisa de la geología.

Creación del modelo de bloques (grid)

Se establece una malla tridimensional sobre la región de interés, dividiéndola en celdas o bloques en forma de cubo o tetraedro. Cada celda en la malla representa un volumen en el espacio tridimensional y se utiliza para asignar propiedades geológicas.

Modelamiento y análisis geoestadístico

Se utilizan técnicas de interpolación y modelamiento para asignar valores geológicos a cada celda en la malla. Estos valores pueden incluir la litología, la porosidad, la permeabilidad, la concentración de minerales u otros atributos geológicos de interés.

Definición de interfaces geológicas

Se definen las interfaces geológicas que separan las diferentes

unidades geológicas en el modelo. Estas interfaces se ajustan para reflejar la distribución real de las unidades en el subsuelo y se pueden extrapolar entre puntos de datos conocidos.

Inclusión de estructuras geológicas

Las estructuras geológicas, como fallas, pliegues y fracturas se incorporan al modelo 3D y se definen con precisión en términos de su orientación, ubicación y extensión en el espacio.

Visualización y análisis

Una vez que se ha creado el modelo 3D, se utiliza un software de visualización para generar representaciones gráficas tridimensionales. Esto permite a los geólogos y otros profesionales visualizar y analizar la geología de manera tridimensional, lo que facilita la identificación de patrones, la planificación de proyectos y la toma de decisiones.

Validación y calibración del modelo 3D

El modelo 3D se valida y calibra comparándolo con datos adicionales, como perforaciones de control, registros geofísicos y observaciones de campo. Se realizan ajustes para mejorar su precisión.

7.1.7 Validación y calibración del modelo geológico

La validación y calibración en el modelamiento geológico son procesos críticos que se llevan a cabo para evaluar y mejorar la precisión y la confiabilidad de este. Dichos procesos permiten comparar el modelo con datos reales y ajustar sus parámetros, según sea necesario para que se ajuste

mejor a la realidad geológica de la región estudiada. Estos procesos ayudan a reducir la incertidumbre en el modelamiento geológico y aumentan la confianza en las predicciones y resultados obtenidos a partir del modelo.

7.1.7.1 Validación

La validación en el modelamiento geológico implica compararlo con datos independientes o datos de

control para evaluar su precisión y su capacidad en la representación geológica de la región (ver Figura 17).

Figura 17. Pasos para realizar la validación del modelo geológico



Nota: Descripción de los pasos requeridos para la validación del modelo geológico. Fuente: Basado en Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications por Swapam Kumar Haldar, 2018, Elsevier.

Recopilación de datos de control

Se recopilan datos adicionales, como registros de perforaciones, observaciones de campo o registros geofísicos, que no se utilizaron en la construcción del modelo original.

Análisis estadísticos

Se utilizan análisis estadísticos para evaluar la concordancia entre los datos de control y las predicciones del modelo. Esto puede incluir estadísticas de regresión, análisis de error y métodos de validación cruzada.

Comparación de datos

Se comparan los datos de control con las predicciones del modelo geológico en las mismas ubicaciones y profundidades. Esto implica comparar atributos como la litología, la porosidad, la permeabilidad o cualquier otro parámetro geológico de interés.

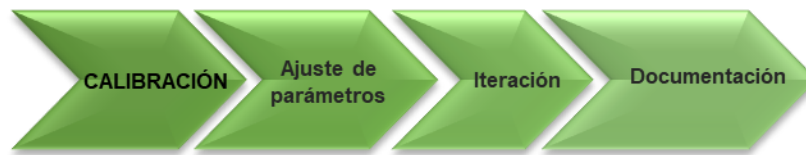
Identificación de discrepancias

Se identifican las discrepancias entre el modelo y los datos de control. Estas discrepancias pueden ser debidas a errores en la interpretación geológica, la calidad de los datos o la elección de parámetros en el modelamiento.

7.1.7.2 Calibración

La calibración es el proceso de ajuste de los parámetros del modelo geológico para que se integren mejor a los datos de control y reflejen con mayor precisión la geología real de la región (ver Figura 18).

Figura 18. Pasos para realizar la calibración del modelo geológico



Nota: la figura muestra los pasos para realizar la calibración del modelo geológico. Fuente: Basado en Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications por Swapan Kumar Haldar, 2018, Elsevier.

Ajuste de parámetros

Se ajustan los parámetros del modelo como las propiedades de las unidades geológicas, las orientaciones de las estructuras y variaciones laterales en las secuencias estratigráficas, utilizando los datos de control como guía.

Iteración

La calibración a menudo implica un proceso iterativo en el que se ajustan los parámetros y se compara el modelo ajustado con los datos de control. Este proceso se repite hasta que se logre un buen acuerdo entre el modelo y los datos.

Documentación

Se registra detalladamente cada modificación realizada durante la calibración, incluyendo las razones que respaldan los ajustes, con el objetivo de garantizar la transparencia y la posibilidad de reproducir el proceso de manera precisa.



7.1.8 *Análisis y simulación*

El análisis y la simulación en el modelamiento geológico son procesos fundamentales que permiten entender y predecir el comportamiento de las unidades geológicas y las estructuras en la

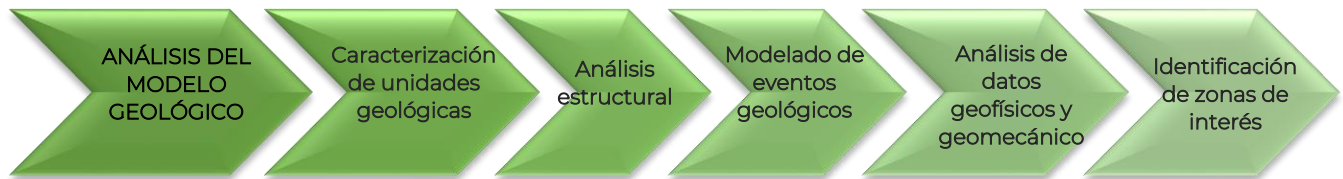
subsuperficie. Estos procesos son parte de una variedad de aplicaciones, como la exploración de recursos naturales, la evaluación de riesgos geológicos y la planificación de proyectos de construcción.

7.1.8.1 Análisis del modelo geológico

El análisis del modelo geológico implica la comprensión y caracterización de la geología de una

región. A continuación, se presentan los pasos para llevar a cabo el análisis del modelo geológico. Ver Figura 19.

Figura 19. Pasos para realizar el análisis del modelo geológico



Nota: la figura muestra los pasos para realizar el análisis del modelo geológico.

Caracterización de unidades geológicas

El análisis comienza con la caracterización de las unidades geológicas presentes en la región modelada. Esto implica definir sus propiedades, como litología, porosidad, permeabilidad, espesor y edad.

Análisis estructural

Se estudian las estructuras geológicas presentes, como fallas, pliegues, fracturas y diques. Esto incluye la determinación de sus orientaciones, inclinaciones y extensiones para comprender cómo pueden afectar la distribución de las unidades geológicas.

Modelado de eventos geológicos

Se analizan eventos geológicos significativos, como erupciones volcánicas, movimientos tectónicos y variabilidad de eventos climáticos, para entender su influencia en la geología regional y su cronología.

Análisis de datos geofísicos y geomecánico

Se incorporan datos geofísicos (como registros sísmicos, magnetometría, etc.) y datos

geomecánicos (como ensayos de laboratorio) para caracterizar la subsuperficie y obtener información adicional sobre propiedades geológicas.

Identificación de zonas de interés

Durante el análisis, se identifican áreas de interés, como zonas con potencial de recursos minerales, áreas de riesgo geológico o sitios adecuados para la construcción de infraestructuras.

7.1.8.2 Simulación geológica

La simulación geológica permite predecir y modelar cómo se comportarán las unidades geológicas y las estructuras en el futuro. A

continuación, se presentan los pasos para llevar a cabo la simulación del modelo geológico. Ver Figura 20.

Figura 20. Pasos para realizar la simulación geológica



Nota: la figura muestra los pasos para realizar la simulación geológica.

Desarrollo de modelos numéricos

Se utiliza software de simulación geológica para crear modelos numéricos tridimensionales que representan la geología. Estos modelos

incorporan datos geológicos y parámetros geométricos.

Simulación de procesos geológicos

A través de la simulación, se pueden recrear procesos geológicos,

como la migración de fluidos, la deposición de sedimentos o la deformación de rocas en el modelo numérico. Esto permite prever cómo evolucionará la geología con el tiempo.

Predicción de comportamiento

La simulación geológica permite prever el comportamiento futuro de la subsuperficiales, para tomar decisiones informadas en diversos campos, como la explotación de recursos, la gestión de aguas subterráneas o la mitigación de riesgos geológicos.

Optimización de diseños

En proyectos de ingeniería, la simulación geológica se utiliza para optimizar diseños de excavaciones, túneles, pozos de agua, entre otros, basado en las condiciones geológicas.

Análisis de escenarios

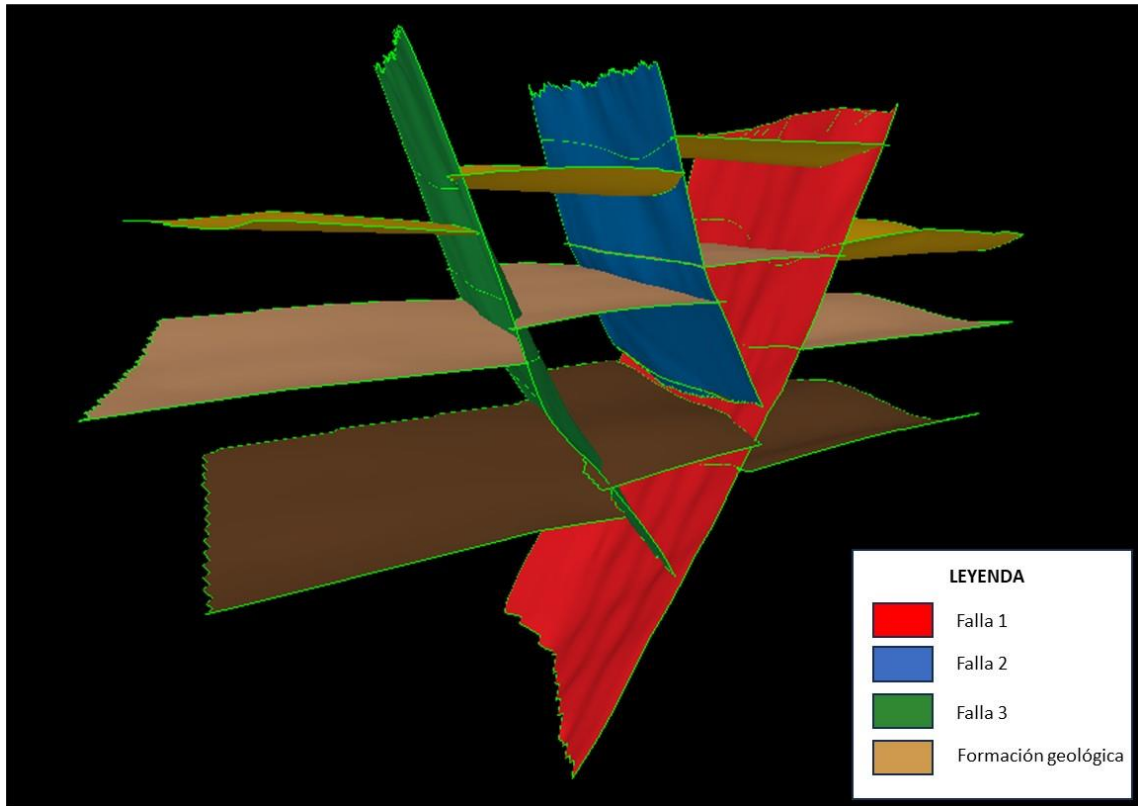
Se pueden analizar diferentes escenarios geológicos bajo diversas condiciones, lo que ayuda a evaluar la incertidumbre y tomar decisiones concluyentes.

7.2 Modelo estructural

El modelamiento estructural es un proceso que se enfoca en la representación tridimensional de las estructuras geológicas (ver Figura 21). Permite comprender cómo las tensiones y deformaciones han afectado la zona de estudio incidiendo en la estabilidad geomecánica. Estas estructuras incluyen fallas, pliegues, fracturas, diques y otras características

que han sido influenciadas por fuerzas tectónicas y procesos geológicos a lo largo del tiempo. El modelamiento estructural permite entender las características geológicas a partir de los eventos deformacionales que han incidido en la zona de estudio. En la Figura 22, se presentan los pasos para llevar a cabo un modelamiento estructural.

Figura 21. Modelo estructural



Nota: la figura representa un modelo estructural tridimensional.

Figura 22. Pasos para realizar el modelamiento estructural



Nota: la figura muestra la descripción de los pasos a seguir en el modelamiento estructural.
 Fuente: Basado en Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications por Swapam Kumar Haldar, 2018, Elsevier.

7.3 Modelo macizo rocoso

El propósito de este modelo consiste en definir las propiedades ingenieriles y modelos de comportamiento de las diferentes litologías que hacen parte del modelo geológico y que serán utilizadas en el

análisis de estabilidad de las excavaciones subterráneas en cada etapa del desarrollo del proyecto. Esto incluye las propiedades de la roca intacta, de las discontinuidades como también las del macizo rocoso.

7.3.1 Recopilación de datos geomecánicos

La recopilación de datos geomecánicos se refiere al proceso de recolectar información usando técnicas de campo y pruebas de

laboratorio para encontrar las propiedades de las discontinuidades, roca intacta y macizo rocoso.

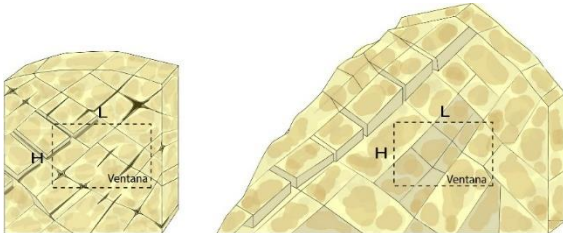
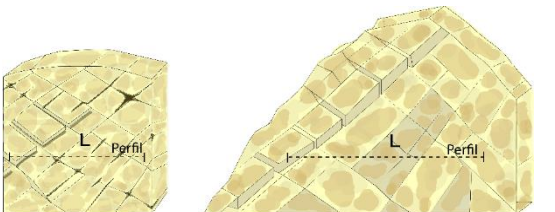
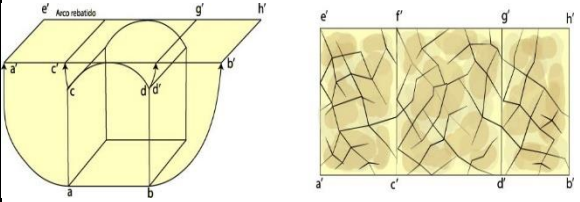
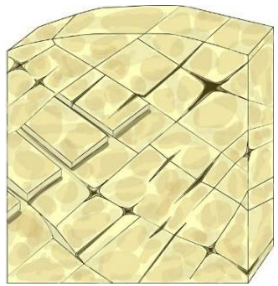
7.3.1.1 Estaciones geomecánicas

Es un conjunto ordenado de observaciones (orientación de discontinuidades, roca intacta, etc.) realizadas en un entorno, con el fin de valorar las características geomecánicas de un macizo rocoso. El número de estaciones geomecánicas se establecen de acuerdo con el número de zonas diferenciadas que se vean o reconozcan claramente. La toma o adquisición de información geomecánica para la caracterización de los macizos rocosos (conocido también como levantamiento geomecánico), puede llevarse a cabo empleando diferentes estrategias, tal como se describen en la Tabla 2.



Nota. Imagen tomada de Estudios geomecánicos
<https://telmoingenieros.pe/servicios/estudios-geomecanicos/>

Tabla 2. Tipos de estaciones geomecánicas

<p>Ventana o “window”. Consideramos una superficie, con una cierta longitud (L) y altura (H).</p> 	<p>Perfil o “Scan Line”. Sería el caso de observaciones en afloramientos de tipo lineal, de dimensión L, con una dirección, generalmente horizontal. La toma de datos en este tipo de levantamientos se asemeja a la realizada en un sondeo.</p> 
<p>Arco rebatido. Se realiza en túneles mineros sin sostenimiento en los que son visibles las estructuras del macizo rocoso. En el plano se lleva a cabo el desarrollo del túnel a modo de “desplegable” abatiendo sus paredes y techo.</p> 	<p>Frentes de Túnel. Consiste en una estación geomecánica del frente, Clave y de ellos hastiales de un túnel tras una voladura o excavación.</p> 

Nota: la tabla muestra la secuencia de estrategias para toma de datos en las estaciones geomecánicas.

7.3.2 Descripción de la matriz rocosa o roca intacta

La matriz rocosa se define como el material rocoso exento de discontinuidades. Los parámetros que deben determinarse para su

caracterización, según las recomendaciones de la ISRM (1977) se resumen en la Tabla 3.

Tabla 3. Índices empleados en la descripción de la matriz rocosa

ÍNDICES	PARÁMETROS
Índices descriptivos. Mediante sencillos ensayos organolépticos.	Tipo de roca
	Color
	Tamaño del grano
	Textura y Fabrica
	Meteorización y alteración
	Resistencia
Índices semicuantitativos Son obtenidos a través de ensayos de clasificación sin o con una escasa preparación de la muestra.	Dureza
	Durabilidad
	Porosidad
	Densidad
	Resistencia
	Velocidad sónica
Índices cuantitativos Índices de diseño normalmente determinados a través de ensayos complejos y/o requieren una amplia preparación de muestras.	Módulo de elasticidad
	Coefficiente de poisson
	Permeabilidad

Nota: la tabla muestra los índices y parámetros físico-mecánicos para describir la matriz rocosa. *Fuente: Modificado de (ISRM, 1977)*

7.3.2.1 Índices descriptivos de la matriz de roca

- Tipo de roca.** El proceso de identificación del tipo de roca en campo se completa con la definición del color, el tamaño del grano o cristales, la textura y la fábrica, con los principales aspectos a estudiar en la fase de identificación de la matriz rocosa. Dado que proporcionan en primera instancia las propiedades y el comportamiento mecánico de dicha matriz (González vallejo et al., 2000).
- Color.** El color puede brindar información relativa a la composición de la roca, la ocurrencia a procesos de degradación, su ambiente de formación, la presencia de materia organiza, Etc. Pese a que es un parámetro difícil de cuantificar

objetivamente para su correcta cuantificación pueden emplearse cartas de colores y colorímetros.

- **Tamaño de grano.** tamaño del grano se determina a través de la medida de los granos que constituyen la matriz rocosa, los suelos y la visibilidad de los granos.
- **Textura y fabrica.** La textura de una roca se refiere al conjunto de relaciones geométricas entre sus componentes. Por otro lado, la fábrica hace alusión a la orientación espacial preferencial de los minerales que componen la roca.
- **Meteorización y alteración.** El término meteorización engloba todos los procesos que modifican la composición o estructura, alterando las características de las rocas expuestas debido a la influencia de agentes atmosféricos (Ramírez et al., 1991). La alteración de la roca abarca cambios en la composición mineralógica y/o química, siendo resultado de la acción de fluidos hidrotermales o de las aguas

subterráneas. La meteorización influye significativamente en las propiedades físicas y mecánicas del material rocoso, resaltando así la importancia de describir adecuadamente su estado de meteorización. La ISRM en su publicación “suggested Methods for the quantitative description of discontinuities in rock Masses” determina los criterios para clasificar tanto la masa rocosa como los labios de las discontinuidades (Ver Tabla 4).

- **Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.** La resistencia a compresión simple es un parámetro de gran importancia en el análisis geomecánico de macizos rocosos que proporciona el máximo esfuerzo de compresión que puede soportar una roca sin romperse. La resistencia de la roca puede obtenerse tanto en campo como en laboratorio y su cálculo puede realizarse de forma directa o indirecta a través de correlaciones (ver Tabla 4).

Tabla 4. Métodos para la determinación de la resistencia a la compresión simple (ISRM, 1977)

MÉTODO	TÉCNICA	OBSERVACIONES
Campo	Basados en sencillos índices de campo (martillo de geólogo, identaciones).	Se obtienen tangos estimativos de resistencia a compresión simple de la matriz rocosa.
	Esclerómetro o martillo de Schmidt.	Proporciona un valor objetivo de resistencia a compresión simple a partir del valor del rebote obtenido con el martillo.
Laboratorio	Ensayo de carga puntual o Franklin.	Proporciona la resistencia a la carga puntual que esta correlacionada con la resistencia a la compresión simple.
	Ensayo brasilero o compresión diametral.	Proporciona la resistencia a la compresión diametral que esta correlacionada con la resistencia a compresión simple.
	Ensayo de compresión simple.	Proporciona directamente el valor de la resistencia a la compresión simple de la roca.

Nota: en la tabla se muestran los diferentes métodos para determinar la resistencia a compresión simple de la roca intacta. Fuente: Modificado de (ISRM, 1977)

- **Determinación resistencia compresión simple a partir de índices de campo.** La ISRM (1981) proporciona un método sencillo para estimar de forma aproximada la resistencia a compresión simple de la roca a partir de índices de

campo. Este método se basa fundamentalmente en la facilidad con la que la roca se marca con la uña, se talla con una navaja o se fractura con un martillo de geólogo (ver Tabla 5).

Tabla 5. Estimación aproximada de la resistencia a compresión de las rocas a partir de índices de campo

CLASE	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACIÓN DE CAMPO	APROXIMACIÓN AL RANGO DE RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE (MPa)
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña	0.25 – 1.0
R1	Roca muy blanda	La roca se desmenuza al golpear con la punta del martillo. Con una navaja se talla fácilmente.	1.0 – 5.0
R2	Roca blanda	Se talla con dificultad con una navaja con la punta del martillo se producen pequeñas marcas.	5.0 – 25
R3	Roca moderadamente dura	No puede tallarse con la navaja. Puede fracturarse con un golpe fuerte del martillo.	25 – 50
R4	Roca dura	Se requiere más de un golpe con el martillo para fracturarla	50 – 100
R5	Roca muy dura	Se requiere muchos golpes con el martillo para fracturarla.	100 – 250
R6	Roca extremadamente dura	Al golpearla con el martillo solo salta esquirlas.	> 250

Nota: la figura muestra los índices de campo para determinar la resistencia a compresión de las rocas. Fuente: Modificado de (ISRM, 1977)

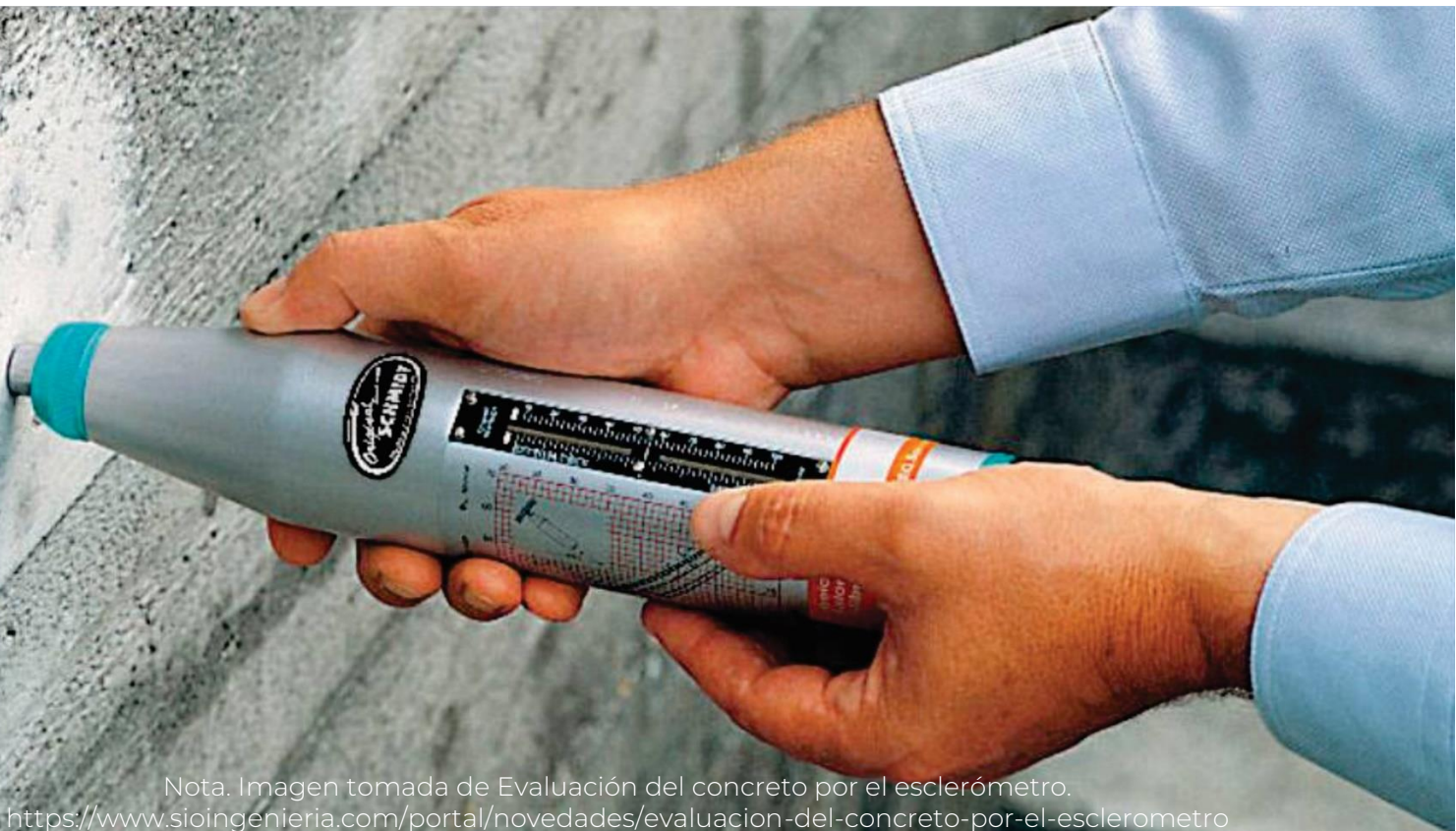
- **Esclerómetro o Martillo Schmidt.** El esclerómetro o martillo Schmidt constituye un ensayo de campo que permite determinar de forma aproximada, rápida y fácil, la resistencia a la compresión de la matriz rocosa o de las paredes de las discontinuidades a través de una

correlación simple. El valor del rebote representativo de la roca, denominado “índice esclerométrico” o rebotes (R), se correlaciona de forma lineal a través de los ábacos de Miller (1966) con la resistencia a compresión simple en función de la densidad o peso

específico de la roca y la inclinación del martillo (ver Figura 23).

En la práctica común puede utilizarse dos tipos de esclerómetros, el tipo L que proporciona una energía de impacto de 0.74 N.m y el tipo N, con una energía de impacto superior al anterior 2.21 N.m. Aunque habitualmente se empleaba el martillo tipo L en mecánica de rocas, el martillo tipo N, empleado usualmente en hormigones, ha cobrado gran importancia en el estudio de macizos rocosos, dado que es menos sensible a las irregularidades de las superficies del macizo rocoso a ensayar (Aydin, 2009). Ambos martillos permiten determinar de forma adecuada la resistencia a compresión simple de rocas con resistencia comprendidas entre 20 y 150 MPa.

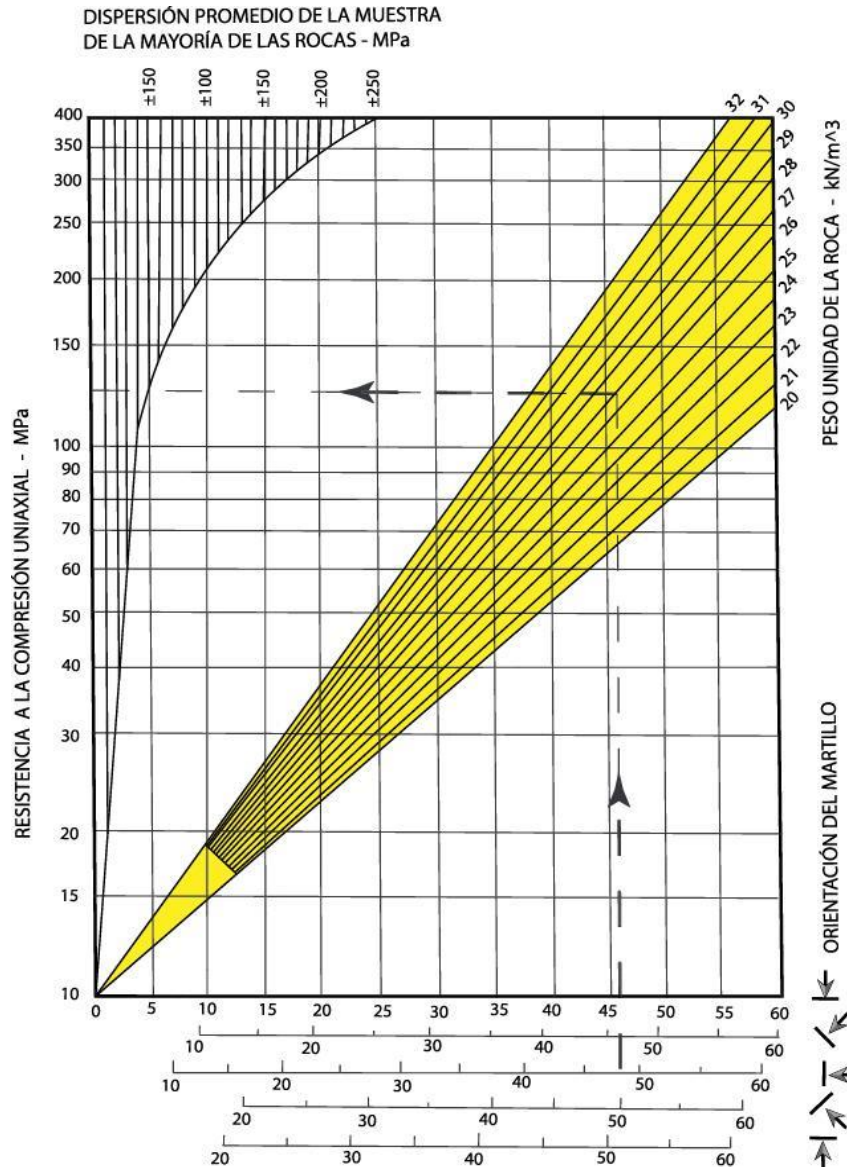
La ISRM (Aydin, 2015) recomienda tomar 20 medidas de rebote no superpuestas por estación, separadas entre sí, al menos, una vez el diámetro del embolo del martillo y han de realizarse perpendicularmente a la superficie sobre la que realizamos la medida. No descartar ninguna de ellas, dado que la densidad de la roca y la conectividad y distribución de los elementos microestructurales débiles ejercen una fuerte influencia sobre el valor de σ_c . En consecuencia, ha de calcularse la media (promedio aritmético), la mediana (valor central de la serie de datos ordenados), la moda (el valor que más repetido), y el rango de variación (máximo y mínimo) de las determinaciones para expresar de forma completa la variación de resistencia de la roca.



Nota. Imagen tomada de Evaluación del concreto por el esclerómetro.

<https://www.sioingenieria.com/portal/novedades/evaluacion-del-concreto-por-el-esclerometro>

Figura 23. Gráfico para la determinación de la resistencia a compresión simple de una roca a partir del rebote obtenido mediante esclerómetro. Martillo tipo L.



Nota: el gráfico muestra la determinación de la resistencia a compresión simple de una roca a partir del rebote obtenido mediante esclerómetro. Martillo tipo L. Fuente: Modificado de (Deere y Miller, 1966)

- *Ensayo de carga puntual o Franklin.* El ensayo de carga puntual o franklin, también conocido como Point Load Test (PLT), proporciona el

índice de carga puntual de la roca (I_s), que esta a su vez correlacionado con la resistencia a la compresión simple (σ_c). El ensayo consiste en

ejercer una presión progresiva sobre una muestra de roca (de unas dimensiones y/o forma determinada) entre dos puntas metálicas denominadas “punzones”. La norma estándar para la realización del ensayo se describe en la Norma ASTM D5731-16 y en los métodos sugeridos de la Sociedad internacional de mecánica de rocas para el ensayo de carga puntual (ISRM, 1985). De acuerdo la Norma ASTM D5731-16, cuando se trate de especímenes de núcleo o bloque se recomienda ensayar al menos diez

especímenes de una litología. En contraste, la misma norma recomienda para muestras irregulares ensayar veinte especímenes para cada litología. En caso de rocas de naturaleza anisotrópica se recomienda revisar en detalle las normas indicadas. La carga de rotura (P) necesaria para romper la muestra de roca permite calcular el índice de carga puntual (Is). El ensayo puede realizarse tanto en campo como en laboratorio. El equipo de carga puntual se presenta en la figura 24.

Figura 24. Análisis índice de carga puntual (IS)



Nota: la figura muestra el ensayo para determinación de la resistencia de la roca mediante carga puntual. Fuente: Laboratorio Ingeniería Civil (Universidad de Los Andes)

El índice de resistencia a la carga puntual no corregida (I_s) se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$I_s = \frac{P}{D_e^2}$$

P: Carga de rotura.

D_e : Diámetro equivalente del espécimen.

El diámetro equivalente elevado al cuadrado, D_e^2 , puede calcularse para diferentes configuraciones de forma de muestras de acuerdo con lo indicado en la figura 25. Para la muestra diametral (ver Figura 25.a.), la expresión para calcular el diámetro equivalente elevado al cuadrado se indica a continuación:

$$D_e^2 = D \times D$$

D: Altura de la muestra (ver Figura 25.a.)

Para las muestras axial, de bloque e irregular (ver Figura 25b, 25c y 25d, respectivamente), la expresión para determinar el diámetro equivalente elevado al cuadrado se muestra a continuación:

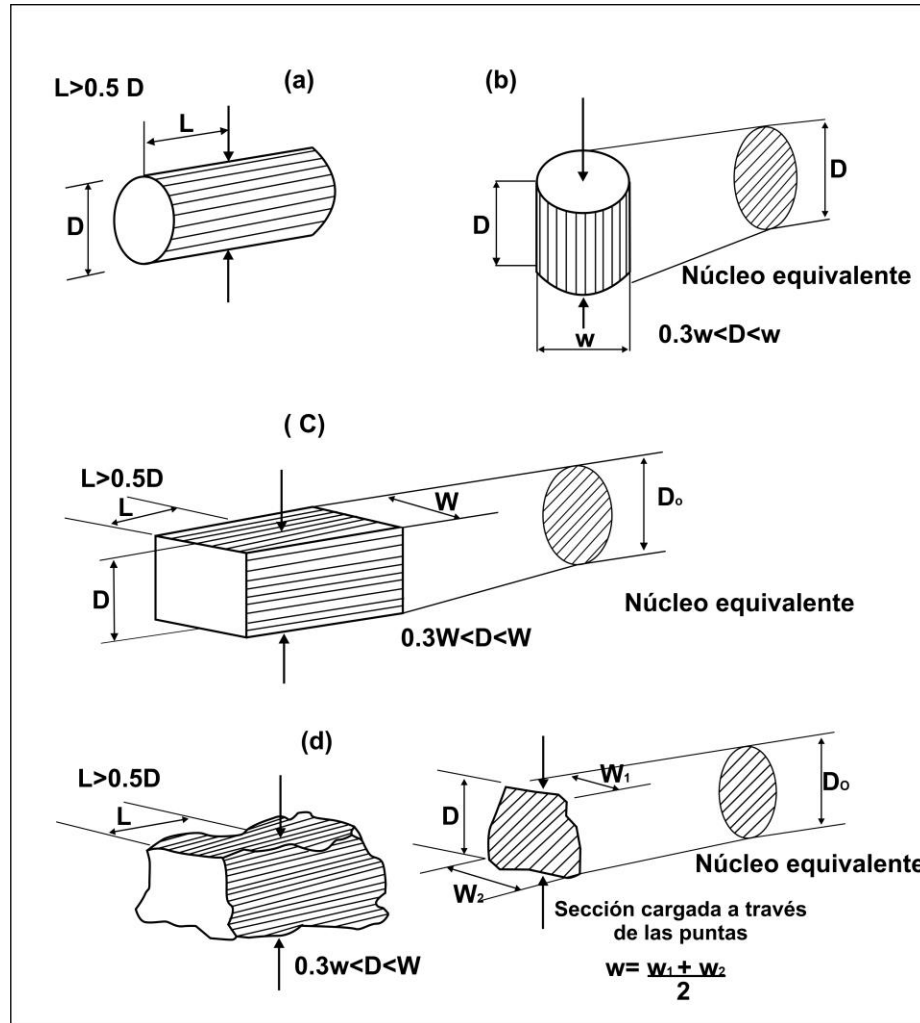
$$D_e^2 = \frac{4WD}{\pi}$$

W: Ancho de la muestra. (Nota: para muestra irregular es el ancho promedio en el punto de aplicación de la carga puntual).



Nota. Imagen tomada de Sondeo de penetración estándar. <https://epyesa.com/geotecnia/>

Figura 25. Requisitos geométricos de las probetas para el ensayo de carga puntual



Nota: la figura muestra la forma que pueden tomar las probetas de roca para el ensayo de carga puntual. Fuente: AENOR. (1996). Propiedades Mecánicas de las Rocas. Ensayos para la Determinación de la Resistencia. Parte 5: Resistencia a Carga Puntual (Norma UNE 22950-5).

El índice I_s varía en función del diámetro equivalente (D_e) en los ensayos de fragmentos irregulares y en consecuencia se realiza una corrección por tamaño con el fin de obtener un valor único de resistencia a carga puntual, que se adopta convencionalmente como un valor correspondiente a una muestra con un

diámetro de 50 mm $I_{s(50)}$. En este caso el índice de resistencia a la carga puntual corregido se calcula mediante la siguiente expresión:

$$I_{s(50)} = F \times I_s$$

Donde F es un factor de corrección que se calcula en función del diámetro equivalente de la muestra, tal y como se muestra a continuación:

$$F = \left(\frac{D_e}{50}\right)^{0.45}$$

Donde,

D_e : Diámetro equivalente en unidades de mm.

El índice de carga puntual corregido, $I_s(50)$, se utiliza para clasificar la dureza de las rocas. No obstante, existen correlaciones aproximadas con la resistencia a compresión simple (σ_c) como la propuesta por Broch y Franklin (1972).

$$\sigma_c = 24I_{s(50)}$$

- **Ensayo de compresión uniaxial.** Es sin duda el ensayo más empleado en el estudio del comportamiento de las propiedades mecánicas de la roca (Suárez-Burgoa, 2014). La Norma ASTM D7012-10 y los métodos sugeridos para determinar

la resistencia a compresión y deformabilidad de la Sociedad Internacional de Mecánicas de Rocas describen el procedimiento estándar, características del espécimen de roca y los cálculos para determinar la resistencia a compresión uniaxial y los parámetros de deformabilidad de las rocas. Por otro lado, la Norma ASTM D4543 – 08 presenta el procedimiento estándar para la preparación de especímenes cilíndricos de ensayo y la verificación de tolerancias de dimensiones y forma. La figura 26 presenta el montaje del ensayo a compresión uniaxial con medida de deformación. La resistencia a la compresión uniaxial, σ_c se expresa como la relación entre la carga pico, P , y la sección transversal, A , del espécimen:

$$\sigma_c = \frac{P}{A}$$

De acuerdo con el valor de resistencia a la compresión uniaxial, las rocas se pueden clasificar según la tabla 6.

Figura 26. Ensayo a compresión simple en rocas.



Fuente: Laboratorio Ingeniería Civil (Universidad de Los Andes)

Tabla 6. Clasificación ingenieril de la roca intacta

CLASE	DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAxIAL	TIPOS DE ROCA
		MPa	
A	Resistencia muy alta	> 220	Cuarcitas, diabasas, mayoría de las rocas ígneas. Ciertas rocas metamórficas. Areniscas frágilmente cementadas. Lutitas resistentes. Mayoría de calizas. Ciertas dolomitas
B	Resistencia alta	110 – 220	
C	Resistencia media	55 – 110	Algunas lutitas. Areniscas y calizas porosas. Esquistos y rocas metamórficas.
D	Resistencia baja	28 – 55	Rocas porosas de baja densidad. Areniscas deleznable. Tufas y lutitas arcillosas. Rocas meteorizadas y químicamente alteradas de cualquier litología.
E	Resistencia muy baja	< 28	

Fuente: Modificado de (Deere, 1968)

- *Ensayo Brasileiro.* El ensayo brasileño (BT) se destaca como el método de tracción indirecta más ampliamente utilizado debido a que la preparación de las muestras no requiere un cuidado particular ni implica técnicas costosas. Cualquier prensa de compresión se puede adaptar para llevar a cabo este ensayo, y los resultados obtenidos tienden a mostrar bajas dispersiones. Además, es posible realizar pruebas de anisotropía simplemente rotando la muestra

para variar el ángulo del plano de anisotropía en relación con el eje de carga (Suárez-Burgoa, 2014). La Norma ASTM D3967 – 08 y los métodos sugeridos por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) para determinar la resistencia a la tensión de rocas (Parte 2) indica el procedimiento estándar y características de los especímenes del ensayo brasileño. La figura 27 presenta el montaje del ensayo brasileño.

Figura 27. Montaje para el ensayo de tracción brasileño



Fuente: Laboratorio Ingeniería Civil (Universidad de Los Andes)

La resistencia a la tensión indirecta, σ_t , se expresa de la siguiente manera:

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi \cdot D \cdot L}$$

P: carga de rotura

D: diámetro de la muestra (un diámetro de 54 mm o núcleo NX es recomendado)

L: Longitud de la muestra (se recomienda que $0.2 < L/D < 0.75$)

- **Ensayo triaxial en roca.** El ensayo triaxial en roca permite estudiar el efecto del confinamiento en el comportamiento mecánico de las rocas, se pueden alcanzar presiones

de confinamiento de 70 MPa. Además de estudiar el comportamiento mecánico de la roca para distintos niveles de confinamiento, el ensayo triaxial, también permite determinar los parámetros de resistencia al corte de la roca. En conjunto con los ensayos de compresión uniaxial y brasileño, se puede calcular la constante m_i , utilizada en el criterio generalizado de Hoek-Brown como uno de sus parámetros de entrada. La Norma ASTM D7012-10 y el método sugerido por la Sociedad Internacional de mecánica de rocas (ISRM) para ensayos a compresión triaxial indican el procedimiento estándar. La Figura 28 indica el montaje experimental para la realización del ensayo.

Figura 28. Montaje para el ensayo triaxial en roca



Fuente: <https://geolabs.co.uk/what-is-a-hoek-triaxial-test/>

- **Número mínimo de especímenes para ensayos de laboratorio en rocas.** Los geo-materiales como los suelos y las rocas son inherentemente heterogéneos, es decir que presentan una variabilidad en sus propiedades. A escala de algunos milímetros, la heterogeneidad de los geo-materiales capturan los efectos de la variación espacial de los procesos geológicos envueltos en su formación como depositación, diagénesis, cementación, lixiviación entre otros. La heterogeneidad espacial inherente de los geomateriales trae una

incertidumbre inevitable en el diseño (Kim & Santamarina, 2006). La captura de la variabilidad inherente de las propiedades de la roca intacta se resuelve con la realización de una cantidad de ensayos de laboratorio que permita llevar a cabo un análisis estadístico de acuerdo con la teoría de muestreo pequeño. Diferentes autores han propuesto el número de ensayos mínimo para la caracterización de las propiedades de rocas. Al respecto la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas sugiere algunos tamaños de muestra reportados en la Tabla 7.

Tabla 7. Tamaño de muestras sugeridas por la sociedad internacional de mecánica de roca.

Tipo de ensayo	Tamaño de muestra
Compresión uniaxial (Bieniawski & Bernede, 1979).	Determinada de consideraciones prácticas, pero al menos cinco son preferidos.
Resistencia a la tensión directa e indirecta (Bieniawski & Hawkes, 1978)	Determinada de consideraciones prácticas, pero al menos cinco son preferidos.
Ensayo de carga puntual (Franklin, 1985).	Al menos diez, más de diez si la roca es heterogénea o anisotrópica. Los dos valores más bajos y altos deben ser descartados.
Ensayo triaxial: Vogler and Kovari (1978).	Determinada de consideraciones prácticas, pero al menos cinco son preferidos.
Porosidad o densidad.	Al menos tres.

Fuente: tomado de (Gill et al., 2005).

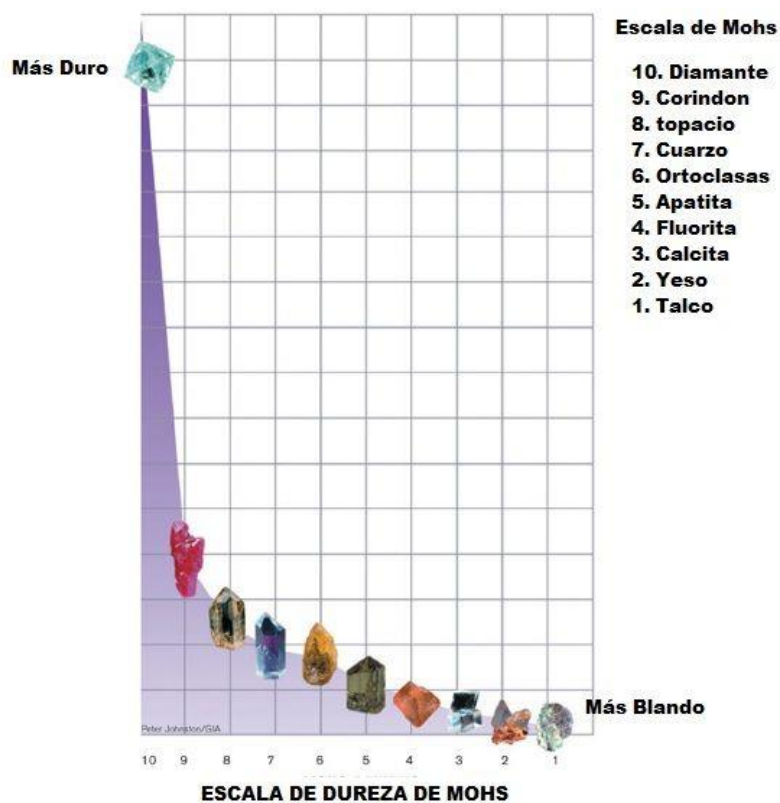
7.3.2.2 Índices semicuantitativos de la matriz de roca

- **Dureza**, es una de las propiedades físicas más importantes de las rocas que muestra su resistencia contra la deformación permanente, el rayado y la penetración (Ghorbani et al., 2023). Como tal, la medida de la dureza depende del tipo de ensayo; para rocas y minerales, los más empleados son:

- ◆ Ensayos de indentación
- ◆ Ensayos dinámicos o de rebote
- ◆ Ensayos de la raya

Además, es fundamental tener en cuenta la escala de Mohs, detallada en la figura 29, ya que proporciona una perspectiva valiosa sobre la resistencia relativa de los minerales a la abrasión y el rayado.

Figura 29. Escala de dureza de mohs



Fuente: <https://www.areatecnologia.com/materiales/escala-de-dureza-de-mohs.html>

- **Durabilidad**, Es la capacidad para resistir los procesos de meteorización que probablemente causarán desintegración o descomposición química (Geological Society Engineering Group Working Party,1977).

La prueba de durabilidad por desleimiento fue desarrollada en sus inicios por Frankling y Chandra en el Imperial College de Londres. Su propósito era crear un método sencillo y eficiente para identificar lutitas a través de sus propiedades de desleimiento.

Chandra definió el índice de durabilidad por desleimiento como

la habilidad de una roca para soportar alteraciones, desgastes o fracturas con el tiempo cuando se somete a la acción de desleimiento por agua, evidenciándose en su ruptura o desintegración en fragmentos más pequeños. Este fenómeno es esencialmente un proceso físico.

Chandra, en 1972, introdujo un índice de durabilidad basado en el porcentaje (%) en peso seco retenido en el tambor después de un período de 10 minutos. Utilizando este parámetro, definió las categorías de durabilidad que se detallan en la tabla 8.

Tabla 8. Calificación del índice de durabilidad por desleimiento

Índice	Durabilidad (20 rev./min)	Término descriptivo	Clasificación
1	95 – 100	Durabilidad extremadamente alta	Durabilidad muy alta
2	90 – 95	Durabilidad muy alta	
3	75 – 90	Durabilidad alta	Durabilidad alta
4	50 – 75	Durabilidad media	Durabilidad media
5	25 – 50	Durabilidad baja	Durabilidad baja
6	0 - 25	Durabilidad muy baja	

Fuente: Frankling y Chandra, 1972

- **Porosidad**, en mecánica de rocas se define como el porcentaje del volumen total que corresponde a espacios vacíos, entendiendo estos vacíos como áreas no ocupadas por sólidos, por lo que se considera

sinónimo de poros. La porosidad (n) se puede calcular con la siguiente ecuación:

$$n = \frac{V_v}{V} * 100$$

Donde:

$$V_v = \text{Volumen de vacíos}$$

$$V = \text{Volumen total}$$

(kg/m³) en el sistema internacional de unidades (Ver Figura 30). La densidad (ρ) se puede calcular con la siguiente ecuación:

$$\rho = \frac{M}{V}$$

Donde:

$$\rho = \text{Masa total}$$

$$V = \text{Volumen total}$$

- **Densidad**, se refiere a la masa de la roca por unidad de volumen. Se expresa comúnmente en unidades de masa por unidad de volumen, como kilogramos por metro cúbico

Figura 30. Determinación de propiedades físicas de las rocas



Fuente: Ocampo Ochoa, W.A. (2021)

- **Resistencia**, En el ámbito de la mecánica de rocas, se dispone de una variedad de pruebas para determinar la resistencia de la roca

matriz. Estas pruebas se distinguen principalmente por el tipo de esfuerzo aplicado y el criterio de rotura adoptado. Entre los ensayos

de resistencia se incluyen la compresión simple o uniaxial, compresión biaxial, triaxial, compresión isotrópica, carga puntual, tracción simple, flexotracción y esfuerzo cortante. Sin embargo, entre todos ellos, destaca el ensayo de compresión uniaxial, que proporciona la resistencia a la compresión simple de la roca intacta, como se abordó en el anterior apartado de este capítulo.

- **Velocidad sónica,** La velocidad de onda de pulso ultrasonido en rocas

constituye una medida que evalúa la capacidad de propagación de ondas ultrasónicas a través de un material rocoso (Ver Figura 31). Diversos factores influyen en las velocidades de las ondas elásticas en rocas, siendo los más significativos el contenido mineralógico, la textura, la anisotropía, la densidad, el tamaño y forma de grano, la porosidad, así como el tamaño de poros y fisuras. Además, se consideran factores como el contenido de agua, la presión y la temperatura (Hamdi y Lathaj, 2013).

Figura 31. Determinación de velocidad de onda de pulso ultrasónico



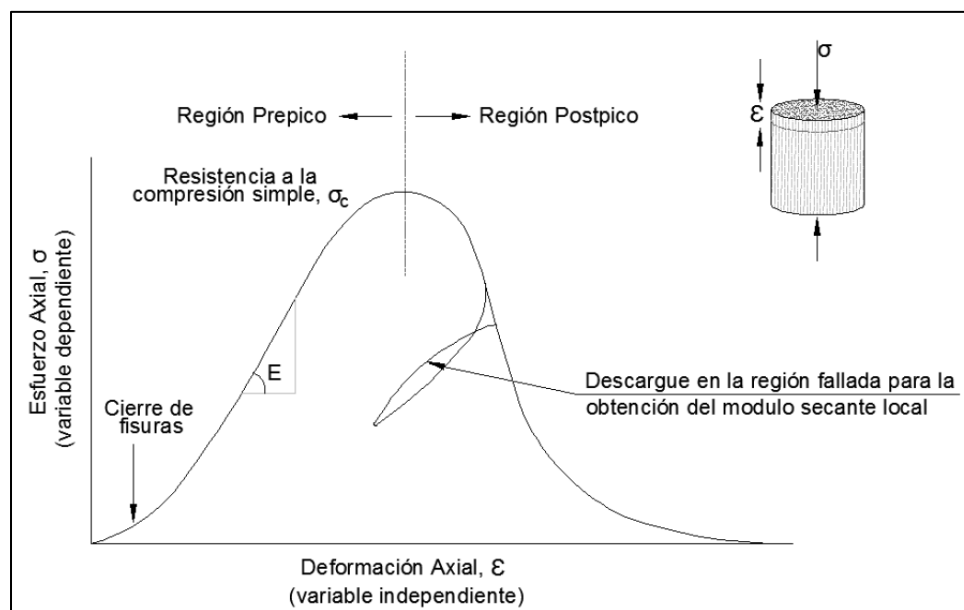
Fuente: Ocampo Ochoa, W.A. (2021)

7.3.2.3 Índices cuantitativos de la matriz de roca

- **Módulo de Elasticidad**, Este parámetro se define como la relación entre el cambio en el esfuerzo axial y la variación en la deformación axial provocada por

dicho esfuerzo (Bieniawski & Bernede, 1979). Es representado por la pendiente positiva de la región ascendente de la curva de esfuerzo-deformación (Ver Figura 32).

Figura 32. Curvas típicas esfuerzo – deformación para un espécimen de roca.

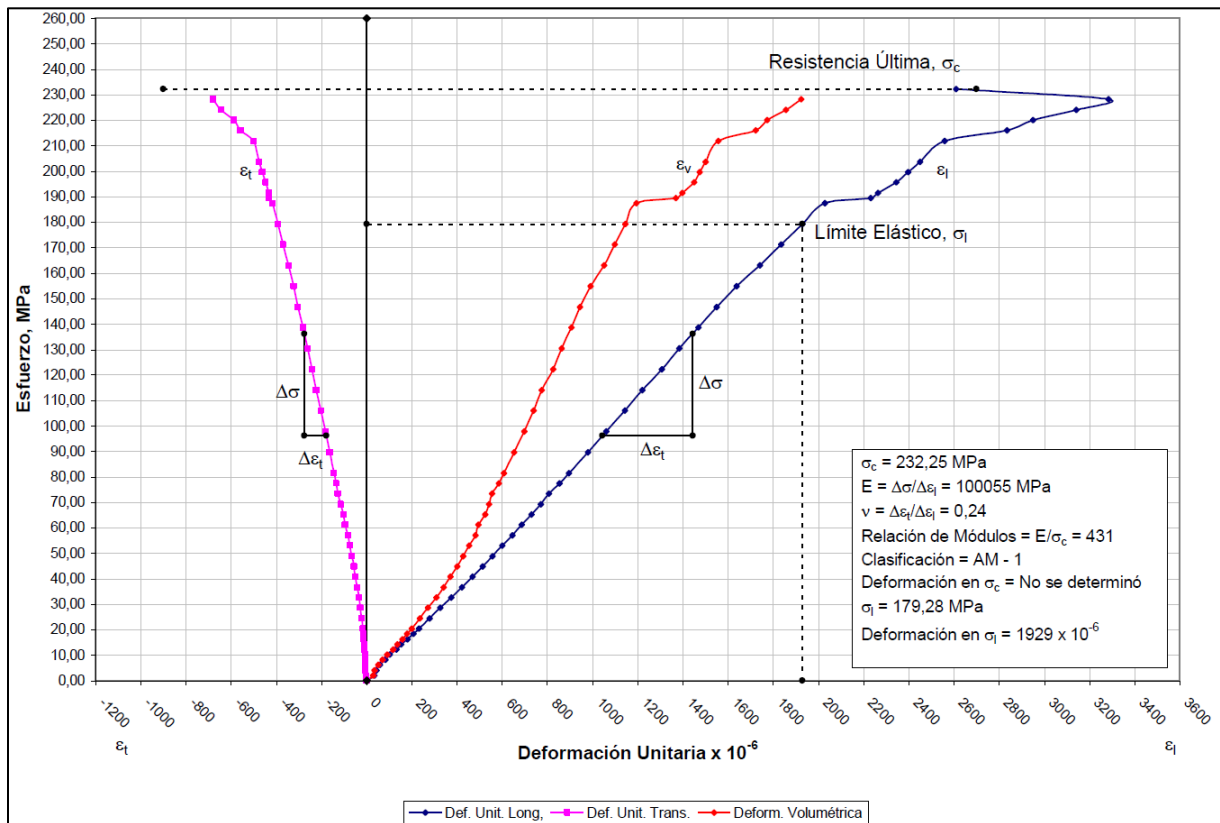


Fuente: De La Cruz Correa Arroyabe, A. (2013)

Los métodos más frecuentemente empleados para calcular el valor del módulo de Young son:

- Módulo de Young tangente.
- Módulo de Young promedio.
- Módulo de Young secante.
- **Coefficiente de poisson**, La Comisión de Terminología, Símbolos y Representaciones Gráficas del ISRM define la relación de Poisson como “la relación entre el acortamiento en la dirección transversal y el alargamiento en la dirección de la fuerza aplicada en un cuerpo bajo tensión por debajo del límite proporcional (Ver Figura 33)” (ISRM, 1975).

Figura 33. Curvas de esfuerzo de compresión axial – deformación unitaria (axial, diametral, volumétrica) para un espécimen de roca.



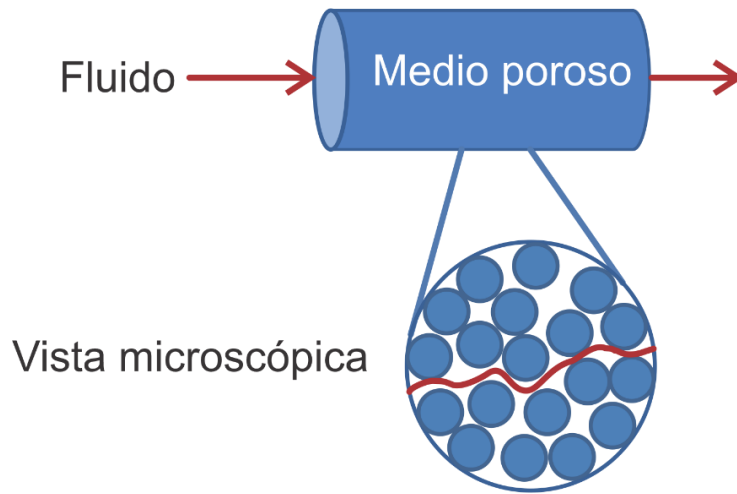
Fuente: De La Cruz Correa Arroyabe, A. (2013)

◆ **Permeabilidad**, en mecánica de rocas se refiere a la capacidad del material rocoso para permitir el flujo de fluidos a través de su estructura (Geological Society Engineering Group Working Party, 1977). Esta propiedad es fundamental en la hidrogeología y la ingeniería geomecánica, ya que afecta la capacidad de las rocas para transmitir agua, gases o hidrocarburos.

Existen dos tipos principales de permeabilidad asociados con las rocas:

◆ **Permeabilidad Primaria:** Se refiere a la capacidad intrínseca del propio material rocoso para permitir el flujo de fluidos a través de sus poros y fracturas. La permeabilidad primaria está relacionada con la porosidad y la conectividad de los poros en la roca (Ver Figura 34).

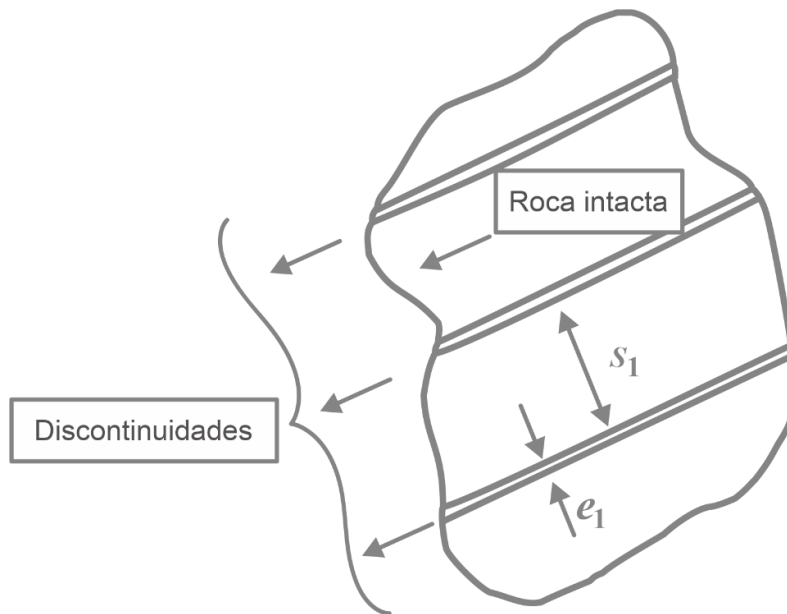
Figura 34. Permeabilidad primaria en las rocas



Fuente: Zhang, L. (Ed.). (2006)

- ◆ **Permeabilidad Secundaria:** Corresponde al flujo de fluidos a lo largo de discontinuidades o fracturas en la roca (Ver Figura 35).

Figura 35. Permeabilidad secundaria en las rocas



Fuente: Zhang, L. (Ed.). (2006)

7.3.3 Descripción de las discontinuidades

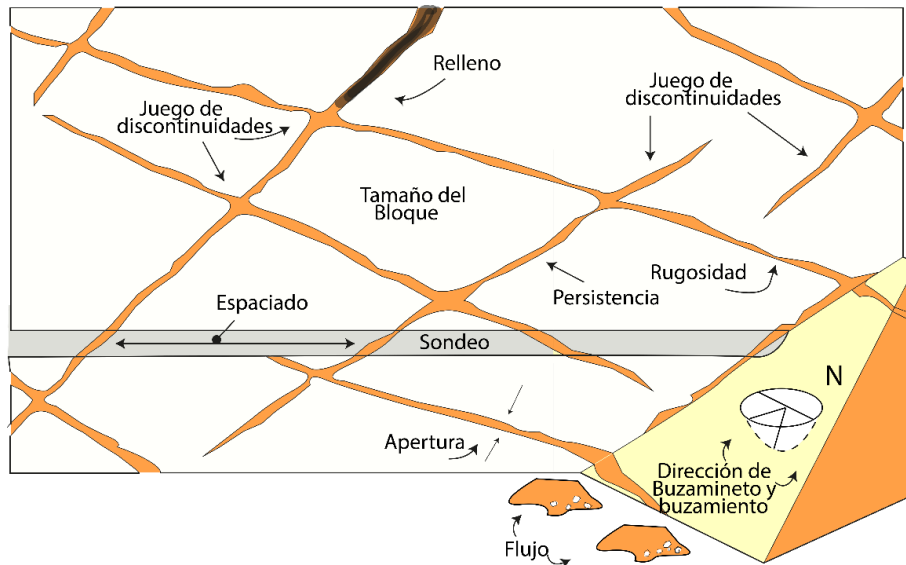
Las discontinuidades pueden definirse de forma genérica como planos de debilidad del macizo rocoso a través de los cuales el material es estructuralmente discontinuo y presenta una resistencia a tracción nula o muy baja, muy inferior a la de la matriz rocosa (ISRM, 1977).

El comportamiento mecánico del macizo rocoso está muy condicionado por la existencia de dichas discontinuidades. Estas pueden ser sistemáticas, cuando aparecen en familias, o singulares cuando no se observa una tendencia estadística en su orientación (por ejemplo, una falla).

Las propiedades que son determinadas a través de levantamientos geomecánicos, son las siguientes: (Ver Figura 36).

- Tipo de discontinuidad
- Orientación
- Espaciado
- Abertura
- Continuidad o persistencia
- Rugosidad
- Relleno
- Filtraciones o estados de flujo
- Meteorización
- Resistencia de las paredes

Figura 36. Esquema identificación de discontinuidades frente de macizo rocoso



Nota: en la figura se muestran las propiedades geométricas de las discontinuidades en el macizo rocoso. Fuente: Hudson 1989, ISRM, 2007

7.3.3.1 Tipos de discontinuidades

En la tabla 9, se muestra la clasificación de discontinuidades propuesta por González vallejo y Ferrer (1999). Esta clasificación agrupa las discontinuidades en aquellas de carácter sistemático, cuando tienen

carácter repetitivo y se presentan en familias, y singulares, cuando tiene presencia un único plano en general de gran persistencia e impacto en el macizo rocoso.

Tabla 9. Principales tipos de discontinuidades

DISCONTINUIDADES	SINGULARES	SISTEMÁTICAS
PLANARES	Fallas	Planos de estratificación
	Diques	Diaclasas o juntas
	Kink Bands y planos axiales	
LINEALES	Ejes de pliegues	Intersección de discontinuidades
		Lineaciones

Fuente: Modificado de (González vallejo y Ferrer 1999)

7.3.3.2 Orientación de las discontinuidades

La posición y orientación relativa de las discontinuidades con respecto a la orientación media del frente de excavación condiciona en gran medida la estabilidad del macizo rocoso. A su vez, la presencia de diversas familias de discontinuidades con distintas orientaciones determina el tamaño y la forma de los bloques en que se divide el macizo rocoso.

La orientación de las discontinuidades en el espacio es

descrita por el buzamiento y por la dirección de buzamiento medida desde el norte verdadero en dirección horaria, por ejemplo: buzamiento /dirección de buzamiento (60°/140°) (ISRM, 1977).

En excavaciones subterráneas, la determinación de la orientación de discontinuidades puede realizarse por medio del uso de brújula (ver Figura 37). Sin embargo, en la actualidad también existe tecnología del uso de

cámaras térmicas y multi-espectrales montadas en vehículo aéreo no tripulado para detectar y cuantificar

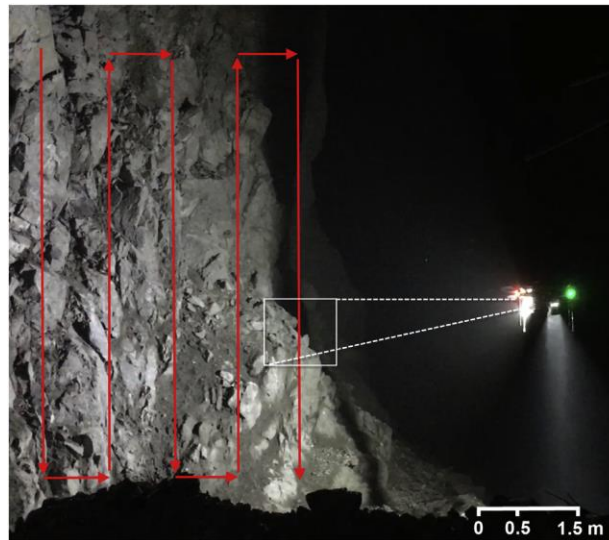
discontinuidades en excavaciones subterráneas (ver Figura 38).

Figura 37. Mapeo de orientación de discontinuidades con brújula



Nota: la figura muestra la toma de orientación de discontinuidades con brújula.

Figura 38. Ejemplo del método de captura de imágenes aéreas dentro de una cámara.



Nota: Al capturar las imágenes, el UAV se vuela frente a las paredes mientras sigue una trayectoria de vuelo (flechas rojas) ya sea en tiras verticales u horizontales. Cada fila o columna se superpone con la tira anterior en un 25-50%. Fuente: Turner et.al. (2020).

7.3.3.3 Espaciado de las discontinuidades

El espaciado se define como la distancia entre dos discontinuidades contiguas. Sin embargo, atendiendo a la manera de determinar esa distancia, podemos definir los siguientes tipos de espaciados (ver Figura 39):

- **Espaciado total:** es el espaciado entre dos o más discontinuidades consecutivas medido en una determinada dirección (sean o no de la misma familia).
- **Espaciado de familia:** es el espaciado entre dos discontinuidades consecutivas

pertenecientes a la misma familia, medido en una determinada dirección sin que necesariamente sea perpendicular a las discontinuidades.

- **Espaciado normal de familia:** corresponde al espaciado de familia, medido perpendicularmente a los planos de discontinuidad de dicha familia.

La descripción de discontinuidades en función del espaciado se muestra en la Tabla 10.

Tabla 10. Espaciado de las discontinuidades

ESPACIADO (cm)		DESCRIPCIÓN
0	2	Extremadamente cerrado
2	6	Muy cerrado
6	20	Cerrado
20	60	Moderado
60	200	Amplio
200	600	Muy amplio
>600		Extremadamente amplio

Fuente: (ISRM, 1981)

Figura 39. Espaciamiento de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso



Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

7.3.3.4 Abertura

La abertura se define como la distancia perpendicular entre cada una de las dos superficies separadas de la discontinuidad, dicho de otra manera, es la separación entre los labios de dicha discontinuidad. Estos valores

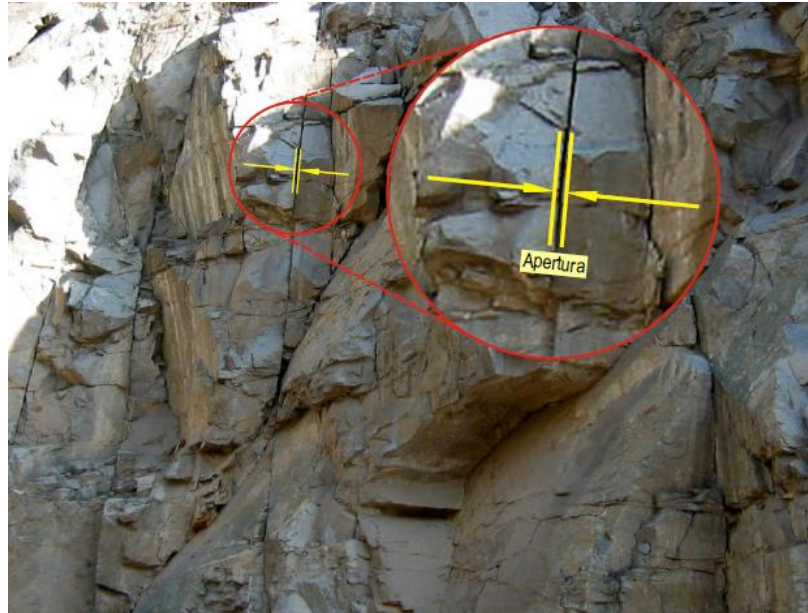
pueden ser milimétricos en juntas cerradas, muy cerradas o alcanzar valores métricos en juntas extremadamente anchas (ver Tabla 11, Figura 40).

Tabla 11. Abertura de las discontinuidades

ABERTURA (mm)		DESCRIPCIÓN
0	0.1	Muy cerrada
0.1	0.25	Cerrada
0.25	0.5	Parcialmente abierta
0.5	2.5	Abierta
2.5	10	Moderadamente ancha
10	100	Muy ancha
100	1000	Extremadamente ancha
>1000		Cavernosa

Fuente: (ISRM, 1981)

Figura 40. Abertura de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso



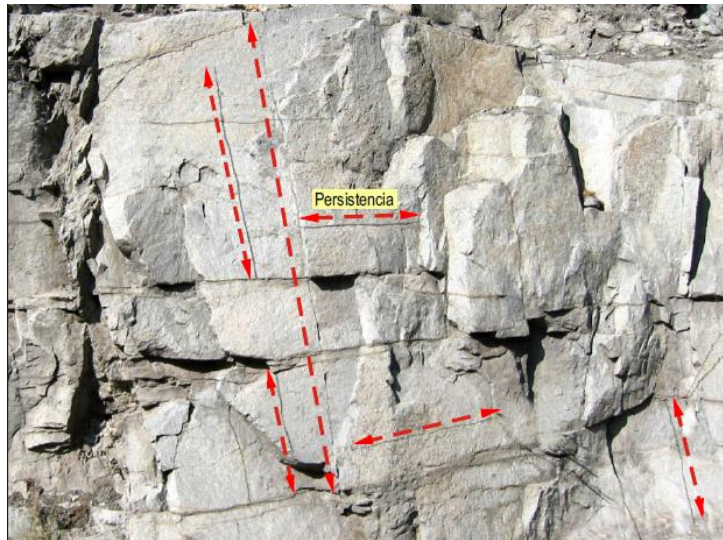
Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

7.3.3.5 Persistencia o continuidad

La persistencia se refiere al tamaño de una discontinuidad en un plano. Puede estimarse de manera básica observando las longitudes de las trazas de la discontinuidad en la superficie del afloramiento o las exposiciones en la litología de interés. Es uno de los parámetros

implementados en la evaluación del macizo rocoso, pero también uno de los más difíciles de medir de manera precisa (ISRM, 1978). En la figura 41 se representa la definición del concepto de continuidad o persistente de discontinuidades.

Figura 41. Continuidad o persistencia de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso



Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

Con frecuencia, el área de exposición de la litología de interés es pequeña en comparación con el área o longitud de las discontinuidades persistentes, y la verdadera persistencia solo puede ser estimada. En ocasiones menos comunes, puede ser posible registrar la longitud en dirección del buzamiento y la longitud en dirección del rumbo de las discontinuidades expuestas, y de esta

manera estimar su persistencia a lo largo de un plano determinado en la masa rocosa. Sin embargo, las dificultades y las incertidumbres asociadas con las mediciones de campo serán considerables en la mayoría de las exposiciones rocosas encontradas. La tabla 12 reporta la clasificación de las discontinuidades en función de la persistencia (ISRM, 1978).

Tabla 12. Continuidad o persistencia de las discontinuidades

PERSISTENCIA (m)		DESCRIPCIÓN
0	1	Muy baja persistencia
1	3	Baja continuidad
3	10	Continuidad media
10	20	Alta continuidad
>20		Muy alta continuidad

Fuente: Modificado de (ISRM, 1981)

7.3.3.6 Rugosidad

El término rugosidad hace referencia tanto, a la ondulación de las superficies de la discontinuidad (waviness, macrorugosidad) como, a las irregularidades o rugosidades a pequeña escala (roughness, microrugosidad), presentes en la discontinuidad.

La rugosidad en la superficie determina de forma la resistencia al corte de esta (González vallejo y Ferrer, 1999). La descripción de la rugosidad ha sido recomendada por la ISRM (1981) de acuerdo con lo indicado en la tabla 13. En la figura 42 se representa la rugosidad de discontinuidades.

Tabla 13. Descripción de rugosidad

TIPO	DESCRIPCIÓN
I	Rugosa irregular, escalonada
II	Lisa escalonada
III	Pulida escalonada
IV	Rugosa irregular, ondulada
V	Lisa ondulada
VI	Lisa ondulada
VII	Pulida Ondulada
VIII	Rugosa irregular Planar
IX	Lisa Planar
X	Pulida Planar

Fuente: Modificado de (ISRM, 1981)

Figura 42. Rugosidad de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso



Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

- Coeficiente de rugosidad JRC

El coeficiente de rugosidad de una discontinuidad (JRC en inglés, proveniente de Joint Roughness Coefficient) es un parámetro adimensional que representa la ondulación superficial y la aspereza presente en una discontinuidad. Es empleado para estimar la resistencia al corte (τ) de una discontinuidad a partir del criterio de Barton y Choubey (1977).

En la que σ_n es la tensión normal efectiva sobre el plano de la discontinuidad, ϕ_r es el ángulo de fricción residual y JCS es la resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad (en inglés Joint Wall Compression Strength).

El JRC suele variar entre 0 y 20, como se muestra en la figura 43, siendo magnitudes típicas las comprendidas entre 5 para discontinuidades lisas casi

$$\tau = \sigma_n \tan \left(\phi_r + JRC \cdot \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) \right)$$

planas y 15 para discontinuidades rugosas y onduladas (Ayala et. al. 2006).

El JRC depende en gran medida de la escala considerada, en

consecuencia, para poder realizar las correcciones de escala oportunas es necesario anotar la toma de datos en el campo la escala de trabajo a la que se ha determinado este parámetro.

Las correcciones de escala pueden llevarse a cabo mediante la siguiente expresión propuesta por Barton y Bandis (1982):

$$JRC_n = JRC_0 \left(\frac{L_n}{L_0} \right)^{-0.02 * JRC_0}$$

Donde JRC_n y JRC_0 son los coeficientes de rugosidad de la discontinuidad de longitud L_n y de las

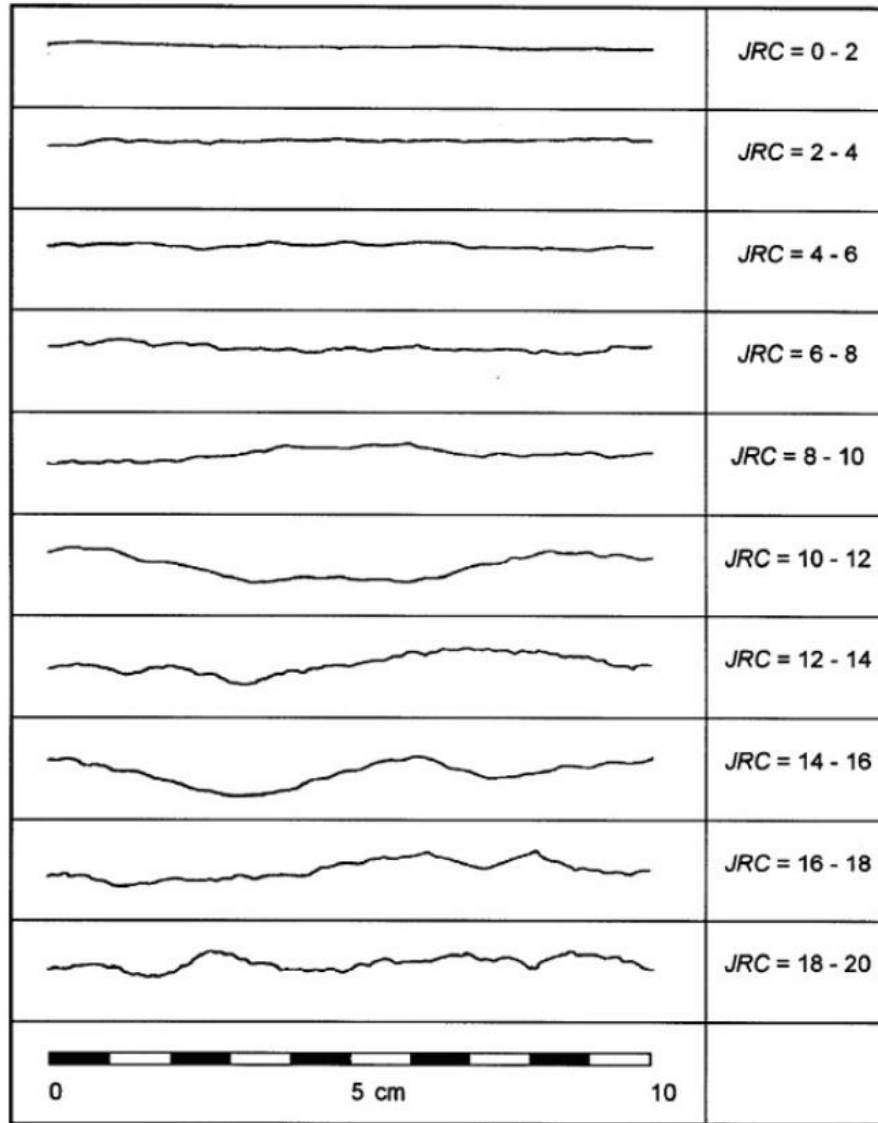
muestras ensayadas en laboratorio L_0 respectivamente.

Existen diferentes métodos para definir el parámetro JRC:

- Estimación visual
- Mediante peine de Barton
- A partir de la amplitud máxima de la aspereza de la discontinuidad



Figura 43. Perfiles de rugosidad típicos Rango JRC



Fuente: Barton & Chubey 1977

7.3.3.7 Relleno

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos

competente y cuando éstos son más duros, esta es más competente (ver Figura 44).

Figura 44. Relleno de las discontinuidades en un frente de macizo rocoso



Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

7.3.3.8 Filtraciones o condiciones de flujo

La presencia de agua en las discontinuidades ejerce una influencia decisiva en la resistencia al corte. Por un lado, puede provocar cambios mineralógicos en los rellenos y arrastre de partículas, entre otros eventos. Por otro lado, la presencia de agua condiciona significativamente las tensiones efectivas debido al aumento de las presiones intersticiales. Los

grados de infiltración de una discontinuidad se pueden observar en las Tablas 14 y 15 respectivamente.

Tabla 14. Grado de filtración de una discontinuidad sin relleno (Ramírez et al, 1992)

GRADO DE FILTRACIÓN	DESCRIPCIÓN
I	La discontinuidad está muy cerrada y seca. El flujo de agua a través de la misma no parece posible.
II	La discontinuidad está seca, sin evidencia de flujo de agua.
III	La discontinuidad está seca, pero muestra evidencia de flujo de agua, por ejemplo, moho descolorido.
IV	La discontinuidad está húmeda, pero no se observa circulación de agua.
V	La discontinuidad muestra filtraciones de agua, gotas de agua ocasionales, pero no flujo continuo.
VI	La discontinuidad muestra flujo continuo de agua (hay que estimar el caudal en l/min y describir la presión, por ejemplo: baja media o alta).

Fuente: Modificado de (Ramírez et al, 1992)

Tabla 15. Grado de filtración de una discontinuidad con relleno (Ramírez et al, 1992)

GRADO DE FILTRACIÓN	DESCRIPCIÓN
I	Los materiales de relleno están fuertemente consolidados y secos, parece muy improbable la aparición de un flujo debido a la permeabilidad muy baja.
II	Los materiales de rellenos están húmedos, pero no hay agua en circulación.
III	Los materiales de rellenos están húmedos, con gotas ocasionales de agua.
IV	Los materiales de relleno muestran signos de lavado, con flujo de agua continuo. (estimación de caudal).
V	Los materiales de relleno están lavados localmente, con un considerable flujo de agua (estimación de caudal y presión).
VI	Los materiales de relleno están completamente erosionados por el agua; se experimentan presiones de agua elevadas (hay que estimar el caudal en l/min y describir la presión, por ejemplo: baja media o alta).

Fuente: Modificado de (Ramírez et al, 1992)

7.3.3.9 Meteorización

Esta propiedad ha sido abordada previamente en la descripción del concepto de roca intacta. No obstante, en esta sección se hará énfasis en la meteorización de las discontinuidades, dado que su resistencia al corte está

fuertemente condicionada por esta propiedad. El grado de meteorización del material rocoso de las paredes de las discontinuidades se debe describir de acuerdo con la Tabla 16.

Tabla 16. Grado de meteorización de los labios de las discontinuidades (Bieniawski, 1989)

TÉRMINO (REFERIDO A LAS PAREDES DE LAS DISCONTINUIDADES)	DESCRIPCIÓN
Roca fresca o inalterada	No hay signo de alteración: roca fresca, cristales brillantes.
Roca ligeramente alterada	Las discontinuidades están manchadas o descoloridas y pueden contener un relleno fino de material alterado. La decoloración puede extenderse a la roca desde la superficie de la discontinuidad a una distancia de hasta un 20% del espaciado de la discontinuidad.
Roca moderadamente alterada	Leve decoloración que se extiende desde los planos de discontinuidad hasta más del 20% del espaciado de la discontinuidad. Las discontinuidades pueden contener relleno de material alterada. Se puede apreciar una apertura parcial de los bordes de grano.
Roca muy alterada	La decoloración se extiende por toda la roca y el material rocoso es parcialmente friable o desmenuzable. La textura original de la roca se ha preservado fundamentalmente, pero no hay separación entre los granos.
Roca descompuesta	Completamente alterada, la roca se ha decolorado completamente y se ha descompuesto en un suelo disgregable. La apariencia externa es la de un suelo.

Fuente: Modificado de (Bieniawski, 1989)

7.3.3.10 Resistencia de las paredes de la discontinuidad, JCS

El joint Wall Compression Strength (JCS) es un parámetro para estimar la resistencia de las paredes de la discontinuidad. Cuando las paredes de las discontinuidades no se encuentran alteradas, el valor de JCS coincide con el de la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa.

Sin embargo, cuando la pared de las discontinuidades se encuentra meteorizada el valor de JCS es menor y puede estimarse a partir del martillo

Schmidt aplicando la siguiente expresión (ISRM, 1978a):

$$\log_{10}JCS = 0.00088 * \gamma_{roca} * r + 1.01$$

Donde γ_{roca} es el peso específico de la roca expresado en kN/m³, r es el rebote proporcionado por el esclerómetro en la superficie de la discontinuidad y JCS esta expresado en MPa.

7.3.3.11 Procesamiento de datos de discontinuidades

El procesamiento de los datos del mapeo de discontinuidades es una tarea fundamental para la determinación de sus propiedades representativas al igual que para la clasificación del macizo rocoso. En el mercado hay una variedad de herramientas para tal fin, como, por ejemplo: DiscontClust (programa de código abierto), Stereo Plot, Stereonet, Innstereo, GeoRose, GEOrient y DIPS. En efecto, el software DIPS de la firma Rocscience es uno de los más ampliamente utilizados para este propósito.

Este proceso se lleva a cabo en diferentes estaciones geomecánicas a través del uso de formatos de mapeo que normalmente son diseñados de acuerdo con los rangos de descripción de discontinuidades descritos en los sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos como el RMR de Bieniawski o el índice Q de Barton. Posteriormente se debe digitalizar la información del mapeo y cargarla en la herramienta prevista. Por ejemplo, en la figura 45 se presenta la información de características de discontinuidades cargada en el software DIPS.

Figura 45. Características de discontinuidades cargadas en el software DIPS

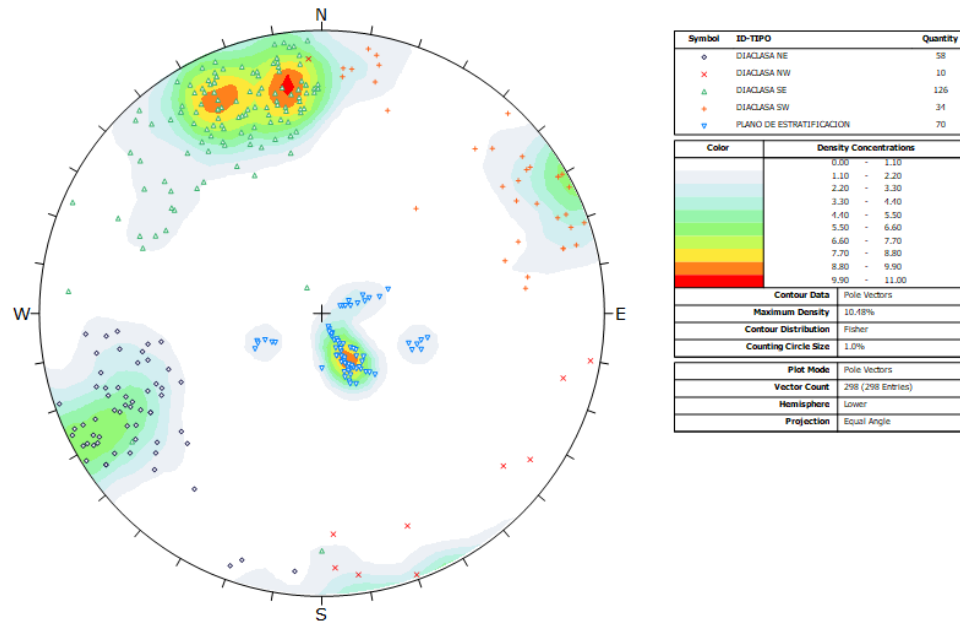
ID	Dip	Dip Direction	Set	CONTINUIDAD	ESPACIAMIENTO	ABERTURA	RELLENO	RUGOSIDAD	HUMEDAD	ALTERACIÓN	ID-TIPO
1	25	65	1	3	5	7	1	7	2	2	PLANO DE ESTRATIFICACION
2	28	67	1	3	5	7	1	7	2	2	PLANO DE ESTRATIFICACION
3	23	60	1	3	5	7	1	7	2	2	PLANO DE ESTRATIFICACION
4	30	62	1	3	5	7	1	7	2	2	PLANO DE ESTRATIFICACION
5	28	65	1	3	5	7	1	7	2	2	PLANO DE ESTRATIFICACION
6	22	58	1	3	5	7	1	4	2	2	PLANO DE ESTRATIFICACION
7	78	75	3	1	3	7	8	4	2	2	DIACLASA NE
8	75	70	3	3	4	7	1	4	2	2	DIACLASA NE
9	73	65	3	3	4	7	1	8	2	2	DIACLASA NE
10	85	18		1	4	7	1	4	2	2	DIACLASA NE
11	68	110		3	4	7	1	7	2	2	DIACLASA SE
12	60	80	3	3	4	7	0	7	2	2	DIACLASA NE
13	88	170	2	1	3	7	1	4	2	2	DIACLASA SE
14	80	85	3	4	4	8	1	4	2	2	DIACLASA NE
15	78	338		3	5	7	0	1	2	2	DIACLASA NW
16	81	243	4	1	4	9	1	1	2	2	DIACLASA SW
17	82	185	2	3	4	7	1	1	2	2	DIACLASA SW
18	83	255	4	3	4	7	8	1	2	2	DIACLASA SW
19	83	285		2	3	8	1	4	2	2	DIACLASA NW
20	85	60	3	3	4	7	0	1	2	2	DIACLASA NE
21	80	310		3	4	6	0	7	2	2	DIACLASA NW
22	75	50	3	3	4	7	8	7	2	2	DIACLASA NE
23	9	250	1	4	4	7	1	7	2	2	PLANO DE ESTRATIFICACION
24	10	252	1	4	4	7	1	7	2	2	PLANO DE ESTRATIFICACION

Fuente: Software DIPS, material de apoyo didáctico del profesor Espitia (Ingeniería de Minas – UPTC)

Uno de los resultados que se puede obtener del procesamiento de discontinuidades es el diagrama de vaciado de polos que en el software DIPS, tiene la ventaja que se puede visualizar por tipo de plano, al igual que con la superposición del diagrama de contornos, lo que facilita la interpretación de los datos (ver Figura 46). El diagrama de contornos es la principal herramienta en el software DIPS para analizar la concentración media y/o máxima de polos. La interpretación de la información ilustrada en la figura 47, permite establecer la orientación

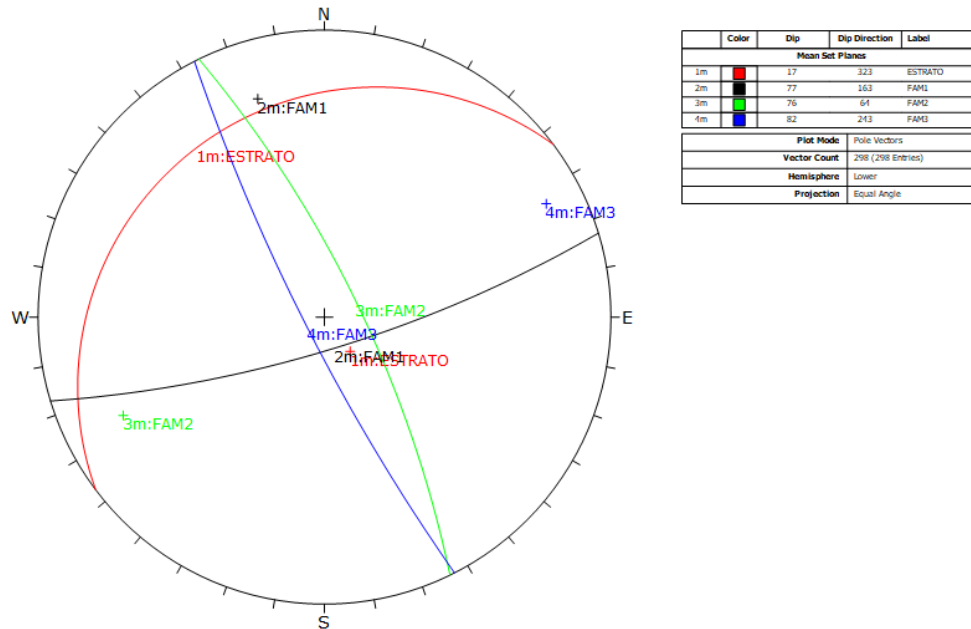
predominante de las familias de discontinuidades. Es fundamental destacar que, si la orientación predominante de familias de discontinuidades se define con el software DIPS a través de la herramienta “Add Set Window” o “Add Set Freehand”, es posible generar diagramas de barras para cada característica y familia de discontinuidades (ver Figura 48). Esta opción es de gran utilidad para la calificación de las características de discontinuidades por familia para la clasificación del macizo rocoso.

Figura 46. Vaciado de polos de discontinuidades por tipo de plano y superposición del diagrama de contornos



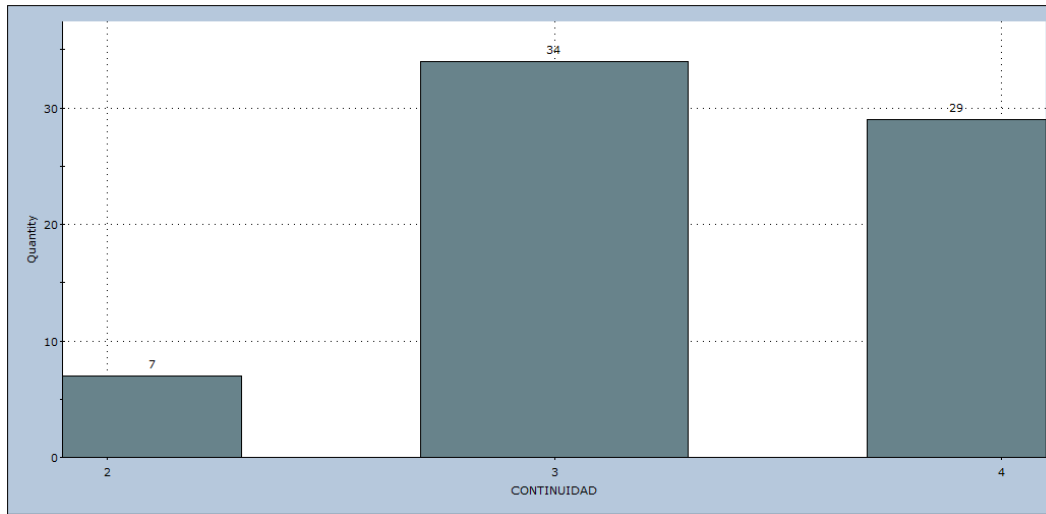
Fuente: Software DIPS, material de apoyo didáctico del profesor Espitia (Ingeniería de Minas – UPTC)

Figura 47. Representación de orientación predominante de familias de discontinuidades



Fuente: Software DIPS, material de apoyo didáctico del profesor Espitia (Ingeniería de Minas – UPTC)

Figura 48. Diagrama de barras de la continuidad de una familia de discontinuidades



Fuente: Software DIPS, material de apoyo didáctico del profesor Espitia (Ingeniería de Minas – UPTC)

7.3.4 Ingeniería de la clasificación de macizos rocosos



La clasificación geomecánica de macizos rocosos es una herramienta fundamental en la ingeniería geotécnica que ha evolucionado con el tiempo para abordar la complejidad de los macizos rocosos en proyectos de infraestructura y minería (Bienawski, 1989). Estos sistemas de clasificación evalúan parámetros clave de los macizos rocosos y asignan valores numéricos a los rangos en los que se encuentran estos parámetros para un tipo de roca dado (Hudson & Harrison, 1997).

La clasificación geomecánica de macizos rocosos se basa en tres

factores fundamentales: las propiedades de la roca intacta, las características de las discontinuidades y las condiciones de borde (Sivakugan et al., 2013). Este enfoque integral ha demostrado ser favorable para comprender y abordar los desafíos geotécnicos en proyectos de túneles, minería y otras obras subterráneas (González de Vallejo, 1998). A lo largo de las décadas, las clasificaciones geomecánicas han facilitado la

comunicación y la toma de decisiones al proporcionar un lenguaje común entre geólogos, ingenieros y constructores (González de Vallejo, 1998). En la Tabla 17, se presentan las principales clasificaciones de macizos rocosos, donde se destacan las clasificaciones del Rock Mass Rating, RMR por sus siglas en inglés (Bienawski, 1989) y el índice Q de Barton (1974).

Tabla 17. Principales Clasificaciones de Macizos Rocosos

NOMBRE	CREADOR Y FECHA	PAÍS DE ORIGEN	APLICACIONES
1. Carga en rocas	Terzaghi, 1946	Estados Unidos	Túneles con sostenimiento
2. Tiempo de autoestabilidad	Lauffer, 1958	Austria	Túneles
3. Nuevo método austriaco de construcción de túneles (NATM)	Pacher. Rabcewicz, 1964	Austria	Túneles
4. Rock Quality Designation (RQD)	Deere et al., 1967	Estados Unidos	Testigos de sondeos. túneles
5. Rock Structure Rating (RSR) concepto	Wickham et al., 1972	Estados Unidos	Túneles
6. Rock Mass Rating (RMR) sistema	Bieniawski. 1973 Modificado en 1989	Sudáfrica y Estados — 1	Túneles, minas, taludes y cimentaciones
Extensiones al sistema RMR	Laubscher, 1976	Sudáfrica	Minería en rocas duras
	Olivier, 1979	Sudáfrica	Resistencia a la meteorización
	Ghose y Raju, 1981	India	Minería del carbón
	Moreno Tallon, 1982	España	Túneles
	Kendorsk y Cummmangs, 1983	Estados Unidos	Minería en rocas duras
	Nakao et al 1983	Japón	Túneles

NOMBRE	CREADOR Y FECHA	PAÍS DE ORIGEN	APLICACIONES
Extensiones al sistema RMR	Serafim y Pereira, 1983	Brasil	Cimentaciones
	González de Vallejo. 1983	España	Túneles
	Unal, 1983	Estados Unidos	Minería del carbón con claves
	Romana, 1985	España	Estabilidad de taludes
	Newman, 1985	Estados Unidos	Minas de carbón
	Sandbak 1985	Estados Unidos	Perforabilidad
	Smuth, 1956	Estados Unidos	Facilidad para el dragado
	Venkateswarlu, 1986	India	Minería del carbón (CMRS)
	Robertson, 1988	Canadá	Estabilidad de taludes
	Thiel, 1985	Polonia	Flysch de los Cárpatos
	Unal, 1996	Turquía	Rocas blandas, carbón
7. Sistema Q	Barton et al 1974		Túneles, cavernas
Extensiones al sistema Q	Kirsten, 1982	Sudáfrica	Excavabilidad
	Kirsten, 1983	Sudáfrica	Túneles
	Barton, 2000	Noruega, Brasil	Túneles con TBM
8. Resistencia-tamaño	Franklin, 1975	Canadá	Túneles
9. Coal Mine Roof Rating (CMRR)	Molinda y Mark. 1994	Estados Unidos	Minas de Carbón
10. Geological Strength Index (GSI)	Hoek et al 1995 -	Canadá	Caracterización de macizos rocosos
11. Rock Mass index (RM)	Palmstrom 1995	Noruega	Ingeniería de rocas
12. Deutsche Steinkohle	Wirthaus, 2006	Alemania	Minas de carbón

Fuente: Modificado de Bieniawski (2011)

7.3.4.1 Índice de calidad de la roca (RQD)

Hace más de 30 años, se introdujo el índice RQD como un indicador de la calidad de la roca. En aquel momento, la información sobre la calidad de la roca se obtenía principalmente a partir de descripciones geológicas y del porcentaje de recuperación del núcleo (Deere, 1988). Esta medida cuantitativa ha sido extensamente utilizada para identificar zonas de baja calidad, las cuales requieren un mayor análisis y estudios adicionales en las tareas de exploración.

Para la determinación del RQD, la “International Society for Rock Mechanics” (ISRM) recomienda recuperar los núcleos con una perforadora de diamante de doble barril con un diámetro no menos al NX (54.7 mm). La siguiente relación entre el índice del RQD y la calidad de la roca fue propuesta por Deere (1968) (ver Tabla 18).

Tabla 18. Índice de calidad de la roca (RQD)

RQD (%)	Calidad de la roca
<25	Muy Pobre
25 – 50	Pobre
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

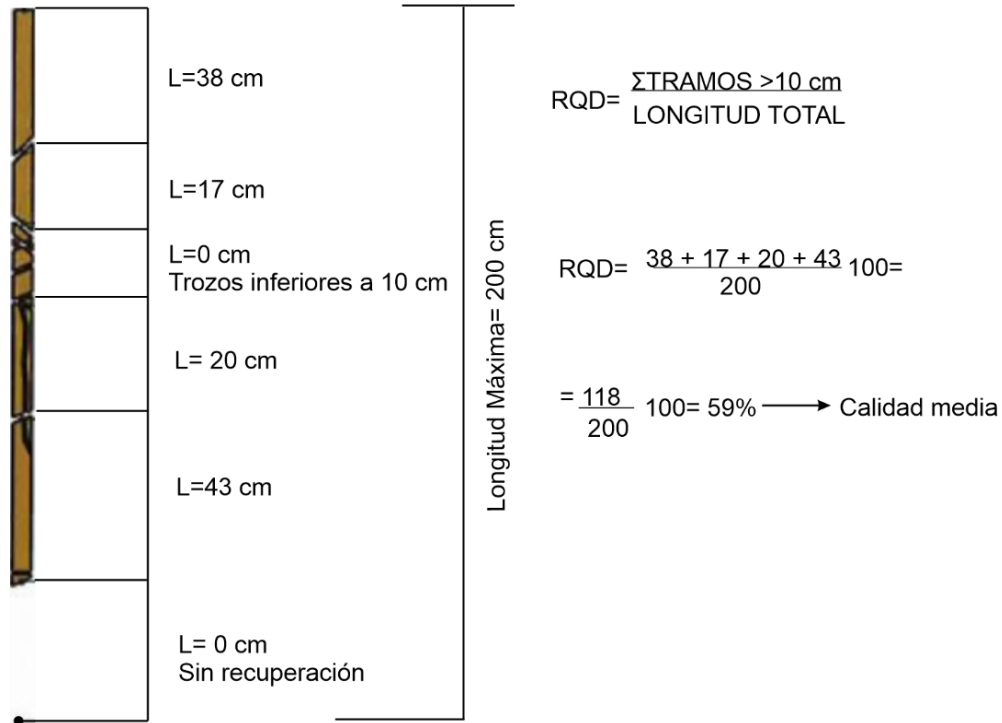
Fuente: Modificado de (Deere, 1968)

Definición del sistema. El correcto procedimiento para medir el RQD es ilustrado en la figura 49. Se debe indicar que los porcentajes del RQD incluyen solo las piezas sanas de

los núcleos con longitudes mayores o iguales a 100 mm, los que sumados y divididos en la longitud total del muestreo que se realiza.

$$RQD(\%) = \frac{\sum \text{Longitud de fragmentos} \geq 10\text{cm}}{\text{Longitud total perforada}} * 100$$

Figura 49. Representación esquemática del cálculo del RQD.



Fuente: Modificado de Clayton et al., 1995.

Sin embargo, existen metodologías alternativas para estimar su valor directamente en afloramientos, sin necesidad de realizar sondeos. Por ejemplo, una

metodología se basa en la frecuencia lineal, mientras que una segunda opción, emplea el valor de frecuencia volumétrica (ver Tabla 19).

Tabla 19. Cálculo de RQD

FÓRMULA	AUTOR	USO RECOMENDADO
$RQD = 115 - 3.3Jv$	Palmstron & ISRM (1978)	Uso general mejor correlación para bloques planos alargados.
$RQD = 110 - 2.5Jv$	Palmstron (2005)	Uso general para $Jv=4 - 44$ mejor correlación para bloques cúbicos
$RQD = 100e^{-\lambda t}(\lambda t + 1)$ (con $t=0.1$)	Priest & Hudson (1976)	Empleo general. Recomendada con líneas de registro (Scanlines) más largas, de valor $IL <$ (Aprox. Con L superior a 1m)
$RQD = 110.4 - 3.6\lambda$	Priest & Hudson (1976)	Con $L = 6 - 16m$

FÓRMULA	AUTOR	USO RECOMENDADO
$RQD = \frac{100}{1 - e^{-\lambda L} - \lambda L e^{-\lambda L} + 1} [e^{-\lambda t}(\lambda t + 1) - e^{-\lambda L}(\lambda L + 1)]$ <p>(con t=0.1)</p>	Sen & Kazi (1984)	Empleo general. Recomendada con línea de registro (Scanlines) cortas $l > 5$ (Aprox. Con L inferior a 1m)

Fuente: Modificado Deere, 1968. Bieniawski, 1989.

Guía de Sostenimiento. Merrit (1972) descubrió la considerable importancia del RQD en la determinación empírica del soporte para túneles en roca dura. Comparó los criterios de soporte en relación con el ancho de la excavación. Ver tabla 20.

En la actualidad, el RQD se emplea como un parámetro estándar en el registro de núcleos de perforación y constituye un componente fundamental en los sistemas de clasificación de macizos rocosos más prevalentes, como el RMR y el sistema Q.

Tabla 20. Comparación del RQD y el sostenimiento para túneles con un ancho de 6m

Autor	No necesita sostenimiento o pernos localizados	Diseño de pernos	Marcos de acero
Deere 1970	RQD 75 a 100	RQD 50 a 75. Espaciado de 1.5 a 1.8 m	RQD 50 a 75, marcos ligeros, espaciado de 1.5 a 1.8 m, alternativamente pernos.
		RQD de 25 a 50. Espaciado de 0.90 a 1.5m	RQD 25 a 50 marcos ligeros a medianos, espaciados de 0.90 a 1.50m, alternativamente pernos
			RQD 0 a 25, marcos medianos a pesados circulares, espaciados de 0.60 a 0.90m
Cecil 1970	RQD 82 a 100	RQD 52 a 82, alternativamente hormigón lanzado de 40 a 60mm de espesor	RQD 0 a 52, marcos reforzados con hormigón lanzado

Autor	No necesita sostenimiento o pernos localizados	Diseño de pernos	Marcos de acero
Merrit 1972	RQD 72 a 100	RQD 23 a 72, espaciados de 1.20 a 1.80m	RQD 0 a 23

Fuente: Modificado de Merrit (1972)

7.3.4.2 Clasificación de Bieniawski (RMR)

El sistema de Valoración del Macizo Rocosos (RMR) también conocido como la clasificación Geomecánica RMR, fue desarrollado por Bieniawski entre 1972 y 1973. A lo largo de los años, ha sido adaptado para reflejar casos históricos y alinearse con estándares y procedimientos internacionales. En las últimas dos décadas, el RMR ha demostrado su

efectividad, resistiendo el paso del tiempo y siendo ampliamente aprovechado y aplicado por diversos expertos en todo el mundo (Introducción a la Ingeniería de Túneles, Hernán Gavilanes J). La relación entre el RMR y la calidad de la roca fue propuesta por Romana en 2000 (ver Tabla 21).

Tabla 21. Clasificación modificada de Bieniawski en subclases (Romana, 2000)

RMR	Modificado		Original (Bieniawski)	
	Clase	Denominación	Denominación	Clase
100	I a	Excelente	Muy buena	I
90	I b	Muy buena		
80	II a	Buena a muy buena	Buena	II
70	II b	Buena a media		
60	III a	Media a buena	Media	III
50	III b	Media a mala		
40	IV a	Mala a media	Mala	IV
30	IV b	Mala a muy mala		
20	V a	Muy mala	Muy mala	V
10	V b	Pésima		

Fuente: Modificado de Romana, 2000

Procedimiento para la aplicación de la clasificación RMR. Es conveniente segmentar el macizo rocoso en dominios estructurales, que representan zonas con características geológicas similares, como tipo de roca y espaciado, entre otros aspectos. En la mayoría de los casos, estos límites coincidirán con rasgos geológicos prominentes, como fallas, diques o contactos. Dividir el macizo rocoso en dominios estructurales (zonas de características geológicas similares como tipo de roca y espaciado, entre otras.). En la mayoría de los casos, los límites de las regiones estructurales coincidirán con características geológicas mayores, tales como fallas, diques, contactos, etc.

- Una vez identificadas las regiones estructurales, se determinan los parámetros de clasificación para cada una de ellas, a partir de las mediciones realizadas en el campo y se registran en una hoja de datos, como se muestra en la Tabla 22.
- Se analizará la importancia de los valores asignados a cada parámetro del RMR básico, (ver Tabla 23).

- Al respecto, el promedio de condiciones típicas es evaluado para cada set de discontinuidades y los valores son interpolados utilizando las curvas indicadas en la Tabla 24.
- Tras el análisis individual de cada parámetro, se procede a sumar sus valores para obtener el RMR básico.
- El siguiente paso es incluir el sexto parámetro, denominado, influencia del rumbo y buzamiento de las discontinuidades, para ajustar el RMR básico.



Tabla 22. Hoja de recolección de datos para la clasificación geomecánica RMR

HOJA DE DATOS PARA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA (RMR)										
Nombre del proyecto: _____				Condición de las Discontinuidades						
Recolectado por: _____		Región Estructural	Abcisa (m)	Roca	Continuidad	Set 1	Set 2	Set 3	Set 4	
Fecha: _____					Muy baja < 1 m	-	-	-	-	
					Baja 1-3 m	-----	-----	-----	-----	
Resistencia a la compresión			Núcleos de Perforación RQD		Media 3-10 m	-	-	-	-	
Compresión Uniaxial			Carga de Punta (Mpa)		Alta 10-20 m	-	-	-	-	
Muy alta > 250			>		Muy alta > 20 m	-----	-----	-----	-----	
Alta 100-250			4-		Separación de la Discontinuidad					
10 50-100			0 -		Muy pegadas < 0.1	-	-	-	-	
4 25-50			1-2		Pegadas 0.1-0.5	-----	-----	-----	-----	
Moderada 25-50					Lig. Abierta 0.5-2.5	-----	-----	-----	-----	
Baja 5-25					Abierta 2.5-10	-----	-----	-----	-----	
< 1 1-5					Muy abierta > 10	-----	-----	-----	-----	
Muy baja 1-5					mm	-	-	-	-	
Rumbo y Buzamiento (°)										
Set 1	Rumbo	de		Buza.	Rugosidad de la Discontinuidad (Estado superficie: Irregular, ondulada, plana)					
		a			Muy rugosa	-	-	-	-	
Set 2	Rumbo	de		Buza.	Rugosa	-	-	-	-	
		a			Ligeramente rugosa	-	-	-	-	
Set 3	Rumbo	de		Buza.	Pulida	-	-	-	-	
		a			Muy pulida	-	-	-	-	
Set 4	Rumbo	de		Buza.	Espaciado de las Discontinuidades					
		a			Muy amplio > 2 m	-----	-----	-----	-----	
					Amplio 0.6-2 m	-----	-----	-----	-----	
					Moderado 200-60-200	-----	-----	-----	-----	
					Cerrado mm	-----	-----	-----	-----	
					Muy cerrado < 60	-----	-----	-----	-----	
					cerrado mm	-----	-----	-----	-----	
Filtraciones de Agua										
Flujo por cada 10 m de longitud del túnel		/min	Condiciones Generales (completamente seco, húmedo, goteo, flujo con baja presión, flujo con alta presión)			Estado de la pared de la Discontinuidad				
Presión de agua		kPa				Sana	-	-	-	-
					Ligeramente meteorizada	-	-	-	-	
					Moderadamente meteorizada	-	-	-	-	
					Altamente meteorizada	-	-	-	-	
					Completamente meteorizada	-	-	-	-	
					Suelo residual	-	-	-	-	
Esfuerzos In-Situ										
Estructuras Mayores										
Abcisa		-----		-----						
Tipo		-----		-----						
Orientación		-----		-----						

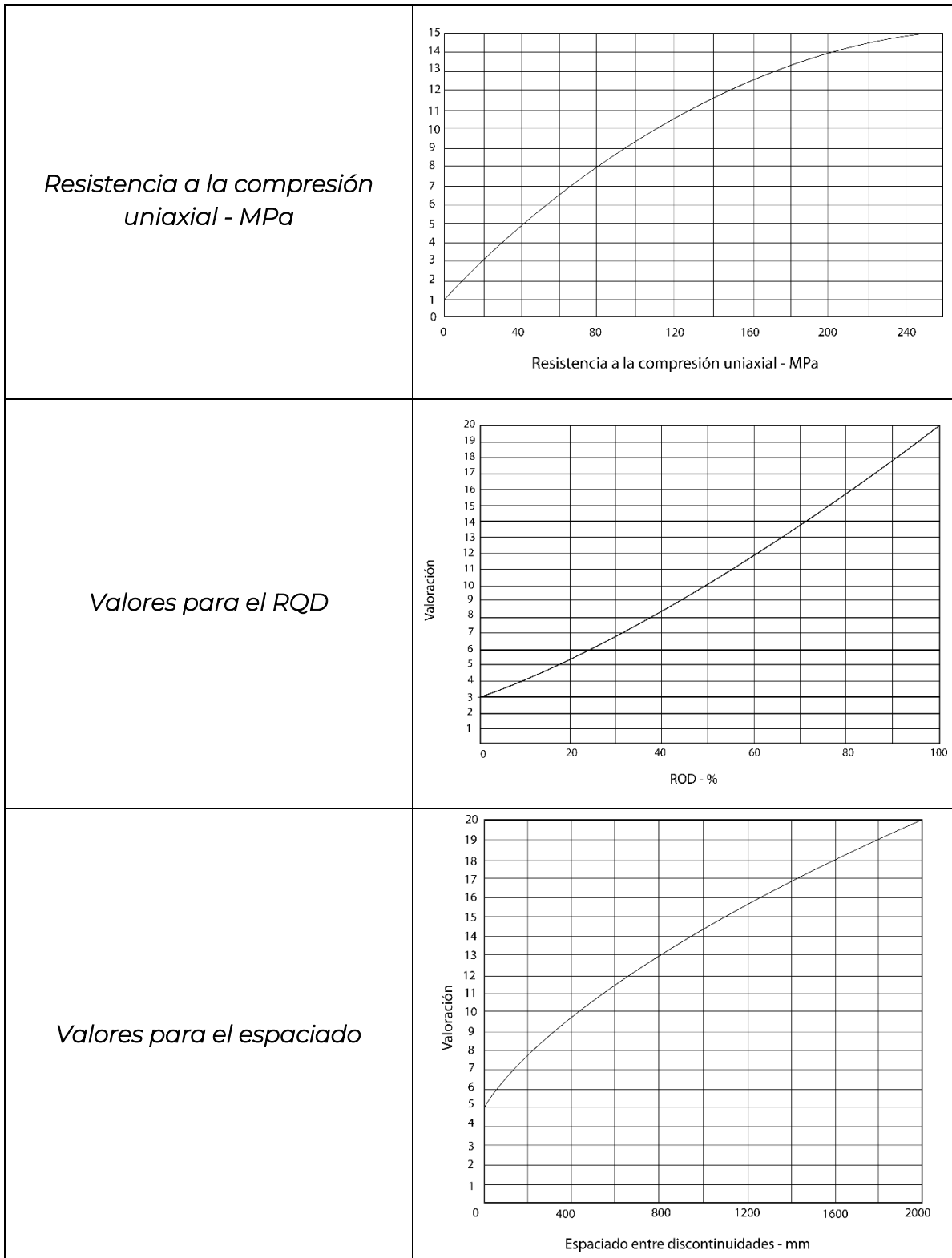
Fuente: Introducción a la ingeniería de túneles, HERNAN GAVILANES J, 2004

Tabla 23. Clasificación geomecánica RMR

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN CON SUS VALORES									
Parámetros			Rango de Valores						
1	Reistencia de la roca intacta	Índice de Resistencia de Carga Puntual (I _g)	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para estos rangos es recomendable ensayos de resistencia a la compresión uniaxial		
		Resistencia a la compresión uniaxial	>250 MPa <i>R6</i>	100 - 250 MPa <i>R5</i>	50 - 100 MPa <i>R4</i>	25 - 50 MPa <i>R3</i>	5 - 25 MPa <i>R2</i>	1 - 5 MPa <i>R1</i>	<1 MPa <i>R0</i>
Puntaje			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD (%)		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Puntaje		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Puntaje		20	15	10	8	5		
4	Condición de las discontinuidades (ver E)		Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separación, paredes de rocas sin alteración.	Superficies rugosas, con separación < 1 mm. Paredes de roca ligeramente meteorizadas.	Superficies ligeramente rugosas, con separación < 1 mm. Paredes altamente meteorizadas.	Superficies pulidas o relleno < 5 mm de espesor o separación < 5 mm. Continuas.	Relleno blando > 5 mm de espesor. Separación > 5 mm. Continuas.		
	Puntaje		30	25	20	10	0		
5	Agua Subterránea	Flujo por cada 10 m de longitud del túnel (l/min).	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Presión de agua en la diacl.)/(Tensión principal mayor σ ₁).	0	< 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
	Condiciones Generales		Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Puntaje		15	10	7	4	0		
B. AJUSTE LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES									
Orientaciones del rumbo y buzamiento			Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntaje	Túneles y Minas		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60		
C. TIPOS DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA VALUACIÓN TOTAL									
Puntaje			100 ± 81	80 ± 61	60 ± 41	40 ± 21	< 21		
Tipos de Roca			I	II	III	IV	V		
Descripción			Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala		
D. SIGNIFICADO DE LOS TIPOS DE ROCA									
Tipo de Roca			I	II	III	IV	V		
Tiempo medio de sostén			20 años, claro de 15 m.	1 año, claro de 10 m.	1 semana, claro de 5 m.	10 horas, claro de 2,5 m.	30 min, claro de 1 m.		
Cohesión del macizo rocoso (kPa)			> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100		
Ángulo de fricción del macizo rocoso (°)			> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15		
E. GUÍAS PARA LA CLASIFICACIÓN SEGÚN LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES									
Longitud (Persistencia)			< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
Puntaje			6	4	2	1	0		
Separación (apertura)			Ninguna	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
Puntaje			6	5	4	1	0		
Rugosidad			Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rugosa	Lisa	Superficies pulidas		
Puntaje			6	5	3	1	0		
Relleno			Ninguno	Duro < 5 mm	Duro > 5 mm	Blando < 5 mm	Blando > 5 mm		
Puntaje			6	4	2	2	0		
Meteorización			Inalterada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta		
Puntaje			6	5	3	1	0		
F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LOS TÚNELES									
Rumbo perpendicular al eje del túnel					Rumbo paralelo al eje del túnel				
Avance en el sentido del buzamiento - Buz. 45 - 90°			Avance en el sentido del buzamiento - Buz. 20 - 45°		Buzamiento 45 - 90°		Buzamiento 20 - 45°		
Muy favorable			Favorable		Muy favorable		Regular		
Avance contra el sentido del buzamiento - Buz. 45 - 90°			Avance contra el sentido del buzamiento - Buz. 20 - 45°		Buzamiento 0 - 20° Independiente del rumbo				
Regular			Desfavorable		Regular				

Fuente: Bieniawski, 1989

Tabla 24. Curvas de interpolación

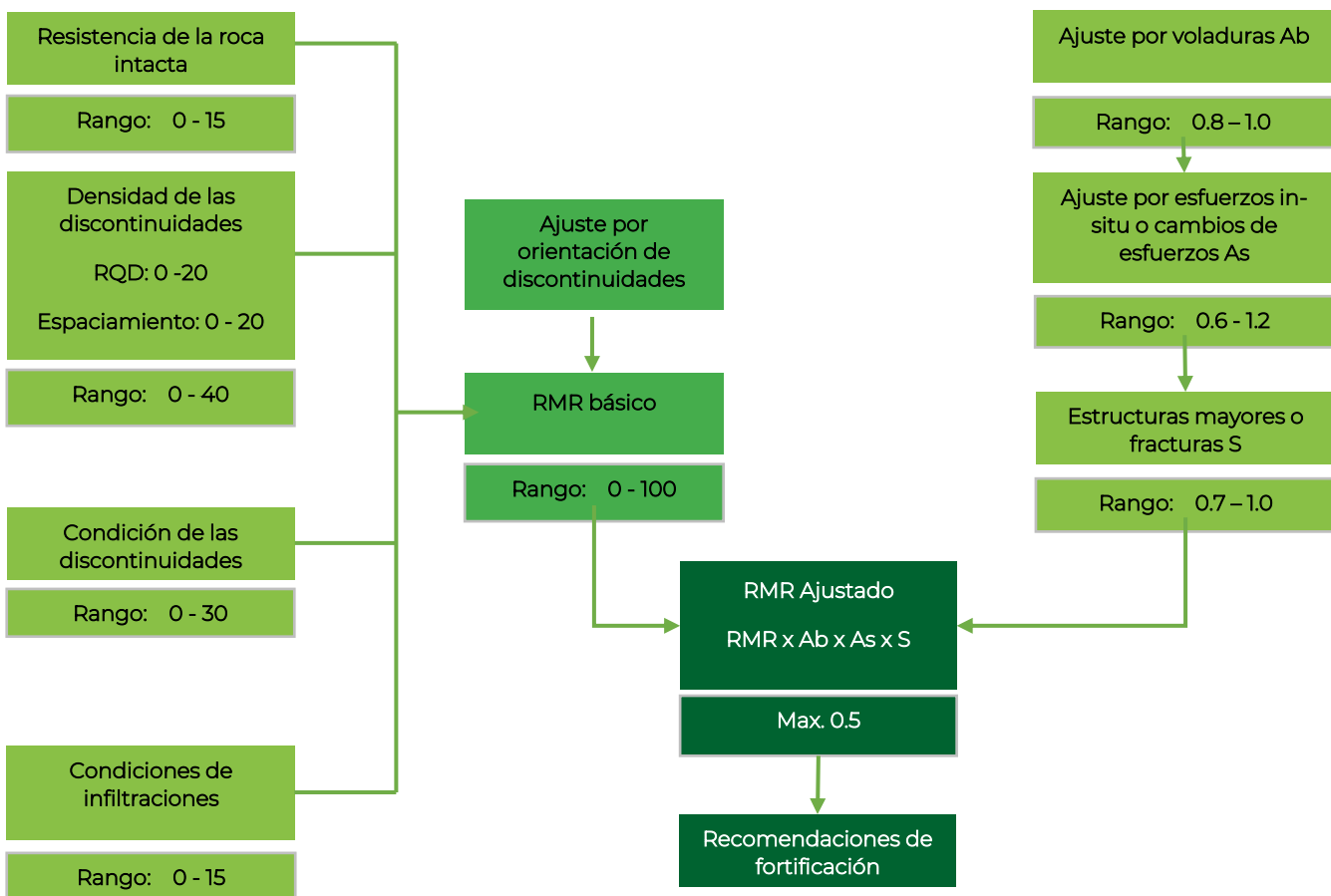


Fuente: Bieniawski, 1989

En proyectos de ingeniería civil, por lo general, un ajuste basado en la orientación de las discontinuidades resultará adecuado. En el ámbito minero, pueden requerirse ajustes

adicionales, como la consideración de tensiones a profundidad, Laubscher (1977) y Kendorski (1983). El procedimiento para estos ajustes se indica en la figura 50.

Figura 50. Ajuste del RMR para aplicaciones en minería



Fuente: Introducción a la ingeniería de túneles, 2004

La clasificación geomecánica RMR provee una guía para la selección

del sostenimiento para túneles de acuerdo con la Tabla 25.

Tabla 25. Guía de excavación y sostenimiento de túneles en roca en concordancia con el RMR

Clase del macizo rocoso	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos (Ø 20 mm, adhesión total)	Hormigón lanzado	Marcos de acero
Roca muy buena I RMR: 81 – 100	Avances de 3m de sección completa	Generalmente no se necesita sostenimiento, excepto algunas arcillas para refuerzo local		
Roca buena II RMR: 61 – 80	Avances de 1.0 a 1.5 a sección completa. Sostenimiento total a 20 del frente	Pernos locales en el techo, 3 m de largo espaciado de 2.5 con malla ocasional	50mm en el techo	No
Roca regular III RMR: 41 – 60	Media sección banqueo, progresiones de 1.5 a 3.0m en la media sección, sostenimiento primario después de calda voladura sostenimiento completo a 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4m de largo; espaciado de 1.5 a 2m en el techo y paredes con malla en el techo	50 – 100 mm en el techo 30 mm en las paredes	No
Roca mala IV RMR: 21 – 40	Media sección y banqueo, progresiones de 1.0 a 1.5m en la media sección. Hay que instalar los refuerzos conforme el avance, a 10m del frente.	Empernado sistemático de 4 a 5m de largo con espaciado de 1 a 1.5m en el techo y paredes con malla	100 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes.	Marcos ligeros a medianos separados 1.5 m donde haga falta.
Roca muy mala V RMR: <20	Etapas múltiples. A veces de 0.5 a 1.5 m en la media sección. Instalación del sostenimiento a medida que se excava. Hormigón lanzado con la mayor brevedad después de las voladuras	Empernado sistemático de 5 a 6 m de largo, espaciado 1 – 1.5m en la clave y paredes con malla. Instalación de pernos en el piso o contra bóveda	150 a 200 mm en el techo. 100 mm en las paredes y 50 mm en el frente	Marcos medianos a pesados espaciados a 0.75 m con tabla estacado donde se necesite.

Fuente: Bieniawski, 1989

7.3.4.3 Índice Q

El índice Q de clasificación de macizos rocosos fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, todos del instituto geotécnico de Noruega. Su desarrollo representó una mayor contribución al tema de clasificación de macizos rocosos por las siguientes razones:

- El sistema fue propuesto con base en el análisis de 212 casos históricos de túneles en Escandinavia
- Es un sistema de clasificación cuantitativo.
- Es un sistema ingenieril que facilita el diseño de sostenimiento para túneles.
- Jr: Rugosidad de las discontinuidades. El valor del parámetro Jr también depende de la presencia de relleno y del tamaño de las discontinuidades.
- Ja: Meteorización de las discontinuidades.
- Jw: Coeficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua.
- SRF: “Stress Reduction Factor”, Factor de reducción dependiente de las tensiones.

Estos 6 parámetros son agrupados en tres cocientes para dar en conjunto la calidad del macizo rocoso Q como sigue:

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

La calidad de la roca puede tener un rango que va de Q= 0.001 a Q=1000 en una escala logarítmica, teniendo las siguientes categorías de macizos rocosos. (ver Tabla 26).

Definición del sistema. En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos Según el denominado índice de calidad Q, basado en 6 parámetros:

- RQD: Índice de calidad de la roca.
- Jn: número de familias de discontinuidades.

Tabla 26. Clasificación de la roca de acuerdo con el índice de calidad Q

TIPO DE ROCA	VALORES DE Q
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 - 1000

Fuente: introducción a la ingeniería de túneles, 2004

Se ve ahora que el índice Q para túneles puede considerarse como una función de solo tres parámetros que son medidas aproximadas de:

- El tamaño de los bloques (RQD/Jn).
- La resistencia a la tensión cizallante entre bloques (Jr/ja).
- Las tensiones activas (Jw/SRF).

Con el propósito de correlacionar el índice Q para túneles con el comportamiento de excavaciones subterráneas y sus requerimientos de sostenimiento, Barton, Lien y Lunde

introdujeron un parámetro cuantitativo adicional denominado "dimensión equivalente De" de la excavación. Este valor se calcula a través de la siguiente relación:

$$De = \frac{\text{Ancho, diámetro o altura (m) de la excavación}}{\text{Relación de sostenimiento de la Excavación (ESR)}}$$

La relación de sostenimiento de la excavación ESR está directamente vinculada al propósito designado para la excavación y el grado de inestabilidad tolerado. Barton estableció valores para ESR, como se aprecian en la Tabla 27.

Tabla 27. Valores de ESR (Barton y Grimstad, 1994)

TIPO DE EXCAVACIÓN	ESR
Excavaciones mineras provisionales.	2.0 – 5.0
Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (Exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6 – 2.0
Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.2 – 1.3
Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	0.9 – 1.1
Estaciones nucleares eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0.5 – 0.8

Fuente: Barton y Grimstad, 1994

Los puntajes para cada parámetro correspondiente al Sistema Q (1994) se presentan a continuación. El

NGI publica regularmente manuales acerca del uso del Sistema Q en su sitio web: www.ngi.no (ver Tabla 28).

Tabla 28. Clasificación y valoración de los parámetros individuales del índice Q (Barton y Grimstad, 1994)

Descripción	Valor	Notas
1. Índice de Calidad de la Roca	RQD (%)	1. Donde RQD se reporta o es medido como ≤ 10 (incluyendo 0), se le otorga un valor nominal de 10 aplicable a Q. 2. Intervalos de 5 para RQD o sea 100, 95, 90, etc., son muy precisos.
A. Muy mala	0 - 25	
B. Mala	25 - 50	
C. Regular	50 - 75	
D. Buena	75 - 90	
E. Excelente	90 - 100	
2. Número de familias de diaclasas	Jn	

Descripción	Valor	Notas
A. Masivo, sin o con pocas diaclasas.	0,5 - 1,0	1. Para cruces en túneles utilizar $3*J_n$. 2. Para portales usar $2*J_n$.
B. Una familia de diaclasas.	2	
C. Una familia de diaclasas + una aislada.	3	
D. Dos familias de diaclasas.	4	
E. Dos familias de diaclasas + una aislada.	6	
F. Tres familias de diaclasas.	9	
G. Tres familias de diaclasas + una aislada.	12	
H. Cuatro o más familias de diaclasas.	15	
I. Roca triturada, terregal.	20	
3. Número de rugosidad de las diaclasas	Jr	1. Se añade 1 si el espaciado medio del sistema de diaclasas es mayor de 3 m. 2. Jr = 0,5 se puede usar para diaclasas planas y que tengan alineaciones con la condición de que estas estén orientadas para resistencia mínima.
<i>a) contacto en las paredes.</i>		
<i>b) contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm.</i>		
A. Diaclasas sin continuidad.	4	
B. Rugosas o irregulares, onduladas.	3	
C. Ondulación suave.	2	
D. Reliz de falla o superficie de fricción ondulada.	1,5	
E. Rugosas o irregulares pero planas.	1,5	
F. Lisas y planas.	1,0	
G. Reliz de falla o superficie de fricción plana.	0,5	
<i>c) Sin contacto de roca después de un cizalleo.</i>		
H. Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1,0 (nominal)	
J. Zona arenosa, de grava o de roca triturada de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1,0 (nominal)	

Descripción	Valor		Notas
<p>4. Número de alteración de las diaclasas</p> <p><i>a) Contacto en las paredes de la roca</i></p> <p>A. Relleno soldado, duro, inablandable, relleno impermeable.</p> <p>B. Paredes inalteradas, solo con manchas de superficie.</p> <p>C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla.</p> <p>D. Recubrimientos limosos o areno arcillosos, pequeñas partículas de arcilla (inablandable).</p> <p>E. Recubrimientos ablandables o con arcillas de baja fricción o sea caolinita o mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimientos sin continuidad de 1 - 2 mm de espesor o menos).</p> <p><i>b) contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm</i></p> <p>F. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla.</p> <p>G. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos < 5 mm de espesor).</p> <p>H. Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja, ablandables (continuos < 5 mm de espesor).</p>	<p>Ja</p> <p>0,75</p> <p>1,0</p> <p>2,0</p> <p>3,0</p> <p>4,0</p> <p>4,0</p> <p>6,0</p> <p>8,0</p>	<p>Ángulo de fricción</p> <p>25° - 35°</p> <p>25° - 30°</p> <p>20° -25°</p> <p>8° - 16°</p> <p>25° - 30°</p> <p>16° - 24°</p> <p>8° - 16°</p>	<p>1. Los valores del ángulo de fricción, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si están presentes.</p>

Descripción	Valor		Notas
<p>I. Rellenos de arcillas expansivas montmorillonita (continuas < 5 mm de espesor). El valor J_a depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso de agua.</p> <p><i>c) Sin contacto de las paredes después del cizalleo.</i></p> <p>J. Zonas de capa o arcilla desintegrada o triturada (véase G, H y I para condiciones de arcilla).</p> <p>K. Zonas de capa o arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcilla inablandable.</p> <p>L. Zonas o capas gruesas de arcilla (véase G, H, I para las condiciones de arcilla).</p> <p>M. Zonas o capas gruesas de arcilla (véase G, H, I para las condiciones de arcilla).</p> <p>N. Zonas o capas gruesas de arcilla (véase G, H, I para las condiciones de arcilla).</p> <p>O. Zonas o capas gruesas de arcilla (véase G, H, I para las condiciones de arcilla).</p> <p>P. Zonas o capas gruesas de arcilla (véase G, H, I para las condiciones de arcilla).</p>	<p>8,0 - 12,0</p> <p>6,0</p> <p>8,0</p> <p>8,0 - 12,0</p> <p>5,0</p> <p>10,0 - 13,0</p> <p>13,0 - 20,0</p>	<p>6° - 12°</p> <p>6° - 24°</p> <p>6° - 24°</p>	
<p>5. Factor de reducción por agua en las diaclasas</p> <p>A. Excavación seca o poca infiltración, o sea < 5 lit/min localmente.</p> <p>B. Infiltración o presión mediana con lavado ocasional de los rellenos.</p> <p>C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con diaclasas sin relleno.</p> <p>D. Gran infiltración o presión alta, lavado de los rellenos.</p> <p>E. Infiltración o presión excepcionalmente alta con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.</p> <p>F. Infiltración o presión excepcionalmente alta en todo momento.</p>	<p>J_w</p> <p>1,0</p> <p>0,66</p> <p>0,50</p> <p>0,33</p> <p>0,2 - 0,1</p> <p>0,1 - 0,05</p>	<p>Presión Kgf/cm²</p> <p>< 1,0</p> <p>1,0 - 2,5</p> <p>2,5 - 10,0</p> <p>2,5 - 10,0</p> <p>> 10</p> <p>> 10</p>	<p>1. Los factores C a F son estimaciones aproximadas. Aumenta J_w si instalan drenes.</p> <p>2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se consideran</p>

Descripción	Valor		Notas	
<p>6. Factor de reducción de tensiones.</p> <p>a) <i>Zonas de debilidad que interceptan la excavación y que pueden ser la causa de que el macizo se desestabilice cuando se construye un túnel.</i></p> <p>A. Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).</p> <p>B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación < 50 m).</p> <p>C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación > 50 m).</p> <p>D. Múltiples zonas de fractura en roca competente sin arcilla, roca circundante suelta, cualquier profundidad</p> <p>E. Zonas de fracturas aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad de excavación < 50 m.</p> <p>F. Zonas de fracturas aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad de excavación > 50 m.</p> <p>G. Diaclasas abiertas sueltas, diaclasado intenso, cualquier profundidad.</p>	<p>SRF</p> <p>10,0</p> <p>5,0</p> <p>2,5</p> <p>7,5</p> <p>5,0</p> <p>2,5</p> <p>5,0</p>		<p>1. Redúzcanse estos valores SRF de 25 a 50% si las zonas de fractura solo influyen, pero no cruzan la excavación.</p> <p>2. Para un campo virgen de tensiones fuertemente anisotrópicas (si se mide: cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, redúzcanse σ_c a $0,8\sigma_c$ y σ_t a $0,8\sigma_t$. Cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, redúzcanse σ_c a $0,6\sigma_c$ y σ_t a $0,6\sigma_t$, donde σ_c = resistencia a la compresión uniaxial, σ_t = tensión de tracción (carga puntual) y σ_1, σ_3 son las tensiones principales mayores y menores.</p>	
<p>b) <i>Rocas competentes, problemas de tensiones.</i></p>	<p>σ_c/σ_1</p>	<p>σ_t/σ_1</p>	<p>SRF</p>	<p>3. Hay pocos casos reportados donde el techo abajo de la superficie sea menor que el ancho del claro. Se sugiere que el SRF sea aumentado de 2,5 a 5 para estos casos (vea H)</p>
<p>H. Tensiones bajas, cerca de la superficie.</p>	<p>> 200</p>	<p>> 13</p>	<p>2,5</p>	

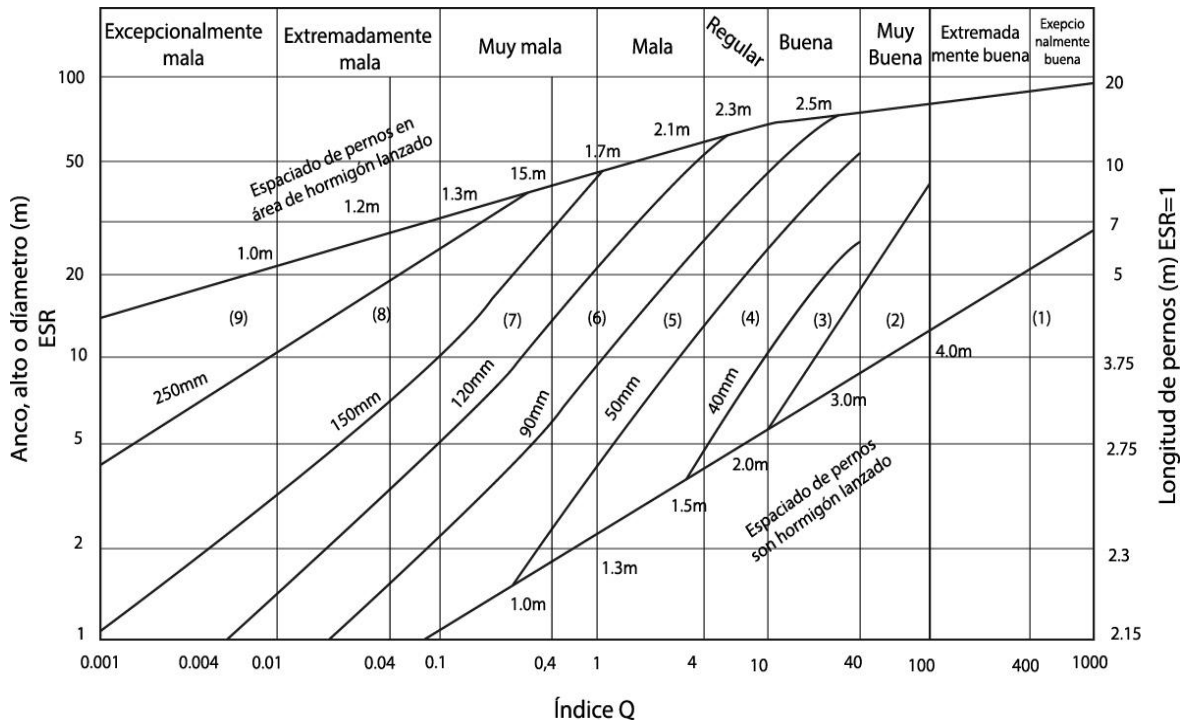
Descripción		Valor		Notas	
J.	Tensiones de nivel medio.	200 - 10	13 - 0,66	1,0	
K.	Elevado nivel de tensiones, estructura muy cerrada generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las paredes.	10 - 5	0,66 - 0,33	0,5 - 2	
L.	Planchoneo moderado después de una hora en roca masiva.	5 - 3	0,5 - 0,65	5 - 50	
M.	Planchoneo y explosión de roca en pocos minutos en roca masiva.	3 - 2	0,65 - 1	50 - 200	
N.	Intensa explosión de roca e inmediata deformación dinámica en roca masiva.	< 2	> 1	200 - 400	
c) <i>Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente, bajo la influencia de presiones altas de la roca</i>					
O.	Presiones compresivas moderadas.			5 - 10	
P.	Presiones compresivas altas			10 - 20	
d) <i>Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua.</i>					
Q.	Presiones expansivas moderadas			5 - 10	
R.	Presiones expansivas altas.			10 - 20	

Fuente: Barton y Grimstad, 1994

Recomendaciones de sostenimiento. Inicialmente Barton propuso una guía de sostenimiento que presentaba 38 tipos de sostenimiento.

Posteriormente, Grimstad y Barton (1993), propusieron una nueva guía de sostenimiento (ver Figura 51 y Tabla 29).

Figura 51. Estimación de las categorías de sostenimiento, basadas en el índice Q de calidad



Fuente: Barton y Grimstad, 1994

Tabla 29. Tipos de sostenimiento para el índice Q.

Nº	Sostenimiento
1	Sin Sostenimiento
2	Pernos Localizados
3	Anclaje sistemático
4	Anclaje sistemático con 40 a 100mm de hormigón lanzado no reforzado.
5	Hormigón lanzado con fibra reforzada, 50 a 90 mm y anclaje.
6	Hormigón lanzado con fibra reforzada, 90 a 120 mm y anclaje.
7	Hormigón lanzado con fibra reforzada, 120 a 150 mm y anclaje.
8	Hormigón lanzado con fibra reforzada, >150mm, con arcos reforzados en hormigón lanzado y anclaje.
9	Hormigón armado

Fuente: Barton y Grimstad, 1994

7.3.4.4 Índice de Resistencia Geológica, GSI

De acuerdo con Hoek et al. (2005), el GSI fue definido específicamente para estimar la resistencia y deformabilidad de los macizos rocosos. No como herramienta para la selección de sostenimiento. De manera que, es muy adecuada para la modelización geomecánica del terreno, y en consecuencia para la comprobación estructural tenso-deformacional de sostenimientos. En fase de construcción, es especialmente útil para desarrollar “retro análisis”, es decir

para actualizar los parámetros del terreno a partir de los levantamientos del frente y de los datos de monitorización, para con esos nuevos parámetros recalcular el comportamiento estructural del sostenimiento, y eventualmente optimizarlos.

Recientemente se han publicado algunos métodos que permiten mejorar la precisión de la obtención del GSI en macizos diaclasada (ver Figura 52).



Figura 52. Cuantificación de GSI condiciones de las discontinuidades y RQD

<p>GSI INDICE GEOLÓGICO DE RESISTENCIA PARA ROCAS DIACLASADAS</p> <p>Los valores promedio de GSI son estimados de la litología, estructura y condiciones superficiales de las discontinuidades. No trate de ser tan preciso. Estimar un rango de 33 a 37, es una medida más real que establecer GSI=35. Observe que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde están presentes planos estructurales débiles con una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, éstos van a dominar el comportamiento de la masa de roca. La resistencia al cortante de la superficie en rocas que son susceptibles al deterioro por cambios en el contenido de humedad, se reducirá si hay presencia de agua. Cuando se está trabajando con rocas en las categorías regular a muy pobre, puede hacerse un desplazamiento hacia la derecha de la tabla para condiciones de humedad. El manejo de presiones de poros se realiza con un análisis de esfuerzos efectivos.</p>		<p>Condiciones de la superficie de las diaclasas</p> <p>MUY BUENAS Superficies muy ásperas, frescas, sin meteorizar.</p> <p>BUENAS Ásperas, ligeramente meteorizadas, con manchas de oxidación.</p> <p>REGULARES Superficies suaves, moderadamente meteorizadas y alteradas.</p> <p>POBRES Superficies cizalladas ("Slickensided") muy meteorizadas con cubierta compacta de relleno o fragmentos angulares.</p> <p>MUY POBRES Superficies muy meteorizadas con cubierta o relleno de arcilla blanda cubriendo o llenando espacios.</p>				
<p>ESTRUCTURA</p>		<p>Disminución de la calidad de la superficie de las diaclasas →</p>				
<p>INTACTA O MASIVA: Especímenes in situ de roca intacta o masiva con muy pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.</p>	<p>Disminución del entrelace de los pedazos de roca</p> <p>90 80 70 60 50 40 30 20 10</p>					
<p>FRACTURADA ("Blocky"): Masas de roca bien entrelazadas, inalteradas, constituidas por bloques cúbicos formados por tres conjuntos de diaclasas que se intersectan.</p>	N/A					
<p>MUY FRACTURADA (Very blocky): Masa entrelazada, parcialmente alterada constituidas por bloques angulares de múltiples caras, formados por 4 o mas conjuntos de diaclasas que se intersectan.</p>	N/A					
<p>FRACTURADA/ALTERADA/CON-VETAS. Plegada con bloques angulares formados por muchos conjuntos de discontinuidades que se intersectan. Persistencia de los planos de estratificación o esquistosidad.</p>	N/A					
<p>DESINTEGRADA: Masa de roca pobremente entrelazada, fuertemente partida, con una mezcla de pedazos de roca redondeados y angulares.</p>	N/A					
<p>LAMINADA/CIZALLADA: Ausencia de bloques debido al espaciamiento cercano entre los planos débiles de esquistosidad o de cizallamiento.</p>	N/A					

Fuente: Modificado de (Hoek et al., 2013)

7.4 Modelo Hidrogeológico

La construcción de un modelo hidrogeológico debe comenzar con la elaboración de un modelo conceptual

que represente de manera simplificada los elementos del sistema físico y su comportamiento. Este modelo

conceptual debe definir el dominio de la futura modelación, sus limitaciones y la precisión esperada de los resultados. Una vez que se ha elaborado el modelo conceptual, se puede proceder a la elaboración del modelo numérico, que permitirá simular el flujo de agua subterránea y los procesos asociados.

Un modelo hidrogeológico contiene muchos elementos

cualitativos y las interpretaciones son subjetivas. Por lo tanto, la validación del modelo hidrogeológico es fundamental antes de ser empleado como herramienta predictiva. Esta validación deberá apoyarse en los resultados de pruebas de bombeo, los registros de información en pozos de observación, piezómetros y caudales de bombeo del nivel más profundo de la mina.

7.4.1 *Modelo conceptual*

El Modelo Hidrogeológico Conceptual (MHC) se establece como una herramienta fundamental en la minería subterránea. Su función radica en comprender y prever cómo las interacciones entre el agua subterránea y las formaciones geológicas inciden en la estabilidad de las excavaciones. Su elaboración implica la recopilación de datos geológicos, hidrogeológicos e hidrogeoquímicos, y la identificación de elementos clave del sistema hidrogeológico. Este proceso implica

una exhaustiva revisión de datos, análisis técnico y estudios de campo para asegurar su precisión y su capacidad predictiva. El Modelo Hidrogeológico Conceptual (MHC) abarca la geometría de los acuíferos, la caracterización geológica, las unidades hidrogeológicas, tipos de acuíferos, parámetros hidrogeológicos, mediciones piezométricas, hidrogeoquímica y balances hídricos. Este enfoque integral brinda una visión completa del sistema subterráneo.

7.4.1.1 Metodología

La construcción de un modelo hidrogeológico conceptual implica una serie de pasos propuestos para

comprender y prever el comportamiento de las aguas subterráneas en la minería

subterránea, especialmente en el contexto de riesgos geomecánicos. Este proceso incluye:

1. Caracterización de la Zona de Estudio: se inicia con la definición del área de estudio y su escala, estableciendo la base para la modelación.

2. Revisión de información secundaria: la recopilación de antecedentes a través de la revisión de datos de organismos públicos, bases de datos, y estudios previos es fundamental para comprender la geología e hidrogeología de la zona.

3. Trabajo de Campo: realización de labores de campo para recopilar información adicional, como caracterización geológica, inventario de puntos de agua, evaluación geofísica, muestreo de aguas subterráneas y ensayos hidráulicos.

4. Trabajo de Oficina: implica la elaboración de análisis y reportes, incluyendo la realización del balance hídrico, la caracterización hidrogeoquímica y la interpretación de ensayos hidráulicos.

El análisis hidrogeoquímico revela la calidad del agua y su evolución

a lo largo del flujo subterráneo, mientras que la interpretación de ensayos hidráulicos permite determinar las propiedades hidráulicas del acuífero. Además, en la minería subterránea enfocada en riesgos geomecánicos, la geología desempeña un papel determinante, ya que los riesgos geomecánicos están vinculados a las propiedades geológicas del entorno.

La utilización de modelos tridimensionales es vital en este contexto, ya que ofrecen una representación precisa del flujo de agua y del almacenamiento, permitiendo identificar áreas críticas y respaldando la evaluación de riesgos.

Estos modelos resultan fundamentales para prevenir problemas geomecánicos, como inundaciones y deslizamientos en operaciones de minería subterránea. La construcción de un modelo hidrogeológico conceptual es un proceso integral que requiere una comprensión profunda de los sistemas de aguas subterráneas y sus interacciones con la geología local.

7.4.1.2 Construcción del modelo hidrogeológico conceptual

El modelo hidrogeológico conceptual surge del análisis y la integración exhaustiva de información geológica, geofísica, balances hídricos, hidráulica e hidroquímica previamente detallada. Este modelo facilita la identificación y caracterización de sistemas acuíferos, así como de

unidades con limitada capacidad de flujo subterráneo. Además, contribuye a determinar la distribución de puntos de agua, direcciones de flujo, condiciones de recarga y descarga, las características hidrogeoquímicas y parámetros hidráulicos, tal como se representa en la Figura 53.

- **Clasificación de unidades hidrogeológicas**

La clasificación hidrogeológica de las unidades geológicas se fundamenta en tres criterios primordiales: porosidad, permeabilidad y presencia de discontinuidades. Este sistema de clasificación organiza las rocas y suelos en tres tipos principales: acuíferos, que almacenan y conducen agua subterránea; acuitardos, con baja permeabilidad que restringen el flujo de agua subterránea; y acuicludos, impermeables que bloquean el movimiento del agua subterránea.

Esta categorización resulta fundamental para comprender la interacción entre las formaciones geológicas y el agua subterránea, así como su papel en la hidrogeología.

La clasificación hidrogeológica más utilizada es la clasificación de Struckmeier y Margat (1995). Se basa en los tres criterios mencionados anteriormente y es utilizada ampliamente en todo el mundo (Ver Figura 54).

Figura 53. Flujograma modelo hidrogeológico conceptual

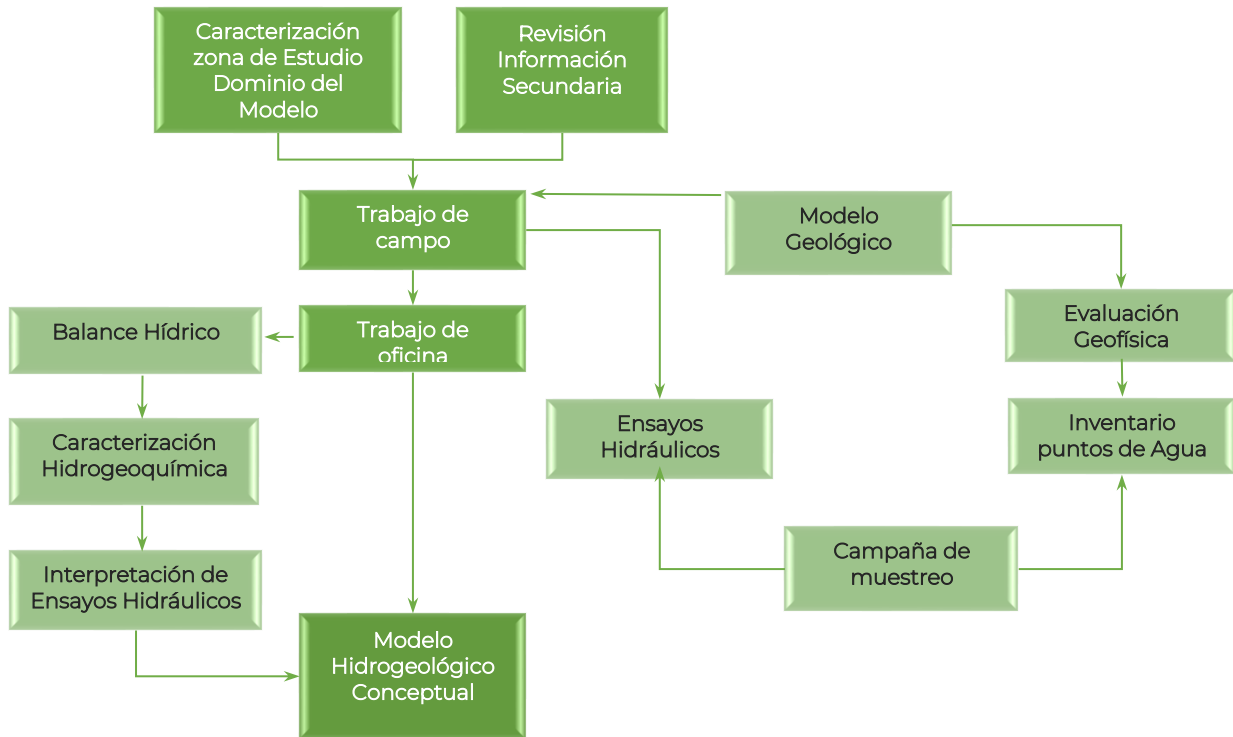
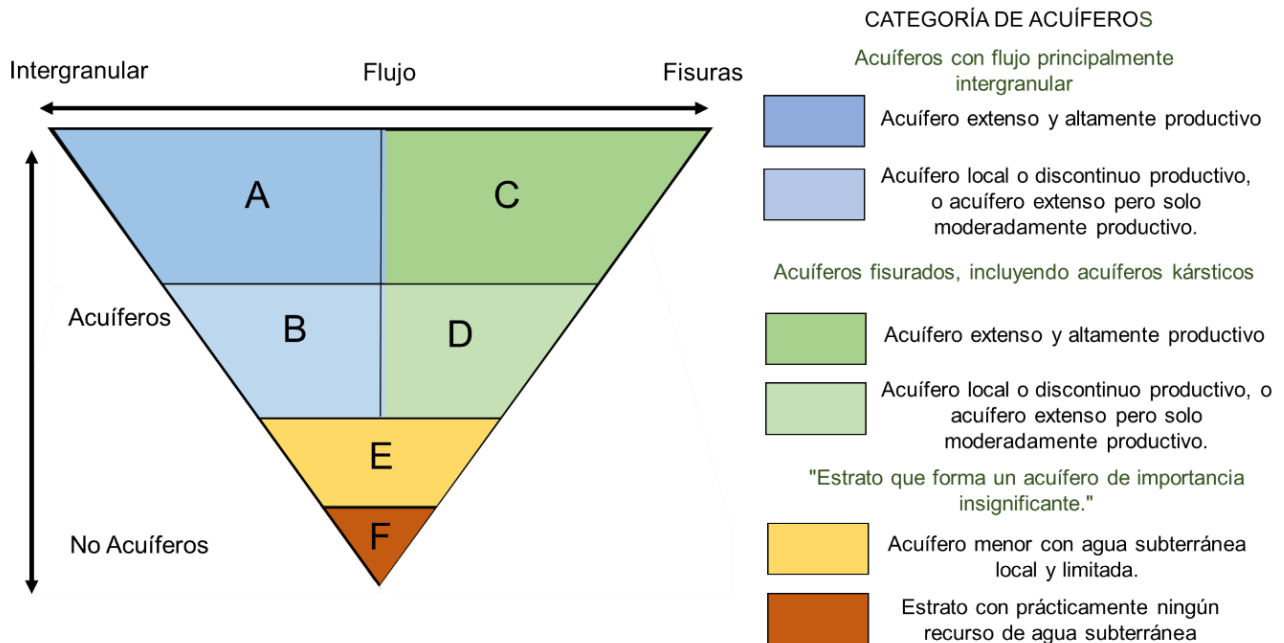


Figura 54. Sistema de clasificación de acuíferos propuesto por Struckmeier



Fuente: Modificado de Struckmeier, W. et al. (1995).

7.4.2 Modelo numérico

El siguiente paso en la construcción de un modelo hidrogeológico implica transformar el modelo conceptual en un modelo numérico de flujo. El modelo conceptual proporciona un marco simplificado pero realista del sistema acuífero, considerando elementos como ríos, límites geológicos, tasas de precipitación, entre otros. En esta fase, estos elementos se representan en un formato numérico mediante la discretización espacial y temporal del área de estudio. Además, se incorporan detalles específicos del acuífero a través de las condiciones de borde. Los atributos básicos que se deben definir en la construcción del modelo numérico son:

- Límites y geometría del área o dominio de modelación.
- Definición de la grilla y discretización horizontal y vertical
- Tipo de modelo (régimen permanente o transiente) y atributos en relación con el tiempo.
- Condiciones de borde y condiciones iniciales.
- Tasas de recarga y otros flujos de entrada/salida.
- Asignación de parámetros al modelo (parámetros de flujo y transporte).
- Selección de pozos de observación y series de datos asociadas.
- Calibración y validación

7.4.3 Toma de decisiones

Los resultados del modelo hidrogeológico son fundamentales para tomar decisiones informadas sobre la seguridad geomecánica en proyectos mineros subterráneos. Estos resultados pueden influir

significativamente en las estrategias para garantizar la estabilidad de las excavaciones y la seguridad de los trabajadores. A continuación, un enfoque más específico en relación con los riesgos geomecánicos:

7.4.3.1 Identificación de zonas de riesgo

Los análisis hidrogeológicos proporcionan información sobre la

distribución de agua subterránea y la permeabilidad de las formaciones rocosas. Esto permite identificar áreas con un mayor potencial de inestabilidad geotécnica. Por ejemplo,

la presencia de acuíferos o capas altamente permeables puede indicar zonas propensas a la saturación de agua y, por lo tanto, a la inestabilidad.

7.4.3.2 Medidas de refuerzo geotécnico

Con base en los resultados hidrogeológicos, se pueden tomar decisiones informadas sobre las medidas de refuerzo geotécnico necesarias. Si se detectan zonas con alta permeabilidad o niveles freáticos elevados, es posible diseñar sistemas de soporte más robustos, como anclajes, mallas o sistemas de inyección de consolidación. Estas medidas fortalecen las excavaciones y previenen colapsos.

7.4.3.3 Control de infiltraciones

Los análisis hidrogeológicos también ayudan a implementar estrategias efectivas para controlar las infiltraciones de agua, especialmente en áreas propensas a la entrada de agua no deseada en las excavaciones. Las soluciones pueden incluir la instalación de sistemas de drenaje, bombeo de agua o barreras impermeables para mantener las excavaciones secas y seguras.

7.4.3.4 Planificación de excavaciones

Los datos hidrogeológicos influyen en la planificación de las secuencias de excavación. Se pueden programar las operaciones para evitar áreas con condiciones geotécnicas desafiantes relacionadas con el agua. Esto minimiza los riesgos y asegura un ambiente de trabajo más seguro.

7.4.3.5 Monitoreo y respuesta

La información hidrogeológica respalda la implementación de programas de monitoreo continuo de los niveles de agua subterránea y la presión del agua. Ante cambios inesperados, como aumentos en la presión hidráulica, se pueden tomar medidas de respuesta rápida para garantizar la seguridad.

En general, los resultados del modelo hidrogeológico permiten tomar decisiones que protejan la seguridad geotécnica en la minería subterránea. Estos datos informan sobre la identificación de zonas de riesgo, el diseño de medidas de refuerzo, el control de infiltraciones, la planificación de excavaciones y la implementación de sistemas de monitoreo. En última instancia, contribuyen a la seguridad de los trabajadores y a la estabilidad de las estructuras subterráneas en el entorno minero.

7.5 Modelo de esfuerzos

La evaluación de las condiciones de esfuerzos, tanto previas como durante la operación de la mina, reviste una importancia crítica, dado que los esfuerzos generados pueden originar acumulaciones de fuerzas que desencadenan la inestabilidad local y global en el macizo rocoso. Por lo tanto, es imperativo definir en un modelo

geomecánico las áreas susceptibles de verse afectadas por estos esfuerzos inducidos, ya sea debido a la profundidad de excavación o a la influencia de niveles de esfuerzo preexistentes elevados. Además, se debe evaluar la capacidad del macizo rocoso para acumular y liberar energía de manera segura.

7.5.1 Esfuerzos naturales e inducidos

En cualquier macizo rocoso en su estado natural, se encuentran presentes componentes de esfuerzos que no son nulas, que resultan de diversos factores, como el peso propio de las capas superiores, la presión confinante y la historia de esfuerzos previos. En las áreas cercanas a la superficie, especialmente en zonas montañosas, los esfuerzos in situ pueden variar significativamente, llegando a aproximarse a valores cercanos a cero en ciertos puntos topográficos, mientras que en otros

puntos pueden alcanzar magnitudes comparables a la resistencia a la compresión de la roca. Los esfuerzos que se presentan en los macizos rocosos pueden clasificarse en dos categorías principales: **esfuerzos naturales**, que se originan de manera inherente, y **esfuerzos inducidos**, que son generados por acciones externas. Además, en la literatura técnica, el término "in situ" se utiliza para referirse a los esfuerzos de cualquier naturaleza que estén presentes en el interior del macizo rocoso.

7.5.1.1 Esfuerzos naturales

Son aquellas encontradas antes de la excavación o en ausencia de actividad antrópica producto de la ejecución de una obra de ingeniería. En este grupo se encuentra:

- **Esfuerzos de tipo gravitatorio**

La componente del esfuerzo debido a la fuerza de gravedad, **esfuerzo vertical σ_v** , resulta del peso de una columna de roca por unidad de

área de un segmento de la corteza terrestre, y se define como

$$\sigma_v = \int_0^z \rho g dz$$

Alternativamente $\sigma_v = \gamma z$

Donde:

ρ : Densidad

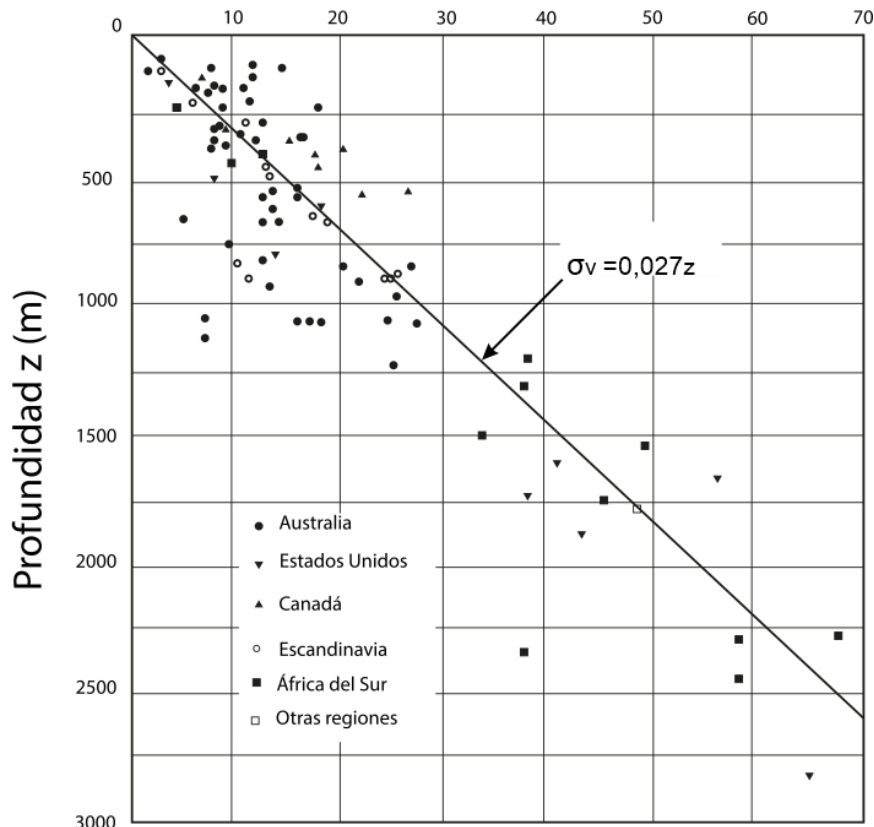
γ : peso específico

g : Aceleración de la gravedad

z : Profundidad

Esta expresión nos indica que el esfuerzo vertical incrementa en magnitud cuando la profundidad por debajo de una superficie horizontal también incrementa. Esta aproximación empírica ha sido ampliamente apoyada en mediciones in situ realizada por varias metodologías en diversos países, Hoek y Brown (1980) presenta la variación del σ_v en función de la profundidad z . El gradiente medio de los esfuerzos corresponde a 0.027MPa/m. Ver Figura 55.

Figura 55. Esfuerzos verticales en función de la profundidad z
Tensión vertical (MPa)



Fuente: Hoek y Brown, 1980

En lo que respecta al esfuerzo horizontal σ_h es más difícil su determinación, pues este depende de la historia geológica del macizo rocoso, del tectonismo, topografía, anisotropía del material Etc. Considerando un macizo rocoso continuo, homogéneo, isotrópico, con comportamiento lineal elástico, tectónicamente no perturbado y en regiones de topografía horizontal, el esfuerzo horizontal σ_h es calculado a través de las relaciones de elasticidad:

$$\sigma_h = \frac{u}{1-u} \sigma_v$$

Donde u es el coeficiente de Poisson y varía entre 0.15 y 0.35 para las rocas. Esta fórmula propuesta por Terzaghi y Richart (1952) ha sido utilizada de manera errada, ya que se aparta de los valores medidos en situaciones reales en profundidades de interés de la ingeniería de minas. De forma general

el esfuerzo horizontal σ_h producto de la carga gravitatoria se expresa como:

$$\sigma_h = K_o \sigma_v$$

Donde K_o es el denominado coeficiente de presión de tierras. Algunos autores proponen varias fórmulas para la determinación analítica de K_o , Sheorey (1994), basándose en las propiedades deformacionales de la roca, sugiere utilizar la siguiente expresión:

$$K_o = 0.25 + 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

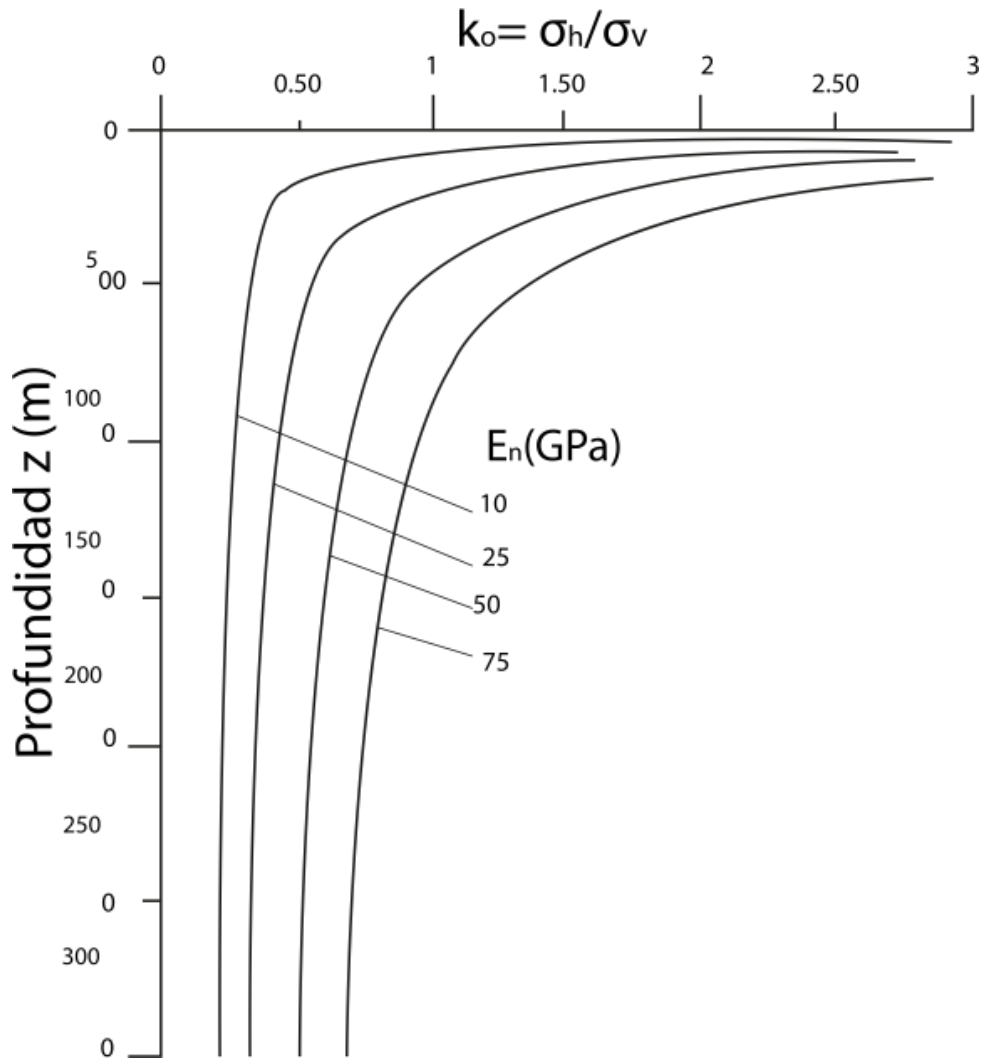
Donde:

z: Profundidad en metros

Eh: Módulo de deformación en GPa de la parte superior de la corteza terrestre, medido en dirección horizontal.

En la Figura 56 están graficadas las curvas que representan la ecuación de Sheorey para un intervalo de valores del módulo de deformación.

Figura 56. Relación K_o para diferentes valores de módulo de deformación con base en la ecuación de Sheorey

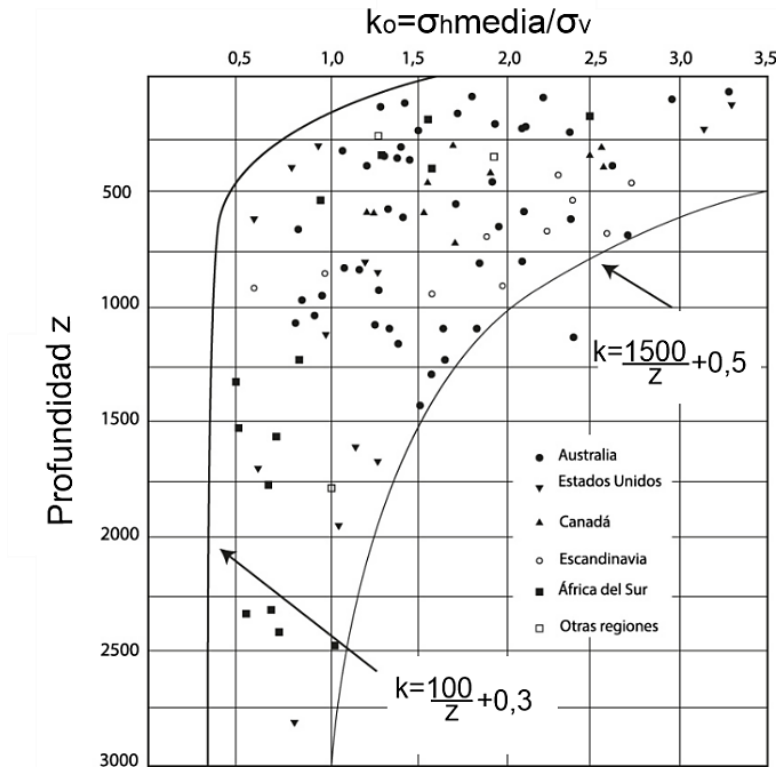


Fuente: Hoek, 2000

Cuando se analiza la variación K_o , se observa que a profundidades menores a 500m los valores de K_o son muy variables. Según Zoback (1993), la posible explicación de los valores de

esfuerzo horizontal en esta zona puede ser atribuida a la existencia de los esfuerzos tectónicos en la superficie de la corteza terrestre. Ver Figura 57.

Figura 57. Variación de la relación entre K_0 y la profundidad z



Fuente: Hoek y Brown, 1980

- *Esfuerzos de origen tectónico*

Estos esfuerzos están asociados al movimiento relativo de las placas tectónicas y son producto de las fuerzas motrices en el manto de la tierra. La estimación tanto de la orientación y magnitud de estos esfuerzos es una tarea difícil y depende de las deformaciones correspondientes a los movimientos tectónicos y actividades sísmicas (Hees, 1996).

- *Esfuerzos de origen térmico y residual*

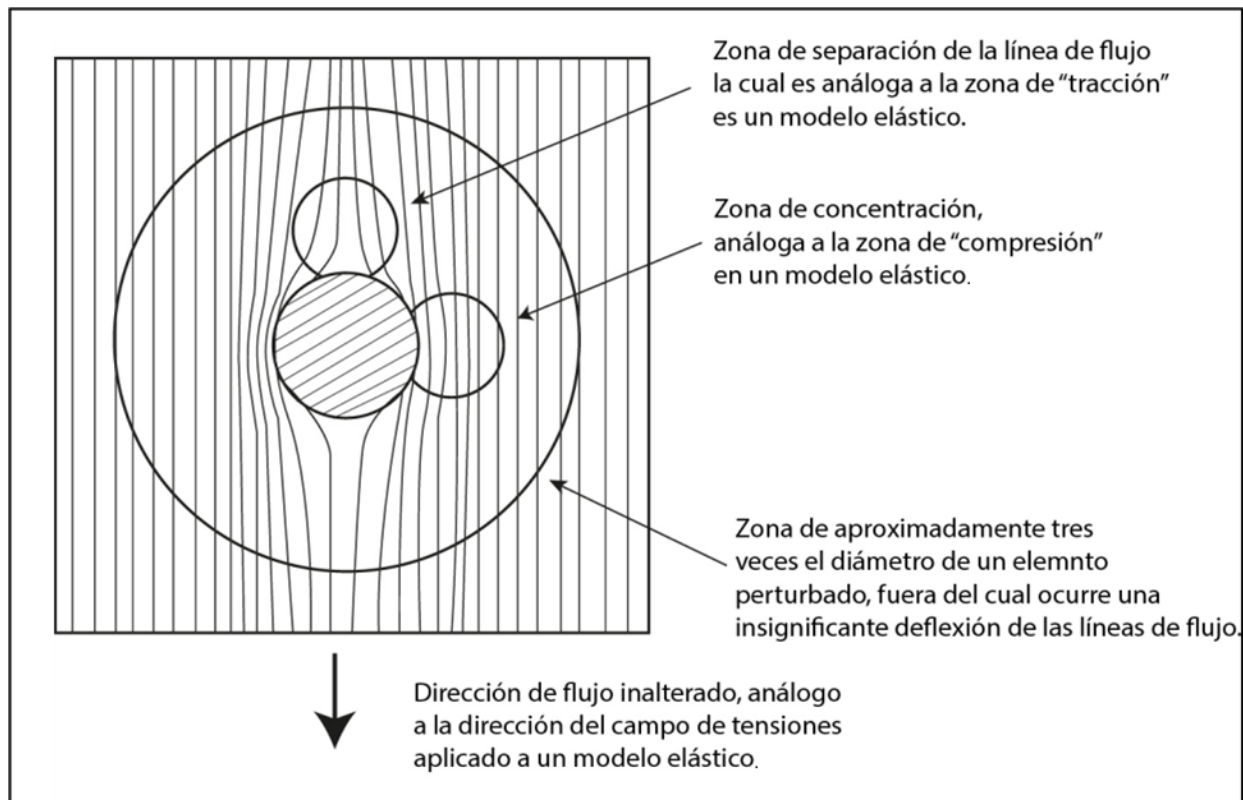
Los Esfuerzos de Origen Térmico, se producen como resultado de las variaciones de temperatura. A medida que las rocas se calientan o se enfrían experimentan expansiones o contracciones que generan esfuerzos internos que pueden influir en la estabilidad del macizo rocoso y pueden llegar a afectar en su comportamiento mecánico. Por otra parte, los esfuerzos residuales son el resultado de la historia de carga y deformación de la roca a lo largo del tiempo (ejemplo, sedimentación y erosión).

7.5.12 Esfuerzos inducidos

Antes de llevar a cabo la excavación, el macizo rocoso se encuentra en un estado de equilibrio bajo la influencia de esfuerzos naturales uniformemente distribuidos. Sin embargo, al iniciar la excavación, se produce una alteración en el campo de esfuerzos naturales, dando lugar a la formación de un campo de esfuerzos inducidos. Un estudio realizado por Hoek y Brown en 1980, ilustra esta

perturbación en el macizo rocoso, utilizando una analogía entre las líneas de flujo en un cuerpo de agua y el campo de esfuerzos que actúa alrededor de una excavación. De manera análoga, se puede observar este mismo fenómeno en las cercanías de una excavación subterránea, donde las trayectorias de los esfuerzos muestran zonas de concentración o relajación (ver Figura 58).

Figura 58. Deflexión de las líneas de flujo alrededor de una excavación circular



Fuente: Hoek y Brown, 1980

7.5.2 Métodos de determinación de los esfuerzos

Las técnicas para estimar los esfuerzos se dividen en dos categorías: cualitativas y cuantitativas. Las primeras se centran en indicadores

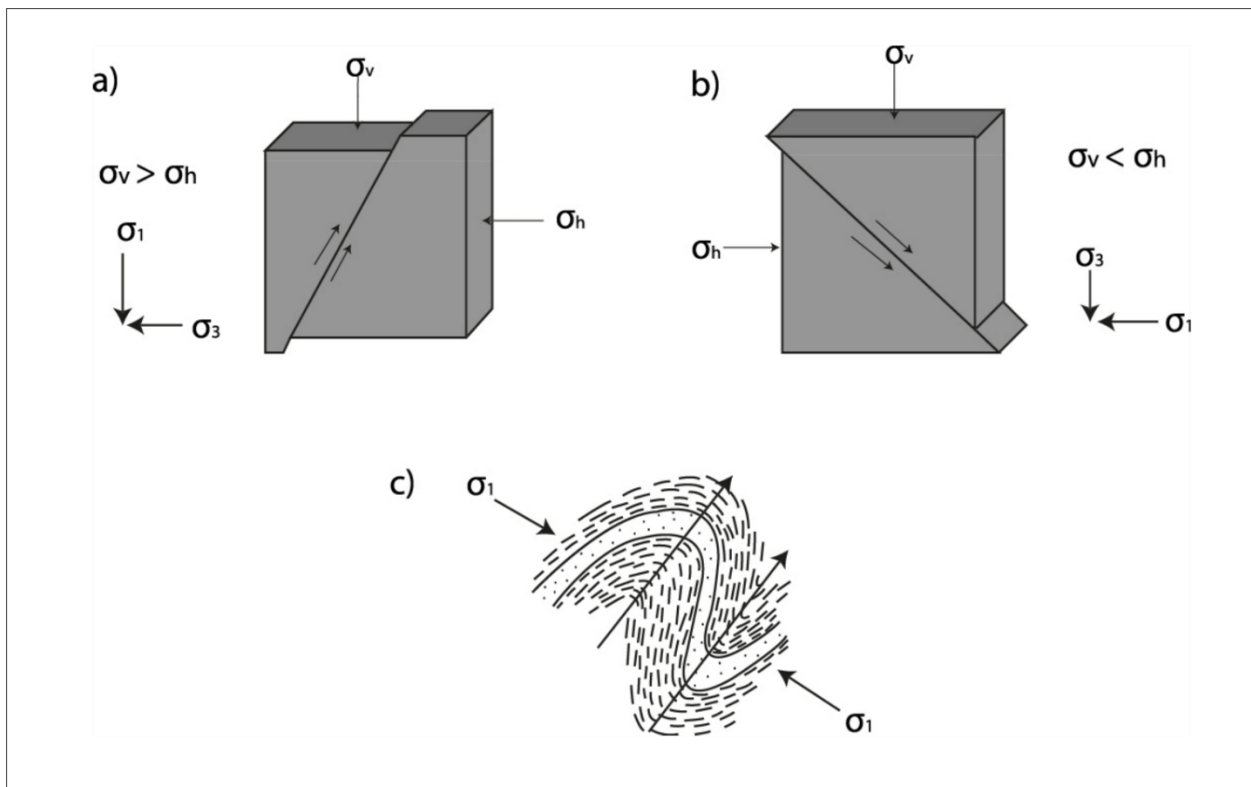
geológicos y sismológicos, mientras que las segundas incluyen métodos para medir la deformación *in situ*.

7.5.2.1 Métodos cualitativos para la determinación de esfuerzos in situ

La dirección y movimiento de las placas tectónicas pueden ser determinadas por la interpretación del mecanismo focal de grandes terremotos. Aunque, se obtienen

mejores resultados estudiando las estructuras geológicas, a través de las cuales, es posible inferir la dirección de los esfuerzos principales (ver Figura 59).

Figura 59. Desarrollo de fallas y pliegues en relación con los esfuerzos principales. a). falla normal, b). Falla inversa c). Pliegue. (adaptación de Goodman, 1980)



Fuente: Introducción a la ingeniería de túneles, 2004

7.5.2.2 Métodos cuantitativos para la determinación de los esfuerzos in situ

Dado que el campo de esfuerzos en el macizo rocoso no puede ser medido directamente, se recurre a la medición de deformaciones. Esto se

realiza en sondeos, afloramientos, o en las paredes de las galerías subterráneas. Los métodos cuantitativos se dividen en:

- **Métodos directos**

- ◆ Fracturación hidráulica.
- ◆ Restitución de tensiones
- ◆ Gato hidráulico plano
- ◆ Liberación de tensiones
- ◆ CSIR Doorstopper
- ◆ USBM Deformación gage
- ◆ LNEC Triaxial Solid Inclusion Cell
- ◆ CSIRO Triaxial Hollow Inclusion Cell

- **Métodos indirectos**

- ◆ Borehole breakout
- ◆ Emisiones acústicas

Todos los métodos se complementan unos con otros y cada uno tiene sus ventajas y desventajas. Todas las técnicas de medición de esfuerzos perturban el macizo rocoso para crear una respuesta que pueda ser medida y analizada a partir de modelos teóricos para calcular el tensor de esfuerzos in situ.

7.5.2.3 Mapa mundial de esfuerzos

El Proyecto del Mapa Mundial de Esfuerzos, que reunió la colaboración de 18 países en 1992, tuvo como objetivo principal recopilar una base de datos global sobre los esfuerzos tectónicos contemporáneos. La versión más reciente de este mapa, actualizada en 2016, cuenta con un total de 42,870 registros de datos de diversas regiones

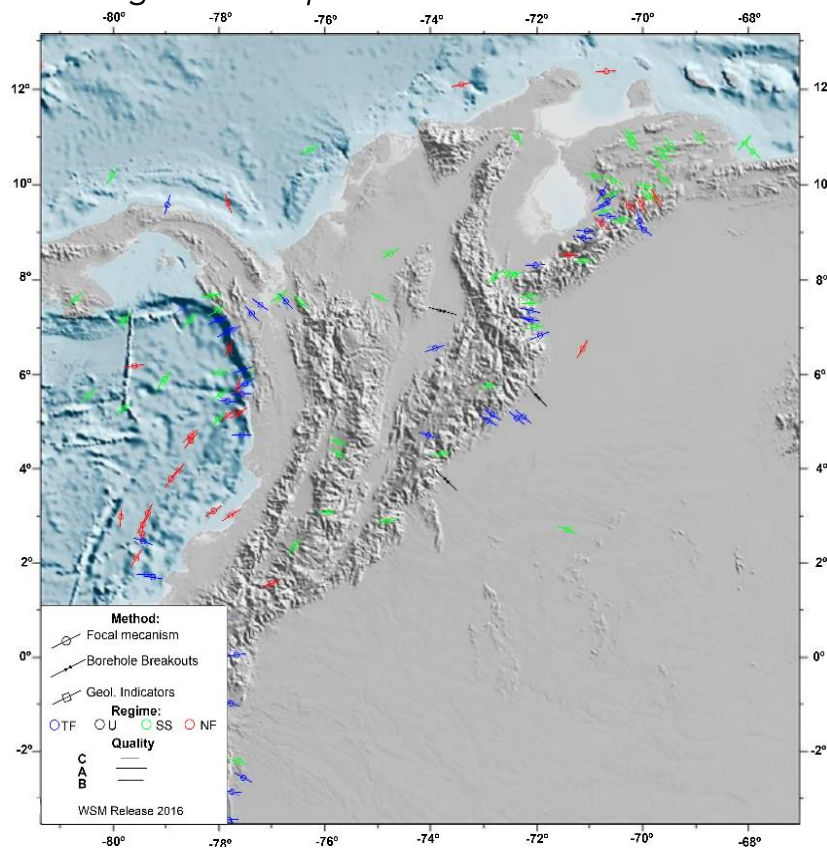
del mundo, y está disponible para acceder en el sitio web www.world-stress-map.org

El Mapa Mundial de Esfuerzos (WSM, 2016) puede resultar una herramienta valiosa para realizar estimaciones preliminares sobre la dirección de los esfuerzos que podrían

presentarse en Colombia. Dado que la dirección y magnitud de estos esfuerzos son fundamentales en el diseño de excavaciones subterráneas, es indispensable llevar a cabo ensayos in situ. Aunque es factible estimar los esfuerzos in situ utilizando la teoría de Sheorey, la gráfica de

esfuerzos/profundidad de Hoek & Brown o el Mapa Mundial de Esfuerzos; se recomienda, ya que resulta óptimo obtener estos datos mediante ensayos de esfuerzos in situ, con el objetivo de garantizar una mayor fiabilidad en el modelo que se va a desarrollar (ver Figura 60).

Figura 60. Mapa de esfuerzos en Colombia



Fuente: WSM, 2016

7.6 Dominios geomecánicos

Después de completar la construcción del modelo geomecánico, el siguiente paso en el proceso de diseño consiste en

establecer o subdividir el modelo en áreas conocidas como "dominios geomecánicos". Estos dominios se caracterizan por tener similitudes en

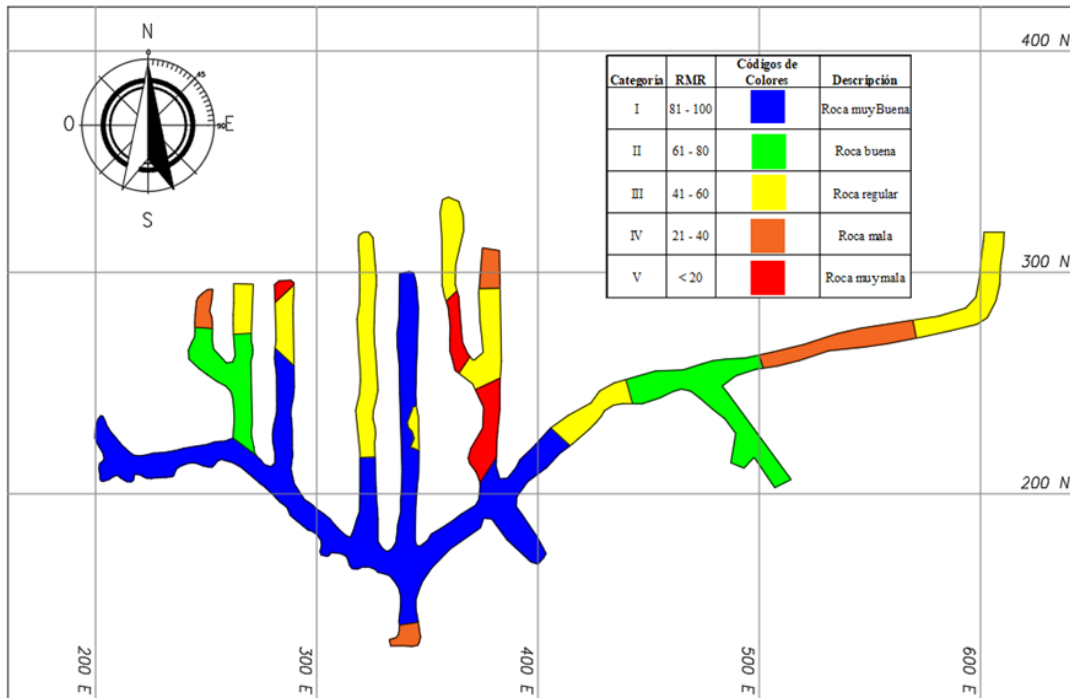
las propiedades geomecánicas o por ser considerados homogéneos en términos de comportamiento. (Ver Figura 61). Para la definición de estos dominios geomecánicos se deben considerar, entre otras, las siguientes variables:

- Propiedades geomecánicas del macizo rocoso
- Mecanismo de falla
- Grado de riesgo
- La dirección de avance de la excavación

- El tipo de sostenimiento
- El tiempo de exposición de abierta la excavación
- Método de excavación

No hay un enfoque universal que defina cómo se deben seleccionar los criterios para la zonificación del macizo rocoso. Esta elección está influenciada por las particularidades de cada proyecto y depende en gran medida de la discreción del experto a cargo de esta tarea.

Figura 61. Dominios geomecánicos según propiedades del macizo rocoso



7.7 Diseño geomecánico

El diseño geomecánico es un proceso fundamental en la ingeniería de mecánica de rocas y se refiere a la planificación y ejecución de estrategias para garantizar la estabilidad y seguridad de estructuras o

excavaciones subterráneas. Las actividades y procesos que se realizan en esta etapa deben estar debidamente documentados y deben contener como mínimo las siguientes fases:

7.7.1 Selección del método de explotación

Los métodos de explotación se describen como configuraciones geométricas utilizadas para aprovechar un yacimiento específico. En consecuencia, se trata de la estrategia de subdividir el depósito mineral en áreas adecuadas para la extracción de manera eficiente desde una perspectiva tecnológica y económicamente factible.

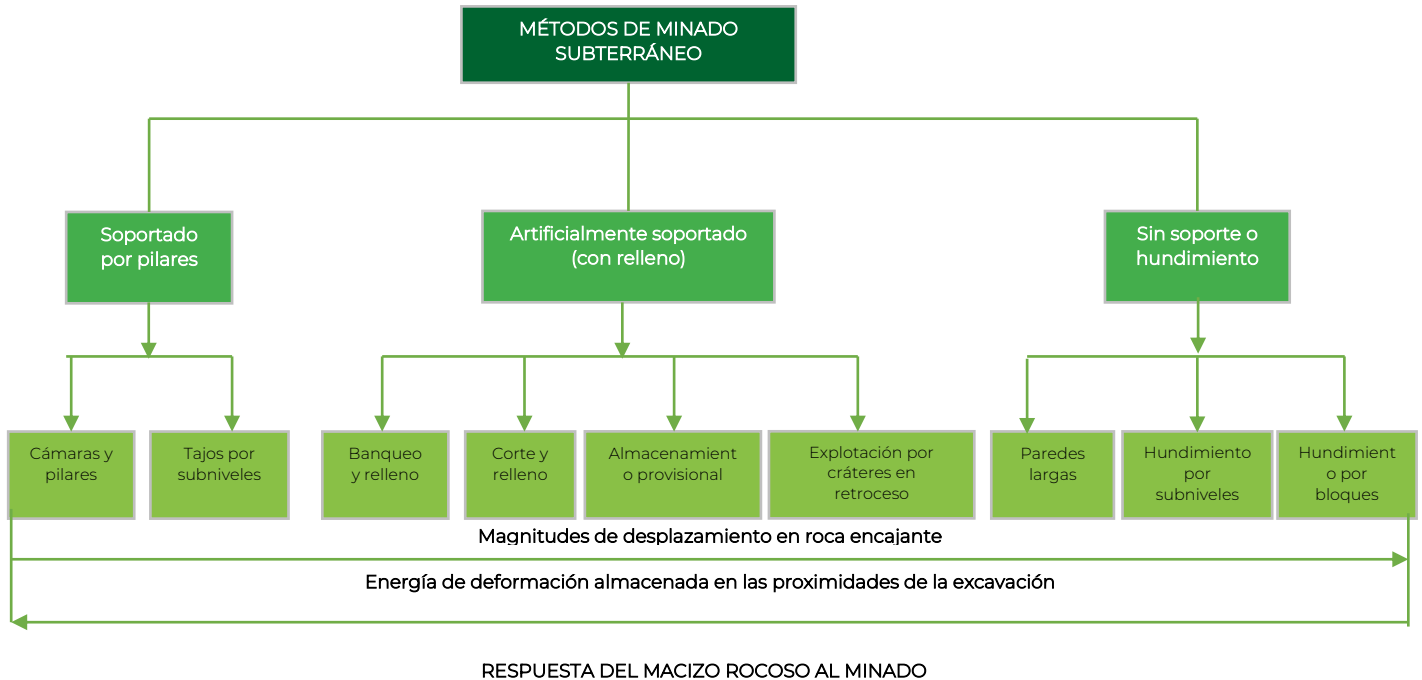
Elegir el método de explotación adecuado desde la perspectiva de la mecánica de rocas es un paso inicial para garantizar la seguridad, la eficiencia y la viabilidad de cualquier proyecto minero subterráneo, por lo cual se deben considerar los siguientes factores para su elección:

- Profundidad y geometría del yacimiento

- Propiedades geomecánicas del macizo rocoso.
- Tipo de mineralización y distribución de sus leyes.
- Condiciones ambientales
- Requisitos de seguridad
- Eficiencia y costos
- Normativas y regulaciones.

Los criterios propuestos por B.G.H. Brady y E.T. Brown (2005) para clasificar los métodos de explotación subterránea, basados en características geomecánicas, consideran dos aspectos fundamentales. Primero, se evalúa la magnitud de los desplazamientos en la roca circundante, y segundo, se analiza la energía de deformación almacenada cerca de la excavación. En la Figura 62, se detalla la división resultante según estos criterios.

Figura 62. Clasificación de métodos de explotación según respuesta del macizo rocoso al minado



Nota: la figura define los métodos de minería subterránea comúnmente aplicados. Fuente: B.G.H. Brady y E.T. Brown, 2005

7.7.2 Determinación del tamaño y formas óptimas de la excavación y orientación dentro de cada dominio geomecánica

La planificación y el diseño de una excavación subterránea demandan una cuidadosa consideración del tamaño, la forma y la orientación, con el fin de garantizar la estabilidad del proyecto y salvaguardar la seguridad de quienes participan en

su realización. Este proceso involucra una evaluación detallada de las condiciones geomecánicas específicas del entorno y la aplicación de las técnicas de ingeniería adecuadas para mitigar los riesgos asociados a la excavación subterránea.

7.7.2.1 Tamaño de una excavación

El dimensionamiento de una excavación debe estar en sintonía con las propiedades geomecánicas del macizo rocoso circundante. Cuando estas condiciones no permiten la ampliación de la excavación y se intenta forzar, se genera un riesgo potencial, a menos que se tomen medidas para controlar la estabilidad.

Cuando la excavación se amplía en tamaño, las superficies del techo, las paredes o las áreas expuestas están sujetas a estructuras geológicas más prominentes en el macizo rocoso. En consecuencia, los bloques y las cuñas que se mantenían autocontenidos cuando la excavación era más pequeña pueden volverse inestables (ver Figura 63).

Figura 63. Tamaño de la excavación



Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

7.7.2.2 Forma de la excavación

La forma que se elige para el contorno de una excavación subterránea puede tener un impacto sustancial en las condiciones de estabilidad del macizo rocoso circundante. En términos generales, las formas angulares o esquinadas, como las formas rectangulares, pueden generar condiciones desfavorables, ya que tienden a concentrar esfuerzos en

puntos críticos, aumentando así el riesgo de falla. Sin embargo, el "efecto arco", que se logra mediante el arqueado del techo de la excavación, elimina estas concentraciones de esfuerzos críticos y crea una abertura más estable, reduciendo significativamente el riesgo de falla y favoreciendo la estabilidad de la excavación (ver Figuras 64 y 65).

Figura 64. Forma desfavorable de una excavación



Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

Figura 65. Forma favorable de una excavación



Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

7.7.2.3 Orientación de la excavación

La seguridad en la minería subterránea varía según la dirección en la que se avanza con la excavación. La dirección preferencial de avance se determina según la característica estructural dominante del macizo rocoso. Excavar en la dirección preferencial ofrece condiciones más

favorables para la estabilidad. En cambio, excavar en una dirección menos favorable podría comprometer la estabilidad del macizo rocoso a lo largo de la vida útil de la mina, lo que representa un riesgo de caída de rocas (ver Figura 66 y 67).

Figura 66. Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad.

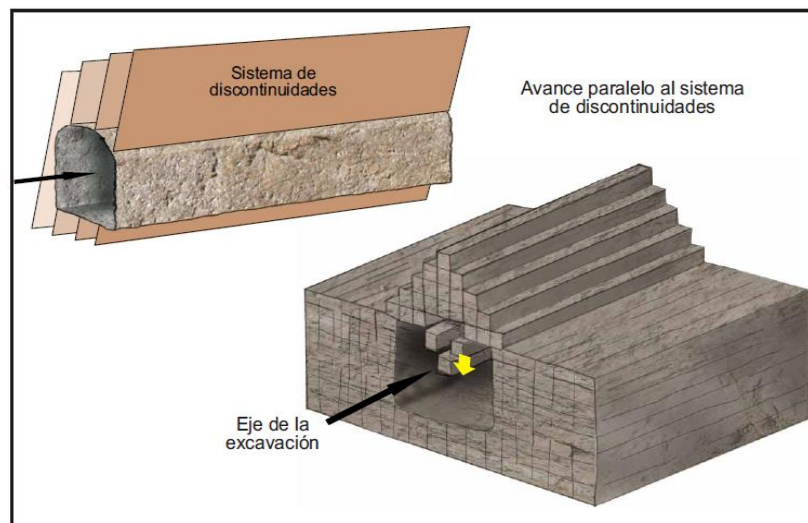


Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma perpendicular a la excavación, las

mismas que presentan buena estabilidad.

Figura 67. Condiciones de avance muy desfavorable para la estabilidad.



Fuente: Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea, 2004

La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma

paralela a la excavación, las mismas que presentan inestabilidad.

7.7.3 Evaluación de los mecanismos para controlar la caída de rocas

La evaluación de los mecanismos para controlar la caída de rocas es un aspecto crítico en la gestión de riesgos en la minería subterránea. Esta evaluación implica analizar y comprender las condiciones geomecánicas específicas del macizo rocoso en la mina, así como las características de la excavación y los métodos de minería utilizados.

Se deben considerar varios factores, como la geometría de la excavación, la dirección preferencial de

avance, la magnitud de los esfuerzos en la roca, la resistencia del macizo rocoso y la posible actividad sísmica.

La gestión de estos riesgos suele requerir la implementación de medidas específicas, como sistemas de monitoreo sísmico y diseños de sostenimiento adecuados para controlar las cargas estáticas y dinámicas. Además, evaluaciones exhaustivas antes de proceder con la extracción de pilares de roca.

7.7.4 Reducción del efecto de las voladuras en el macizo rocoso

Las operaciones de perforación y voladura en la minería subterránea pueden ocasionar daños significativos en la roca, de no ejecutarse de manera adecuada. Estos daños suelen afectar principalmente el perímetro de la excavación, y las consecuencias pueden variar desde problemas de estabilidad en el macizo rocoso hasta la dilución del mineral, mayor necesidad de sostenimiento, daños en equipos y, en los casos más graves, incluso pérdidas de vidas humanas.

El objetivo fundamental del proceso de voladura es lograr la fragmentación deseada de la roca con el menor daño posible al macizo remanente. Para minimizar los daños en la roca circundante, se han desarrollado técnicas bajo el concepto de "voladura controlada". Esto implica prácticas como la perforación adecuada, la distribución precisa de la carga en los taladros, la gestión de tiempos de retardo y la secuencia de detonación.

Las recomendaciones clave para reducir los daños en el macizo rocoso debido a la voladura incluyen la determinación del índice de volabilidad y el factor de potencia del macizo rocoso, la consideración de la potencia relativa en peso del explosivo, la evaluación de las propiedades geomecánicas del macizo, la orientación de la cara libre con respecto a las discontinuidades, el uso

de equipos de perforación de alta precisión, la selección adecuada del diámetro del taladro, la disposición de cargas explosivas desacopladas, y la monitorización de vibraciones y daños en la superficie. Finalmente, se destaca la importancia del monitoreo de eventos como el ruido de roca y la actividad micro sísmica, lo que puede indicar la necesidad de ajustes en el esquema de voladura.

7.7.5 Selección del sistema de sostenimiento

No existe un enfoque predefinido para la planificación del sostenimiento en excavaciones en roca, posiblemente debido a la necesidad de adaptar el diseño a una serie de variables, tales como la profundidad, la configuración y las dimensiones de la excavación, la presencia de agua, las regulaciones y las especificaciones del proyecto, entre otros factores.

Desde la aparición de las teorías clásicas de carga, propuestas por Terzaghi en Estados Unidos en 1945 y por Protodyakonov en Rusia en 1952, actualmente en desuso. Surgieron enfoques recientes para el diseño del soporte, que pueden clasificarse en tres categorías, según lo indicado por Rockscienc en 2001:

7.7.5.1 Métodos empíricos

Principalmente derivan de las Clasificaciones Geomecánicas, siendo las más ampliamente utilizadas hasta la fecha las desarrolladas por Bieniawski en 1989, Barton en 1974 y Laubsher en 1978. Además, Palmström

en 1995 también propuso una metodología para el diseño del sostenimiento en rocas basada en la aplicación del Índice del Macizo Rocosos RMI. Los métodos empíricos no consideran ni el estado de esfuerzos iniciales del macizo rocoso antes de la excavación ni los cambios en los

esfuerzos inducidos por la excavación misma. Además, no permiten calcular el Factor de Seguridad (FS) de los elementos de sostenimiento.

7.7.5.2 Métodos analíticos

Estos enfoques se fundamentan en los conceptos de plastificación de la roca y la rigidez del sistema de sostenimiento, y a menudo se les denomina métodos de interacción roca-sostenimiento o también métodos de confinamiento-convergencia. En términos visuales, se representan mediante una curva característica del terreno (CCT) que relaciona la presión interna con la deformación radial, que se traduce en la convergencia de la excavación. Estos métodos analíticos pueden ser

extremadamente útiles al dimensionar elementos de sostenimiento temporal, ya que consideran todos aquellos factores que no son tenidos en cuenta en los métodos empíricos.

7.7.5.3 Métodos numéricos

Considerando las restricciones inherentes a los métodos empíricos y analíticos para el diseño de excavaciones y el estudio de la interacción entre la roca y el sostenimiento, surge una tercera opción: los métodos numéricos. Estos métodos se apoyan en las relaciones tensión-deformación que rigen el comportamiento mecánico del terreno y se basan en la resolución de ecuaciones diferenciales para analizar el comportamiento del sistema.

7.8 Criterios de aceptación de los diseños

Las labores mineras subterráneas, para poder realizar sus operaciones de una forma técnica y

segura, deben cumplir con unos criterios de aceptación como se menciona a continuación.

7.8.1 Factor de seguridad

Se define como la relación entre la resistencia o capacidad de soporte de un sistema (capacidad (C)) y las fuerzas actuantes sobre ese sistema (demanda(D)).

Factor de seguridad (FS):
Capacidad (C)/ Demanda (D)

En el caso de excavaciones subterráneas, su complejidad geomecánica aumenta debido a la variabilidad de las fuerzas actuantes, influenciadas por factores como la profundidad, el área de excavación y el tipo de roca, entre otros. Para garantizar la estabilidad del sistema de soporte, se debe determinar el tipo de sostenimiento específico que se debe emplear para cada caso en particular. Esto permite estimar un valor adecuado del factor de seguridad.

En ingeniería de minas el factor de seguridad (FS) es el criterio de aceptación del diseño más ampliamente utilizado, y el equilibrio límite se logra cuando el factor de seguridad tiene un valor de 1.0, por debajo de este valor se da la probabilidad de falla del diseño. Por tal motivo, en condiciones de alto incertidumbre tanto en la capacidad

como en la demanda del sistema, el factor de seguridad se debe aumentar.

La falla de un sistema de sostenimiento ocurre cuando el (FS) es menor que 1.0; por otro lado, cuando FS es mayor que 1.0, el sistema de sostenimiento se define como estable. Según E. Hoek et al., (1995) un factor de seguridad de 1,3 se considera adecuado para excavaciones temporales, mientras que entre 1,5 y 2,0 generalmente se considera suficiente para excavaciones permanentes. Las labores mineras subterráneas generalmente están sujetas a esfuerzos dinámicos inducidos por excavaciones, procesos de voladura y otros factores mencionados; por lo tanto, se estima que un factor de seguridad de aceptación del diseño de los sistemas de sostenimientos de 1,5 es apropiado.

7.9 Diseño seguro del sostenimiento

El propósito del sostenimiento en excavaciones subterráneas es garantizar, controlar y preservar su estabilidad, con el objetivo de ofrecer condiciones seguras de trabajo y facilitar el acceso a las operaciones subterráneas. El diseño requiere la previa realización de modelos geológicos, estructurales, del macizo rocoso, hidrogeológicos, de esfuerzos,

definición de dominios geomecánicos, diseño geomecánico y determinar los criterios de aceptación estos diseños.

El diseño de cada mina se basará en las condiciones mecánicas observadas en ubicaciones específicas durante la inspección en la mina. En este capítulo se analizará el estado actual del sostenimiento, evaluando su

efectividad en cada labor en función de sus dimensiones. La implementación del sostenimiento se llevará a cabo mediante procedimientos seguros. Después de comprender las condiciones mecánicas de la mina, se procederá al diseño del sostenimiento, con el objetivo de asegurar su eficacia en la implementación.

En cuanto a los diversos tipos de diseño para estabilizar las excavaciones mineras, pueden incluir el uso de madera (entibación) o acero (fortificación). A continuación, se describen los tipos de sostenimiento.



7.9.1 Entibación

Es un sistema de sostenimiento en madera, utilizados para proporcionar soporte temporal a las paredes de una excavación subterránea. El propósito principal de la entibación es prevenir el colapso de las rocas circundantes y garantizar la seguridad de los trabajadores durante la construcción o la explotación de una mina.

El diseño de estos elementos, como puerta alemana, puerta boca de pescado, cuadro, basenola, escaleras, canastas y tacos, sigue un proceso específico. Inicialmente, se crean esquemas del sistema y se desarrollan

modelos estáticos simples. Posteriormente, se lleva a cabo una evaluación de la presión utilizando diversas metodologías como las propuestas por Protodiakonov, Everling y Terzaghi. Se determinan los diagramas de momentos máximos, esfuerzos cortantes máximos y las secciones sujetas a estos momentos y cortantes, estableciendo las dimensiones correspondientes. En caso de que estas dimensiones resulten excesivas, se realizan modificaciones. Finalmente, se efectúan verificaciones de esfuerzos permisibles para las dimensiones y el material (madera). Si los criterios de

aceptación no se cumplen, se opta por dimensiones mayores y se repiten los cálculos hasta que los valores más bajos de los esfuerzos permitan un uso seguro.

Si el lector se encuentra en la búsqueda de una guía sólida y completa que aborde las fórmulas y procedimientos matemáticos para el diseño de sostenimiento en minas subterráneas, el libro *Design of Supports in Mines*; escrito por Biron y Arioglu (1983) destaca por ofrecer un profundo conocimiento en los principios fundamentales y las

metodologías necesarias para concebir sistemas de soporte eficaces en la industria minera.

Desde los conceptos más básicos hasta las aplicaciones prácticas más avanzadas, este libro es una referencia imprescindible para ingenieros y profesionales del sector minero, proporcionando una valiosa perspectiva que abarca todo el espectro de la disciplina.

7.9.2 Fortificación

La fortificación en la minería subterránea es una actividad dentro del ciclo minero, representando un requisito fundamental para el acceso seguro a los depósitos minerales. Esta surge como una operación unitaria indispensable que vela por la estabilidad de las infraestructuras subterráneas, tales como galerías, cavernas y túneles. Esta práctica no solo reviste importancia para salvaguardar la seguridad de los trabajadores, sino que también garantiza la integridad de las estructuras subterráneas, consolidando su posición como un

componente dentro del proceso minero.

La implementación de esta operación se lleva a cabo mediante diversas técnicas y materiales especializados. Elementos como arcos de acero, malla electrosoldada, pernos de anclaje, concreto lanzado o shotcrete, palancas hidráulicas y escudos autoavanzantes desempeñan un papel fundamental. La combinación estratégica de estos elementos forma parte integral del proceso de fortificación, colaborando de manera conjunta para asegurar la resistencia y durabilidad de las infraestructuras mineras.

El proceso de cálculo para determinar las dimensiones y especificaciones de estos elementos se encuentra detallado en la bibliografía mencionada en el apartado anterior. Esta referencia proporciona las

directrices y metodologías necesarias para realizar evaluaciones precisas de cada componente de sostenimiento mencionado, contribuyendo así al diseño efectivo y seguro.

7.10 Inspecciones geomecánicas

En este numeral, se llevará a cabo un análisis geomecánico basado en la recopilación de datos de campo (discontinuidades). La razón principal de este estudio es obtener información sobre la interacción del macizo rocoso con la excavación, centrándose en la estabilidad, resistencia y seguridad de las labores. Se llevará a cabo un análisis geomecánico fundamentado en la recolección de datos de campo (discontinuidades).

Un estudio de este tipo proporciona una comprensión clara de las condiciones geomecánicas presentes en la mina. La inspección geomecánica permite identificar las estructuras presentes y cómo afectan la estabilidad del sostenimiento.

La inspección del comportamiento de la madera, ya que su deformación puede indicar los esfuerzos que está soportando y su origen. Esta característica representa una gran ventaja en este tipo de

sostenimiento, ya que advierte y muestra posibles colapsos en la labor. Observar detenidamente estas señales aportan datos para prevenir, en la medida de lo posible, el colapso de la labor minera (ver Figura 68).



Figura 68. Observaciones sostenimiento



Nota: la figura muestra el mecanismo de falla por flexión de un cápiz y una palanca de madera.

El análisis geomecánico se llevará a cabo utilizando herramientas apropiadas, como el uso de software que permita analizar la estabilidad de cuñas y visualizar las discontinuidades, así como su intersección. Asimismo, se

realizará la determinación y análisis de los esfuerzos generados por la excavación, con el fin de implementar el refuerzo más efectivo, ya sea mediante madera o acero.

7.10.1 Auscultación

La implementación de un sistema de auscultación dentro de una explotación minera subterránea se encuentra orientado a la identificación del comportamiento de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, al momento de realizarse una excavación donde no solo se identifican las presiones mineras sino además cómo estas afectan la estabilidad de la labor, lo que permitirá corregir oportunamente zonas de

riesgo a causa de factores geotécnicos que pudieran surgir.

Los objetivos principales de la auscultación de una mina subterránea son:

- Obtener información de la respuesta del terreno.
- Proporcionar control de la ejecución de la excavación.
- Verificar parámetros y modelos de diseño.

- Medir el comportamiento del sostenimiento durante y después de la excavación.
- Dar aviso de cualquier tendencia crítica para la seguridad.
- Predecir tendencias futuras de los parámetros monitorizados.

En cierto modo, el control y auscultación del terreno requiere: la comprensión de la geología estructural, de las propiedades de las rocas, de las aguas subterráneas y de los regímenes de tensión del terreno, así como de la forma en que interaccionan estos factores.

Las variables o parámetros principales (geométricos, mecánicos,

hidráulicos) que van a determinar las anomalías, y que deben ser controladas según los condicionantes de la mina, por el sistema de auscultación para su análisis podrían ser:

- Movimientos, desplazamientos (horizontales, asientos verticales) tanto en superficie como en interior.
- Vibraciones (superficie e interior) (si en el método constructivo se utilizan explosivos).
- Deformaciones en el sostenimiento y el terreno; reducción de dimensiones de secciones (en el interior).

7.11 Inspecciones a los elementos de sostenimiento

Con la finalidad de identificar el estado de los elementos de sostenimiento en las labores mineras subterráneas y establecer medidas de control y mejoramiento, a continuación, se describe una serie de parámetros y requisitos aplicables que permiten evaluar de manera precisa las condiciones presentes de una excavación y que, además de la inspección visual, se implementan herramientas aplicables en el desarrollo y ejecución de la valoración de las características que precisan e

integran la estabilidad del macizo rocoso.

Como primera medida es fundamental que el diseño del sostenimiento se adecue al tipo de terreno y a sus características geomecánicas y a su vez se delegue una persona capacitada para realizar inspecciones y monitoreos periódicos al mismo, con el fin de, detectar irregularidades y condiciones inseguras dadas por la inestabilidad de la excavación, caída de roca y/o

deformaciones que se pudieran presentar por presiones originadas sobre los elementos que conforman el sostenimiento de la labor minera.

Esta información y su análisis permitirán tomar las medidas preventivas necesarias para corregir los errores incurridos y/o causados por las mismas condiciones del macizo rocoso, donde, para tal caso se referirán a los siguientes lineamientos y pasos a seguir para la ejecución de las actividades de inspección:

- Delegar a un responsable para realizar la inspección del sostenimiento, que cuente con el conocimiento y experiencia certificada
- Identificar y verificar las áreas a inspeccionar y sus condiciones.
- Diseñar y establecer un cronograma de inspección.

- Implementar el cronograma de inspección de acuerdo con las fechas establecidas, teniendo en cuenta el mantenimiento preventivo y correctivo del sostenimiento.
- Identificar hallazgos y cuantificar condiciones subestándares.
- Realizar un plan de acción ante hallazgos identificados y llevar a cabo el respectivo seguimiento y control.
- Registrar y elaborar un informe de cumplimiento donde por medio de indicadores se establezca la efectividad del plan de acción ante irregularidades en el sostenimiento evaluando y mitigando riesgos.

Es de vital importancia identificar y tener en cuenta dentro de la inspección del sostenimiento parámetros como: auscultación, desabombe y herramientas, los cuales se describen a continuación.

7.11.1 Desabombe

- El personal encargado del desabombe o desate de rocas deberá hacer uso como primera instancia de todos sus elementos de protección personal (casco con portalámparas, lámpara con batería, protector respiratorio y protector auditivo, guantes, gafas de

seguridad, botas de seguridad, overol con reflectivos y cinturón minero) asimismo, deberá poseer excelente condición física y debida capacitación y experiencia para realizar procedimiento de desabombe en los frentes donde se requiera.

- Se debe verificar y asegurar las condiciones de la labor donde se realice y registre el monitoreo de gases identificando que se encuentre dentro de los valores límites permisibles establecidos en el decreto 1886 de 2015.
- Revisar y seleccionar la herramienta adecuada que para tal caso se emplea una barretilla con longitud conforme a la sección del área.
- Se deberá ubicar la barretilla a un costado en un ángulo de 45° (la persona encargada debe situarse fuera de la trayectoria de caída de la roca)
- Detectar las rocas sueltas con la punta de la barretilla de acuerdo con el sonido: sonido hueco, proceder a hacerlas caer; sonido metálico (fino), se trata de roca firme.

7.12 Documentación y registro de condición geomecánica insegura

La documentación referente a los planes de sostenimiento debe estar en la mina y ser de conocimiento del personal que labora en ella, es necesario capacitar al personal en cuanto a condiciones de seguridad y manejo de los registros para que el riesgo disminuya y se cree conciencia del autocuidado. Para ello se requiere la implementación de protocolos de toma de información y registros en la mina. pudieran surgir.

Dentro de la documentación y registro se requiere:

- Un plano geomecánico donde se determinen las zonas de inestabilidad de la mina, este debe estar visible, bien sea en boca de mina o en un sitio cercano a la mina.
- Implementar una planilla donde se consigne la información y datos de los puntos críticos de la mina.
- Registro diario de inspección visual de los elementos de sostenimiento por parte del personal de seguridad.
- Si se tiene algún otro método de inspección como cintas de convergencia, extensómetros de varillas, etc. Se debe realizar la respectiva medición y consignar los datos en la planilla diaria.
- Cumplir a cabalidad el plan de sostenimiento propuesto para evitar posibles situaciones de peligro.

7.13 Procedimientos de intervención frente a condiciones geomecánicas inseguras

El procedimiento de intervención ante condiciones geomecánicas inseguras constituye un conjunto de pasos, que posibilita la pronta identificación de potenciales

amenazas para la seguridad de las operaciones mineras. Su propósito principal radica en el control y la mitigación proactiva de los posibles daños que podrían surgir.

7.13.1 Inspección y diagnóstico del estado del sostenimiento

Se debe realizar la inspección de los frentes de explotación, tanto en labores de desarrollo como de preparación. Este proceso tiene como objetivo detectar posibles problemas de inestabilidad, desprendimientos de rocas y deformaciones en los elementos de sostenimiento, garantizando condiciones de seguridad. Una vez completada esta labor, se procederá a informar al personal del frente sobre las tareas a realizar, que incluyen la posible evacuación de la carga, el desabombe del techo inmediato y la preparación y transporte del material de sostenimiento al frente de la mina. Además, se llevará a cabo la instalación de sostenimiento, siguiendo parámetros específicos de acuerdo con el tipo requerido (entibación o fortificación).

7.13.2 Evaluación de las condiciones inseguras

Se debe determinar la magnitud de los problemas presentados, evaluando la gravedad y la extensión de estos. Así como registrar los daños en el sostenimiento, para poder evaluar las condiciones inseguras para los trabajadores y el funcionamiento de toda la operación.

7.13.3 Evaluación del riesgo

Identificar y hacer un análisis del nivel de riesgo presentado, se debe realizar la evaluación de la probabilidad de que ocurra cada riesgo identificado, asignando valores como alto, medio y bajo, los cuales clasifican el nivel del riesgo. Además, se debe realizar la evaluación del impacto teniendo en cuenta las posibles consecuencias en caso de materializarse los riesgos.

7.13.4 Implementación de medidas inmediatas de seguridad

Se tomarán medidas inmediatas de acuerdo con la evaluación del riesgo, estas medidas pueden incluir el reforzamiento temporal de los elementos de sostenimiento, restricción de acceso a las labores y el retiro de equipos y estructuras que puedan ser afectadas por los problemas geomecánicos.

7.13.5 Análisis y evaluación de las condiciones geotécnicas

Se realiza el análisis y evaluación de las condiciones geomecánicas por parte del profesional, este análisis incluye el diagnóstico geomecánico y la situación actual; además del uso de modelado geomecánico en software, junto con las recomendaciones y plan de intervención con las medidas específicas a tomar.

7.13.6 Planificación de medidas correctivas

Se debe llevar a cabo un plan de gestión de riesgos que considere cada uno de los riesgos identificados, implementando líneas de acción que permitan mitigar, eliminar, sustituir y realizar controles de ingeniería.

7.13.7 Monitoreo periódico

Una vez se implemente el plan de acción y las correspondientes medidas correctivas, se ejecutará un monitoreo periódico que permita evaluar continuamente los riesgos y los respectivos avances de las medidas tomadas en los denominados puntos críticos, lugares con mayor probabilidad de falla.

7.13.8 Reevaluación de las condiciones

Con los monitoreos realizados se hará una reevaluación de las condiciones, para poder establecer si las medidas tomadas están siendo efectivas y si la zona se encuentra estable y segura.

7.13.9 Capacitación e inspecciones de rutina

Es fundamental garantizar una comunicación continua con los trabajadores, dado que son ellos quienes participan activamente en el día a día y tienen una mayor conciencia de las condiciones cambiantes presentes en la mina.

Por lo tanto, se debe realizar un cronograma de capacitación a los trabajadores, que incluya la identificación, evaluación e

implementación de medidas preventivas y/o correctivas necesarias.

7.13.10 Informe de condiciones geomecánicas inseguras

Se debe mantener un registro de las condiciones de los puntos que se hayan clasificado como críticos.



7.14 Disponibilidad de recursos

Los titulares, operadores y empresas mineras deberán definir y asignar todos los recursos humanos, económicos, técnicos y tecnológicos en la gestión del riesgo de accidentes en las actividades mineras subterráneas

(Decreto 944 de 2022 y NTC 6620 de 2022).

Para el cumplimiento de lo anterior se propone la siguiente metodología (ver Tabla 30).

Tabla 30. Actividades relacionadas con la disponibilidad de recursos

ACTIVIDAD	DESCRIPCIÓN
Identificación de las actividades	Con los resultados de los estudios de comportamiento geomecánica del yacimiento, la valoración del riesgo efectuado, y la clasificación del nivel de criticidad de la mina, se establecen todas las actividades de control de tipo operativo y administrativo que lleven a su mitigación.
Determinación de tiempos	Hace referencia a la necesidad de adquisición o conformación de los elementos relacionados en la identificación de actividades. Se deberán proyectar los tiempos según el nivel de criticidad de los riesgos geomecánicos.
Evaluación de costos y presupuestos	La alta dirección deberá estructurar un presupuesto que permita asegurar el cumplimiento efectivo de todos los procesos, estudios y recursos determinados para la gestión del riesgo.
Evaluación de recurso de personal técnico	La empresa deberá tener el personal idóneo para ello, y en caso de no satisfacer este requisito, deberá realizar procesos de formación para personal propio o en su defecto contratar servicios externos.
Evaluación de recursos tecnológicos	Se deberá tener instrumentos de medición que permitan cuantificar, modelar y almacenar los datos que describan los cambios estructurales presentes en las diferentes labores mineras.
Asignación de responsables de la ejecución de recursos	La alta dirección debe designar el o los responsables de la ejecución de cada uno de los requerimientos que comprenden la disponibilidad de recursos y los aspectos que lo componen.
Optimización de recursos	La naturaleza en el avance del proyecto minero generalmente puede llevar a cambios en el plan de trabajo, como consecuencia de la presencia inesperada de anomalías geológicas y estructurales que no se tenían referenciadas en la evaluación inicial del yacimiento o en los estudios técnicos realizados, las cuales alteran de manera directa la planificación de los recursos definidos.
Seguimiento y control a los recursos	Las empresas se pueden soportar en el área de control interno, que dentro de sus funciones específicas tiene la de que todas las actividades que se trabajen en conjunto se realicen alineadas con los objetivos propuestos que llevan a un funcionamiento óptimo de la empresa minera.

Nota: la tabla muestra una metodología para la disponibilidad de recursos para la gestión de riesgos por fallas geomecánicas.

7.15 Instrumentación y/o monitoreo

La instrumentación y el monitoreo son aspectos fundamentales dentro de la vida útil del plan de sostenimiento en minería, ya que permiten garantizar la seguridad de las operaciones, la integridad de las estructuras subterráneas y la eficiencia en la extracción de minerales. Es decir, el monitoreo tiene múltiples propósitos y puede ser beneficioso tanto desde una perspectiva de investigación como desde una perspectiva operativa.

En términos de investigación, el monitoreo brinda la capacidad de comprender las condiciones en el área donde se planificará la excavación subterránea, así como detectar cambios en esas condiciones a medida que las operaciones mineras se expanden o profundizan. Desde un punto de vista operativo, el monitoreo se utiliza para verificar el comportamiento del soporte instalado, ajustar los modelos y las restricciones de diseño, y prevenir situaciones de riesgo que no sean aceptables.

7.15.1 Planificación de un programa de instrumentación y/o monitoreo

Para un programa de instrumentación y monitoreo, se debe seleccionar y ubicar estratégicamente una variedad de instrumentos de medición, como extensómetros, piezómetros, sismógrafos y distanciómetros láser, entre otros, de acuerdo con los riesgos y variables geomecánicas específicas de la mina. Estos instrumentos se instalan en áreas clave para recopilar datos en tiempo real o a intervalos programados.

La instrumentación principalmente permite la recopilación de datos de referencia que caracterizan las

condiciones iniciales del sitio, incluyendo deformaciones, presiones, movimientos sísmicos, y otras variables. Estos datos sirven como punto de partida para la evaluación de cualquier cambio subsiguiente durante la operación de la mina. Asimismo, proporciona información crítica para la validación y calibración de los modelos geomecánicos utilizados en el diseño y planificación de la excavación subterránea. Y, aunque la instrumentación puede incluir mediciones en tiempo real que permiten una respuesta inmediata a eventos o condiciones anómalas

dentro de la mina, es mediante el monitoreo como fase posterior, el que se encarga de hacer un análisis continuo de los datos que se obtienen, con el fin de detectar tendencias, tomar decisiones informadas y, en última instancia, garantizar la seguridad y estabilidad de la

excavación subterránea a lo largo del tiempo.

En la figura 69, se presenta un esquema de la planificación de un programa de instrumentación y monitoreo.

Figura 69. Esquema de la planificación de un programa de instrumentación y monitoreo



Nota: la figura describe cada una de las etapas de un programa de instrumentación y monitoreo. Fuente: Modificado de Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Revista Osinergmin [en línea]

7.15.2 Tipos de monitoreo y herramientas necesarias

El monitoreo puede ser categorizado en dos grupos principales: monitoreo de desplazamientos y monitoreo de esfuerzos y presión de poros. Estos dos tipos de monitoreo no solo se

centran en la geometría de las excavaciones, sino que también analizan cómo influyen los soportes en el comportamiento del macizo rocoso y las estructuras subterráneas.

7.15.2.1 Monitoreo de desplazamientos

Se refiere al proceso sistemático de medir y registrar con precisión cambios en la posición o movimiento de estructuras geomecánicas, rocas, suelos y elementos de soporte instalados en una mina subterránea, garantizando la estabilidad y seguridad

de las excavaciones subterráneas, para lo cual se utilizan instrumentos geodésicos y geomecánicos. Se tienen 2 tipos de monitoreo de desplazamientos:

- **Monitoreo de desplazamientos superficiales:** es fundamental para la seguridad y la eficiencia de las operaciones mineras. Este monitoreo implica el uso de una variedad de instrumentos de alta precisión (GPS, estación total, distanciómetros, equipos láser, entre otros.). Su propósito es medir y registrar de manera continua y precisa los cambios en la posición y geometría de las excavaciones subterráneas y las deformaciones que sufren estructuras de soporte a lo largo del tiempo, todo esto desde la superficie. Este enfoque permite evaluar la convergencia de galerías, la deformación de las estructuras y

cualquier desviación con respecto al diseño planificado.

- **Monitoreo de desplazamientos al interior del macizo:** es un proceso más crítico que involucra la utilización de instrumentos especializados, como extensómetros, cables DTR, inclinómetros, entre otros. Su objetivo principal es medir y registrar con alta precisión los cambios y movimientos que ocurren dentro de la roca circundante a las excavaciones subterráneas. Es decir, evaluar las deformaciones y la convergencia o divergencia de las galerías

subterráneas. Asimismo, poder detectar inclinaciones o desplazamientos que son vitales

para poder evaluar la estabilidad en el macizo rocoso en puntos específicos.

7.15.2.2 Monitoreo de esfuerzos y presión de poros

Es un proceso que involucra la utilización de instrumentos geomecánicos especializados, como celdas de carga, piezómetros y manómetros. Por el lado de los esfuerzos, su objetivo principal es medir y registrar con precisión las tensiones incluyendo la compresión, tensión y cizallamiento que pueden afectar la estabilidad de las estructuras mineras y el macizo rocoso. Lo cual proporciona información para garantizar que los sistemas de soporte distribuyan adecuadamente las cargas, pues los esfuerzos pueden surgir debido a la carga de la roca sobre las excavaciones, la interacción entre las estructuras de soporte y el macizo, y otros factores geomecánicos. Por otra parte, el monitoreo de la presión de poros permite conocer la presión ejercida por los fluidos, como el agua subterránea o los gases, en los poros o espacios interconectados de la roca circundante a las excavaciones. De esta manera al conocer las variaciones de estas, se puede comprender cómo la

presencia y el comportamiento de los fluidos pueden afectar igualmente la estabilidad del macizo y la estructura de soportes al no controlarlos a tiempo.

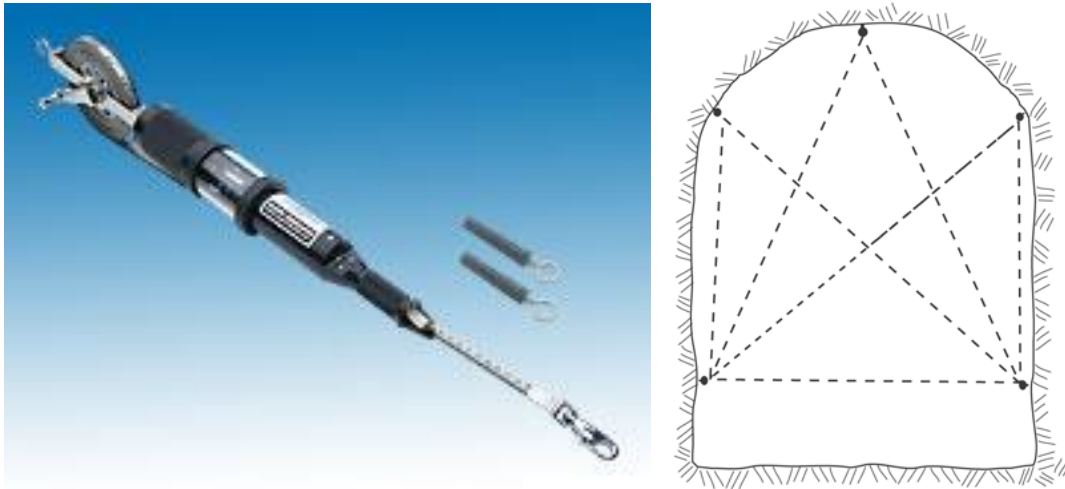
De este modo, para llevar a cabo el programa de monitoreo, existen una variedad de herramientas de instrumentación disponibles que permitirán obtener datos específicos para poder llevar un correcto seguimiento de la mina. Cada herramienta cuenta con sus propias capacidades y aplicaciones. Sin embargo, la elección de las herramientas a utilizar recae en los responsables del plan de sostenimiento, quienes seleccionarán cuidadosamente aquellas que mejor se adapten a las necesidades y desafíos particulares de cada proyecto minero. En la Tabla 31 se muestran las herramientas típicas más usadas para el monitoreo. En la figura 70, se muestra un ejemplo de un instrumento de monitoreo (extensómetro de cinta digital).

Tabla 31. Herramientas asociadas con la implementación del tipo de monitoreo

	TIPO DE MONITOREO			
	DESPLAZAMIENTOS SUPERFICIALES	DESPLAZAMIENTOS EN EL INTERIOR DEL MACIZO	ESFUERZOS	PRESIÓN DE POROS
HERRAMIENTAS	GPS	Cables TDR (Receptor de distancia entre 2 túneles)	Cables vibrantes	Celdas de presión
	Instrumentos de Topografía (brújulas, nivelantes, teodolitos)	Inclinómetros (fijos y portátiles)		Piezómetros de punta abierta o de Casagrande
	Hitos de nivelación	Monitoreo de vibraciones	Celdas de carga	Piezómetro de tubo de cabeza variable
	Estación total	Reflectores prismáticos	Medidores de esfuerzo cortante	Piezómetro de carga estática
	Distanciómetro	Columna inclino extensométrica		Piezómetro de cuerda vibrante
	Fisurómetros	Sistemas de monitoreo de convergencias	Medidores de tensión	Sensores de presión diferencial
	Equipo láser 3D	Extensómetro de varilla	Sistemas de microsismicidad	Sensores de humedad
	Extensómetros <ul style="list-style-type: none"> • Cinta de convergencia • Vara telescópica 	Pernos extensométricos		Sensores de temperatura
	Fotogrametría Terrestre	Cable bolt extensométrico	Sensores de tensión de cables	Manómetros de presión de poros
	Clinómetros	Georradar (GPR)		

Nota: la tabla muestra las herramientas de instrumentación de monitoreo. Fuente: Modificado de Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Revista Osinergmin [en línea]

Figura 70. Extensómetro de cinta digital



Nota: la figura muestra un extensómetro de cinta digital para el monitoreo de una excavación subterránea con su respectiva imagen de aplicación. Fuente: <https://durhamgeo.com/products/digital-tape-extensometer/>

7.15.2.3 Herramientas para recolección y análisis de datos de monitoreo

La recolección y análisis de datos de monitoreo dentro del plan de sostenimiento implica el uso de una variedad de herramientas y métodos especializados, que siempre van a estar enfocados en garantizar la seguridad y la estabilidad de las operaciones. De esta manera, las herramientas y los sensores adecuados, junto con un análisis competente de los datos resultantes, permiten tomar medidas preventivas y correctivas para garantizar el éxito y la sostenibilidad de la mina subterránea.

Para asegurar una recolección de datos y estrategias de análisis apropiadas, acordes al entorno del macizo rocoso, las empresas mineras deben formalizar procedimientos detallados. Estos procedimientos deben especificar la naturaleza y la periodicidad de la información a recopilar, los métodos de recolección y análisis de datos, las responsabilidades del personal involucrado y los planes de acción específicos para cada tipo de monitoreo o método de análisis. Este enfoque estructurado garantiza la efectividad y precisión en la evaluación del macizo rocoso (ver Tabla 32).

Tabla 32. Relación de las actividades de monitoreo y el método de análisis

ACTIVIDADES	MÉTODO DE ANÁLISIS
Recolección de datos de monitoreo	Selección de parámetros
	Elección de herramientas
	Ubicación de las herramientas o sensores
	Sistemas de monitoreo continua
	Frecuencia de muestreo
Análisis de monitoreo	Preprocesamiento de dato
	Identificación de patrones y tendencias
	Modelado y simulación
	Comparación con estándares y diseños
	Generación de informes
	Toma de Decisiones y Acciones Correctivas
	Monitoreo Continuo
Herramientas necesarias para realizar el análisis de los datos obtenidos en el monitoreo	Software de Análisis Geotécnico
	Software de Modelado Numérico
	Software de Visualización 3D
	Sistemas de Información Geográfica (SIG)
	Software de Dibujo Asistido por Computador (CAD)
	Software Estadístico
	Herramientas de Programación
	Sistemas de Adquisición y Almacenamiento de Datos
	Software de Generación de Informes

Nota: la figura muestra relación entre actividades y métodos de análisis de monitoreo.

7.16 Procedimientos de trabajo seguro (PTS) para la gestión del riesgo causado por fallas geomecánicas y definición de los aspectos mínimos en el diseño.

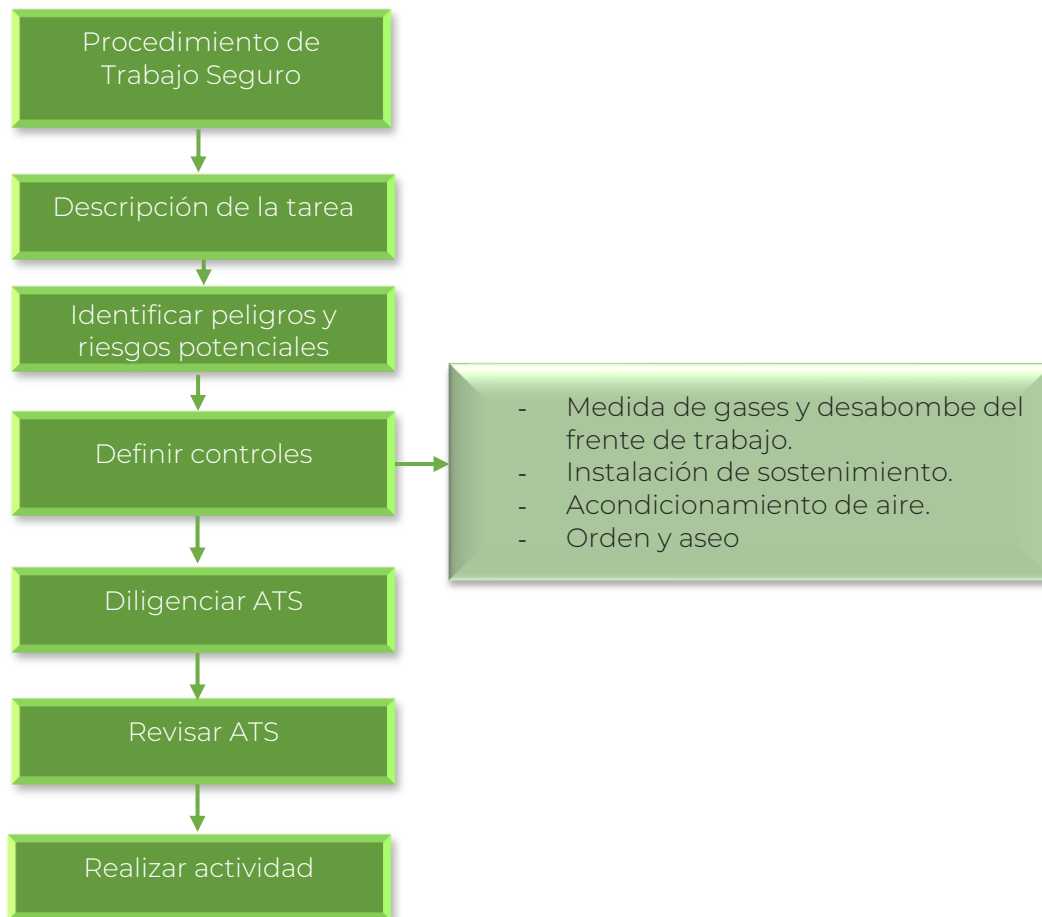
Los Procedimientos de Trabajo Seguro (PTS) son protocolos minuciosos y específicos destinados a salvaguardar la seguridad de los trabajadores y preservar la integridad de las operaciones mineras. La falta de seguimiento preciso de estos procedimientos puede provocar desprendimientos incontrolados de rocas, generar perturbaciones no deseadas en el macizo circundante y afectar la seguridad tanto de los operarios como de la maquinaria e infraestructura de la mina.

Los procedimientos deben ser conocidos por los operarios que realicen actividades y tareas anteriormente relacionadas y deben ser capacitados en los PTS establecidos por la organización minera. Estos PTS deben estar registrados dentro del plan

de sostenimiento y hacer parte del Sistema de Gestión de la Seguridad y Salud en el Trabajo (SG-SST).

Este documento debe contener como mínimo lo siguiente, (ver Figura 71).

Figura 71. Procedimiento de trabajo seguro



Además de lo anterior se necesita:

- **Descripción de la tarea:** Descripción de la tarea específica a realizar.
- **Pasos detallados:** Se enumera la secuencia de pasos a seguir para completar la tarea.

- **Equipamiento necesario:** Se debe especificar equipos y herramientas para llevar a cabo la tarea, incluyendo los elementos y equipos de protección personal.
- **Requisitos de capacitación:** Se indican los requisitos en cuanto a capacitación y certificación para la realización de la tarea.
- **Medidas de seguridad:** se debe hacer una descripción detallada de las medidas de seguridad específicas que pueden darse durante la realización de la tarea.
- **Evaluación de los riesgos:** Se hace una evaluación de los riesgos relacionados con la tarea y se darán recomendaciones sobre cómo minimizar o eliminar el riesgo.
- **Procedimientos de emergencia:** Se establecerá el procedimiento que se debe seguir tras la ocurrencia de una emergencia o accidente durante la realización de la tarea.
- **Responsabilidades:** Se realiza la asignación de las responsabilidades específicas para los trabajadores y supervisores, para garantizar que sigan los procedimientos de manera adecuada.
- **Fecha de revisión:** Los PTS deben revisarse y actualizarse si cambia alguna parte del proceso, equipos o normativas de seguridad.
- **Solicitar los formatos de ATS y Permisos de Trabajo.** El encargado de hacer la labor de sostenimiento solicitará los formatos al departamento de seguridad, pertinentes para poder desarrollar la actividad. En este ítem ya se deben portar todos los EPP.
- **Diligenciar los formatos de Análisis de Trabajo Seguro (ATS) y Permisos de Trabajo es una responsabilidad fundamental.** El trabajador deberá completar estos documentos siguiendo una serie de pautas clave:
 - ◆ Especificar el nombre de la tarea que se llevará a cabo durante la jornada laboral.
 - ◆ Indicar el área donde se desarrollará la actividad.
 - ◆ Registrar la fecha de elaboración de dichos formatos y la fecha prevista para la ejecución de la tarea.
 - ◆ Detallar el equipo o herramientas que se utilizarán en la tarea.
 - ◆ Mencionar los elementos de protección personal requeridos para llevar a cabo

la actividad de manera segura.

- ◆ Dividir la actividad en pasos sucesivos para facilitar su ejecución.
- ◆ Evaluar los peligros asociados a cada paso y determinar su potencialidad, así como las posibles consecuencias de cada riesgo.
- ◆ Para aprobar el ATS, el responsable deberá firmar el documento. Esto servirá como el inicio formal de las labores y como evidencia de

que todos los participantes son conscientes de los riesgos potenciales inherentes a las actividades que se llevarán a cabo.

- **Instalación del tipo de sostenimiento.** De acuerdo con el estudio geomecánico obtenido, se debe instalar el sostenimiento de una manera segura.

7.17 Procedimiento Operativo Normalizado (PON) para la respuesta a emergencias por incidentes causados por fallas geomecánicas

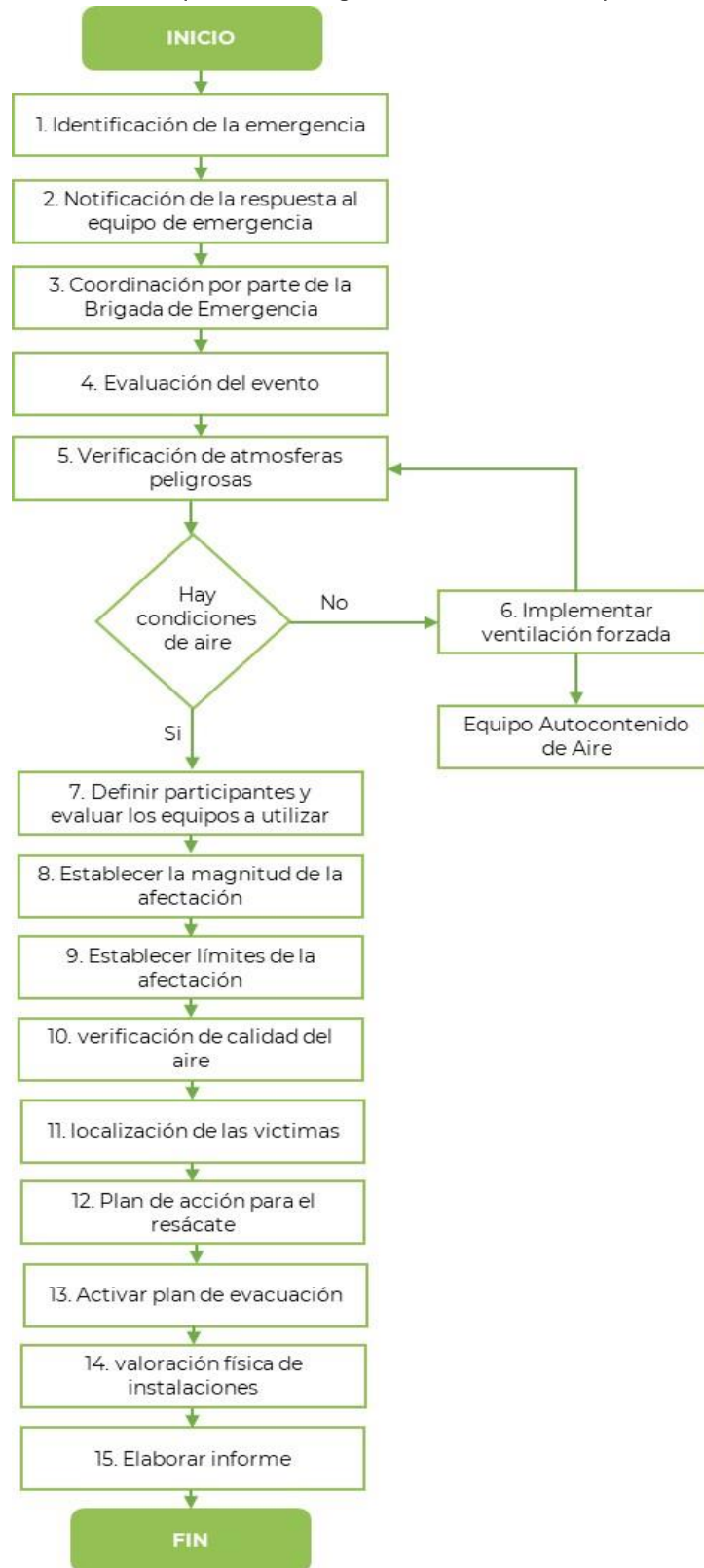
En la figura 72, se muestra el procedimiento secuencial a seguir cuando se presenta una emergencia por fallas geomecánicas en la que pueden ocurrir accidentes, fatalidades o atrapamiento de personas. A continuación, se describe cada uno de los pasos a seguir:

1. Identificación de la emergencia: Cualquier persona que detecte una emergencia evalúa la proporción de esta y da aviso inmediato a: un

brigadista, responsable de SST, supervisor o ingeniero.

2. Notificación de la respuesta al equipo de emergencia: Al ser notificado la brigada de emergencia, el primer integrante que llegue al lugar del accidente deberá verificar el tipo de emergencia, la magnitud, las personas afectadas, los equipos, áreas involucradas y/o las actividades de control realizadas o por realizar.

Figura 72. Esquema de PON para emergencias causadas por fallas geomecánicas



3. Coordinación por parte de la brigada de emergencia: Convoca al resto de brigadistas de la empresa y según las características de la emergencia (área de afectación) se asignan funciones.
4. Evaluación del evento: Si después de la evaluación del evento se determina que es difícil el control de este, se da aviso a la ANM (Grupo de atención de emergencias) y se analiza la magnitud del área afectada, su ubicación (plano de mina actualizado), y así poder establecer la acción de rescate.
5. Verificación de atmosferas peligrosas: Verificar que no se hayan generado atmosferas peligrosas y que no existan más riesgo de nuevos peligros por falla geomecánica (desabombe en techos y paredes de las labores).
6. Implementar ventilación forzada: Si no hay condiciones, solo personas con experiencia pueden acceder a la zona de emergencia con equipos de circuito cerrado de aire (Autocontenido).
7. Definir participantes y evaluar los equipos a utilizar: Si las condiciones de aire son aceptables, las cuadrillas de socorredores podrán trabajar sin el equipo de circuito cerrado y también podrán colaborar mineros experimentados que no son socorredores, con la aprobación previa del jefe de acción.
8. Establecer la magnitud de la afectación: El jefe de acción analiza y determina la magnitud del área afectada y número de personas que fueron atrapadas, además de su posible localización a la hora del accidente.
9. Establecer límites de la afectación: Antes de comenzar la acción de salvamento se deben determinar los límites del área afectada y los efectos posibles de este, con el objetivo de tomar medidas necesarias para impedir la propagación del peligro y elaborar el plan de acción.
10. Verificación de calidad del aire: Verificar nuevamente la calidad de aire respirable en la zona del accidente, donde han quedado los trabajadores, se debe procurar mejorarla mediante tabiques, ventiladores auxiliares o forzando aire comprimido con sondas especiales para salvamento.
11. Localización de las víctimas:
 - Oralmente, personas que se puedan encontrar detrás del accidente.
 - Con información de los trabajadores que escaparon y/o fueron rescatados.
 - Información del personal de la mina relacionados con el evento.
12. Plan de acción para el rescate: Determinar el plan de acción para el rescate del personal. Algunas

alternativas son: abriendo acceso directamente a través del área afectada lo cual es más efectivo, construyendo galerías especiales de salvamento, perforando pozos de contacto o comunicación, suministrando el aire suficiente, empleando los métodos más rápidos posibles.

13. Activar plan de evacuación: Realizar la activación de salvamento y evacuación, esta debe hacerse evitando herir a los afectados.

Traslado al centro médico de los heridos.

14. Valoración física de instalaciones y estabilidad del macizo rocoso: Elaborar una valoración física de instalaciones y evaluar la estabilidad del macizo rocoso, para determinar que es una zona segura.

15. Elaborar informe: Elaborar informe, describiendo las causas del área afectada, las acciones implantadas y demás datos.

7.18 Capacitación, comunicación y entrenamiento

De acuerdo con el artículo 14 del Decreto 1886 de 2015 "Reglamento de seguridad en las labores mineras subterráneas", el cual fue modificado por el artículo 4 del Decreto 944 de 2022, el responsable de la aplicación y cumplimiento de este reglamento debe facilitar formación en seguridad, a los trabajadores a su cargo que desempeñen labores mineras

subterráneas. Esta capacitación debe ser impartida por instituciones autorizadas con experiencia en el campo. Esto no solo es indispensable para la seguridad del personal, sino que también contribuye a la eficacia operativa. La inversión en la formación adecuada y la comunicación efectiva es una inversión en protección de vidas humanas.

7.18.1 Personal objeto de la capacitación

La capacitación debe ser continua y actualizada en respuesta a cualquier cambio en los procedimientos, equipos o condiciones geomecánicas. Es fundamental proporcionar formación adecuada a

todos los colaboradores para garantizar la seguridad en el entorno de trabajo y asegurar el éxito de las operaciones subterráneas. Los grupos de trabajadores que requieren capacitación incluyen:

- Trabajadores operativos: esto abarca a operadores de maquinaria, mineros y cualquier persona que realice tareas directas en las excavaciones subterráneas.
- Supervisores.
- Ingenieros.
- Personal de seguridad.
- Personal administrativo.
- Personal directivo.
- Contratistas externos.
- Visitantes.

7.18.2 Programas de capacitación para planes de sostenimiento

Es un conjunto estructurado de actividades formativas concebidas para instruir al personal en aspectos clave relacionados con la seguridad, el mantenimiento y la gestión de riesgos geomecánicos en labores subterráneas. Este programa no solo involucra la impartición de formación, sino también la necesidad de mantener registros detallados para

cada una de estas capacitaciones (fecha, participantes, contenido cubierto, evidencia fotográfica, evaluación).

El decreto 1885 de 2015 y el 944 de 2022 incluyen los requisitos de capacitación las cuales deben contener como mínimo los siguientes requisitos:

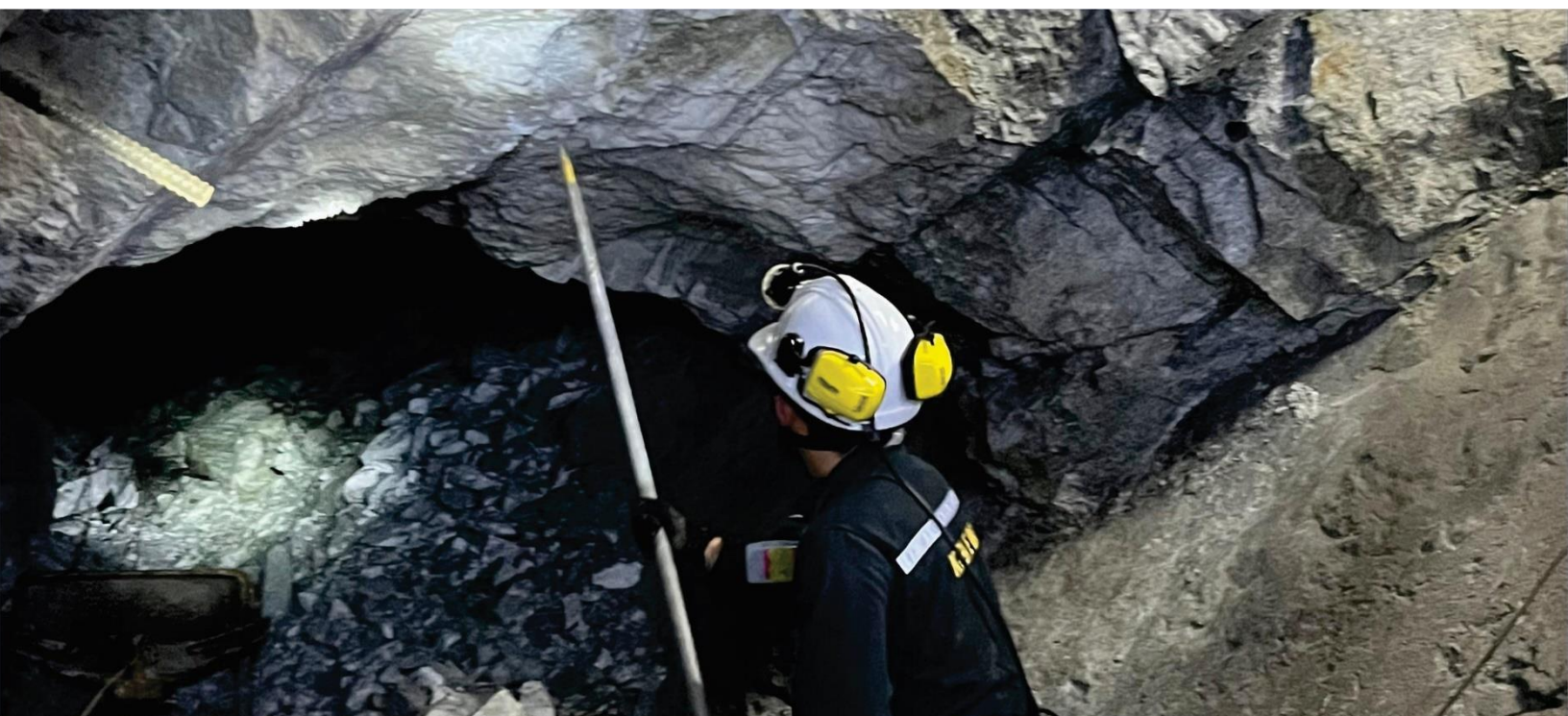
- **Capacitación en seguridad en labores mineras subterráneas.**
- **Capacitación en reconocimiento de riesgos geomecánicos:** Los trabajadores deben aprender a identificar signos de advertencia de problemas geomecánicos, como deformaciones inusuales, filtraciones de agua o desprendimientos de rocas.
- **Instalación y mantenimiento de sostenimiento:** Los operadores y técnicos deben ser instruidos en la instalación y mantenimiento adecuado de sistemas de sostenimiento.
- **Capacitación en respuesta a emergencias:** Todos los empleados deben conocer los procedimientos de respuesta en caso de colapsos, u otras emergencias relacionadas con la geomecánica. Deben existir

registros que muestren la asistencia y la comprensión de estos procedimientos.

- **Gestión de riesgos geomecánicos:** Capacitación en la identificación y gestión proactiva de riesgos geomecánicos. Los registros deben mostrar el cumplimiento de esta capacitación y cualquier actualización posterior.
- **Comunicación efectiva:** La capacitación debe incluir cómo comunicar información crítica relacionada con la geomecánica en todos los niveles de la organización, fomentando una cultura de seguridad y cooperación. Los registros deben reflejar la participación y el entendimiento de esta formación.
- **Documentación y registro:** El personal debe aprender cómo llevar

registros precisos de incidentes, inspecciones y mantenimiento relacionados con la geomecánica, y estos registros deben estar disponibles para su revisión y auditoría.

- **Cumplimiento normativo:** Todos los empleados deben estar al tanto de las regulaciones y normativas locales e internacionales aplicables a la seguridad y estabilidad en labores subterráneas, y los registros deben mostrar la capacitación correspondiente.
- **Entrenamiento para contratistas y visitantes:** Asegurarse de que los contratistas externos y visitantes comprendan y cumplan con los procedimientos de seguridad geomecánica cuando ingresen a las instalaciones, y mantener registros de su formación.



7.19 Auditorías internas y externas

De acuerdo con la norma técnica ISO 19011 de 2018, una auditoría se define como todo procesos sistemático, independiente y documentado para obtener evidencias y evaluarlas de manera objetiva con el fin de determinar el grado en que se cumplen los criterios de auditoría.

Las auditorías pueden ser:

- **Internas o de primer parte:** generalmente realizadas por un grupo auditor conformado por trabajadores propios que han desarrollado la competencia específica con base a la formación recibida por entidades

certificadas como ICONTEC, BUREAO VERITAS, SGS etc., evalúan los resultados de implementación de la Gestión del Riesgo y el cumplimiento de las políticas adoptadas.

- **De segunda parte:** se fundamenta en la revisión por parte de la gerencia o alta dirección al cumplimiento de la política de gestión de contratistas o proveedores.

- **Tercera parte:** realizadas por un ente independiente, generalmente en procesos de certificación de procesos o productos.

7.19.1 Aspectos técnicos para considerar en las auditorías

7.19.1.1 Alcance

Define la extensión, puntos de atención y límites en los cuales se desarrollará la auditoría. En minería subterránea se tomará como base referencial los resultados de los estudios previos efectuados, el comportamiento normal del yacimiento, el avance minero, los elementos de sostenimiento y demás factores que deban ser controlados y

monitoreados, y así disminuir el riesgo de derrumbe, en el cual se pueden considerar otros aspectos para el desarrollo de auditorías como:

- Procesos
- Equipos de medición geotécnica.
- Prácticas de competencia técnica.
- Elementos de sostenimiento, entre otros.

7.19.1.2 Criterios de auditoría

Cualquier requisito del sistema de Gestión del Riesgo empleado como punto de referencia, para contrastar y evaluar la evidencia observada durante el proceso de auditoría. Se debe considerar:

- La política de Gestión del Riesgo establecida
- Objetivos

- Procedimientos.
- Actividades
- Requisitos de obligatorio cumplimiento (Normativos, legales o técnicos)
- Obligaciones contractuales, entre otros.

7.19.1.3 Principios de auditoría

Las auditorías se fundamentan en una serie de principios que ayudan a hacer de la auditoría una herramienta efectiva y confiable para el soporte de

la política de gestión y sus controles (ISO -19011 -2018). Algunos principios se aprecian en la Tabla 33.

Tabla 33. Principios de auditoria

ENFOQUE	DESCRIPCIÓN
Enfoque basado en el Riesgo	Requiere que el equipo de gestión evalúe continuamente las cuestiones que afectan las condiciones de salud y seguridad de los trabajadores en relación con el comportamiento estructural de las diferentes labores mineras. Riesgos y oportunidades.
Enfoque basado en la evidencia	Verificar las evidencias levantadas en la auditoría. Se fundamentan la recopilación de información, observación, toma de datos, documentación.
Independencia	Así como para las auditorías externas las internas o de primera parte deben ser imparciales y objetivas. El equipo auditor debe ser independiente del área, actividad, proceso, procedimiento etc.
Confidencialidad	Seguridad de la información. El auditor debe mantener la confidencialidad de los resultados de la auditoría y darle el manejo de confidencialidad adecuado.
Debido cuidado profesional	El equipo auditor debe hacer juicios racionales y objetivos, ya que debe tener en cuenta la importancia de la tarea y la confianza depositada por los clientes de la auditoría y partes interesadas.

ENFOQUE	DESCRIPCIÓN
Presentación imparcial	Obligación de notificar los hallazgos, conclusiones e informes de auditoría con veracidad y exactitud.
Integridad	Profesionalismo del auditor; hace referencia a la honestidad, imparcialidad y responsabilidad del auditor.

Fuente: norma técnica ISO: 19011 de 2018

7.19.1.4 Descripción de actividades para las auditorias

En la tabla 34 se realiza la descripción de las actividades a realizarse en las auditorias.

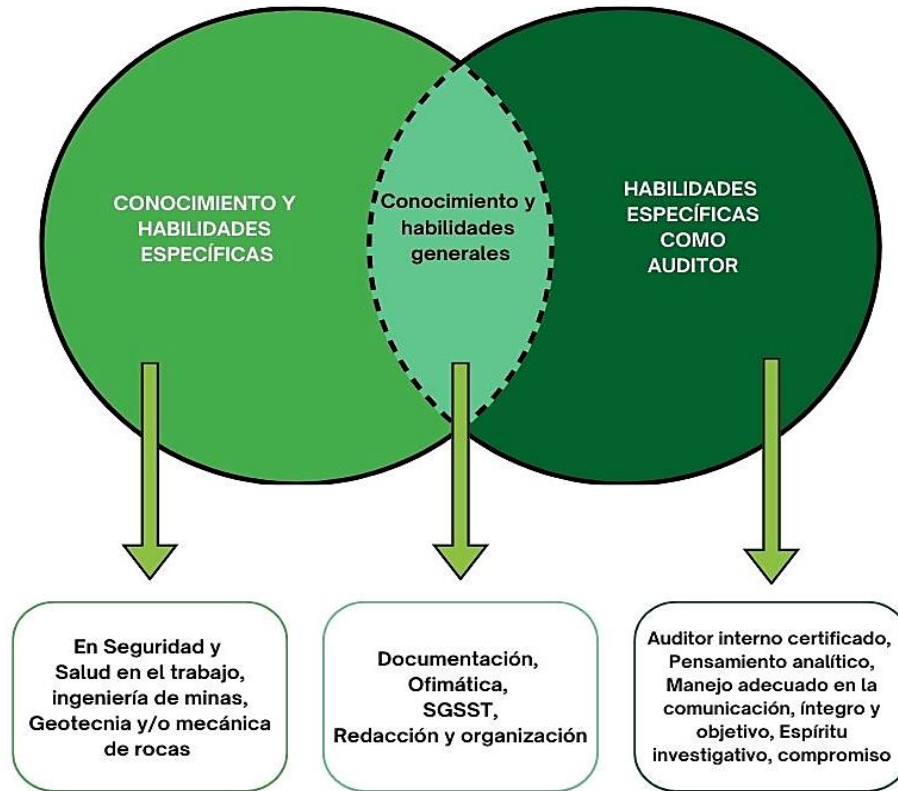
Tabla 34. Descripción de actividades para las auditorias

ACTIVIDAD	RESPONSABLE
Diseñar Programa de auditorías	Auditor Líder- Equipo Auditor
Elaboración del Plan de Auditoría	Auditor Líder- Equipo Auditor
Preparación de la Auditoría	
Realización de la auditoría	
Informe de auditoría	Equipo Auditor
Distribución informe de Auditoría	Auditor Líder
Tratamiento de los hallazgos encontrados en la auditoría	
Seguimiento	

7.19.1.5 Competencia responsabilidades y evaluación de los auditores

En la ISO 19011, se recomienda que los auditores cumplan con las competencias referidas en la Figura 73.

Figura 73. Competencia responsabilidades y evaluación de los auditores



Nota: la figura muestra la relación entre el conocimiento y habilidades específicas del auditor.

7.20 Revisión y mejora del plan de sostenimiento

Un plan de sostenimiento permite garantizar que las estructuras subterráneas sean seguras y que se mantengan durante su vida útil. La revisión de los resultados de la implementación del plan de

sostenimiento por parte del encargado de la operación, para garantizar que el plan sea efectivo, eficiente y apropiado. A continuación, se presentan algunos argumentos que respaldan esta premisa, (ver Tabla 35).

Tabla 35. Actividades relacionadas con la revisión y mejora del plan de sostenimiento

ACTIVIDAD	DESCRIPCIÓN
Garantizar la Seguridad	El responsable de la operación tiene el compromiso de asegurarse de que el plan cumpla con este objetivo fundamental, lo que implica revisar continuamente si se están logrando los resultados esperados en términos de seguridad.

ACTIVIDAD	DESCRIPCIÓN
Optimizar Recursos	Un plan de sostenimiento ineficaz o ineficiente puede resultar en un desperdicio de recursos financieros y humanos.
Cumplir con Estándares y Regulaciones	Es compromiso del responsable de la operación asegurarse de que el plan esté en conformidad con las últimas normativas y estándares aplicables, lo que garantiza el cumplimiento legal y la protección contra posibles sanciones o responsabilidades legales.
Optimización de Estrategias	La idoneidad del plan implica que se ajuste a las condiciones geotécnicas y geológicas específicas del sitio.
Reducción de Riesgos	Tomar medidas preventivas basadas en los resultados actuales para minimizar o mitigar estos riesgos, evitando así interrupciones no planificadas o problemas graves en el futuro.

Nota: en la tabla se muestran las actividades y su respectiva descripción para la mejora del plan de sostenimiento.

La implementación de acciones de mejora debe ser un proceso estructurado, orientado a objetivos y basado en datos. Este enfoque ayuda a

garantizar la eficacia, la eficiencia y la idoneidad del plan de sostenimiento a lo largo del tiempo, a través de las siguientes actividades, (ver Tabla 36)

Tabla 36. Actividades relacionadas con la idoneidad del plan de sostenimiento a lo largo del tiempo

ACTIVIDAD	DESCRIPCIÓN
Recopilación de Datos	Incluye información sobre desviaciones en los KPIs, problemas identificados y áreas de mejora potenciales.
Análisis de Causa	Un análisis de causa para comprender por qué ocurrieron los problemas detectados. Esto implica investigar las razones subyacentes detrás de las desviaciones y problemas.
Priorización de Acciones	Clasificar las acciones de mejora en función de su importancia y urgencia. Las acciones que aborden problemas críticos o representen riesgos significativos deben recibir prioridad.

ACTIVIDAD	DESCRIPCIÓN
Desarrollo de Planes de Acción	<p>Para cada acción identificada, desarrollar un plan de acción detallado que incluya los siguientes elementos:</p> <ul style="list-style-type: none"> * Objetivos claros y específicos. * Recursos, como personal, equipos o presupuesto. * Plazos y fechas límite. * Responsabilidades definidas para llevar a cabo las acciones. * Métodos y procedimientos detallados para la implementación.
Implementación de Acciones	Ejecutar los planes de acción de acuerdo con las fechas límite y las responsabilidades asignadas.
Monitoreo Continuo	Seguimiento constante para evaluar su progreso y efectividad. Esto puede incluir la medición de nuevos KPIs para verificar las mejoras.
Ajustes y Reevaluación	Realizar ajustes en los planes de acción a medida que surjan nuevos datos o cambios en las condiciones geotécnicas, considerando la reevaluación periódica y la efectividad de las acciones implementadas.
Comunicación y Documentación	comunicación clara con todas las partes interesadas sobre las acciones de mejora implementadas y sus resultados. Documentación adecuada de cada paso del proceso para futuras auditorías.

Nota: la tabla muestra las actividades relacionadas con la idoneidad del plan de sostenimiento a lo largo del tiempo.

8



IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS GEOMECÁNICOS Y EVALUACIÓN DEL RIESGO

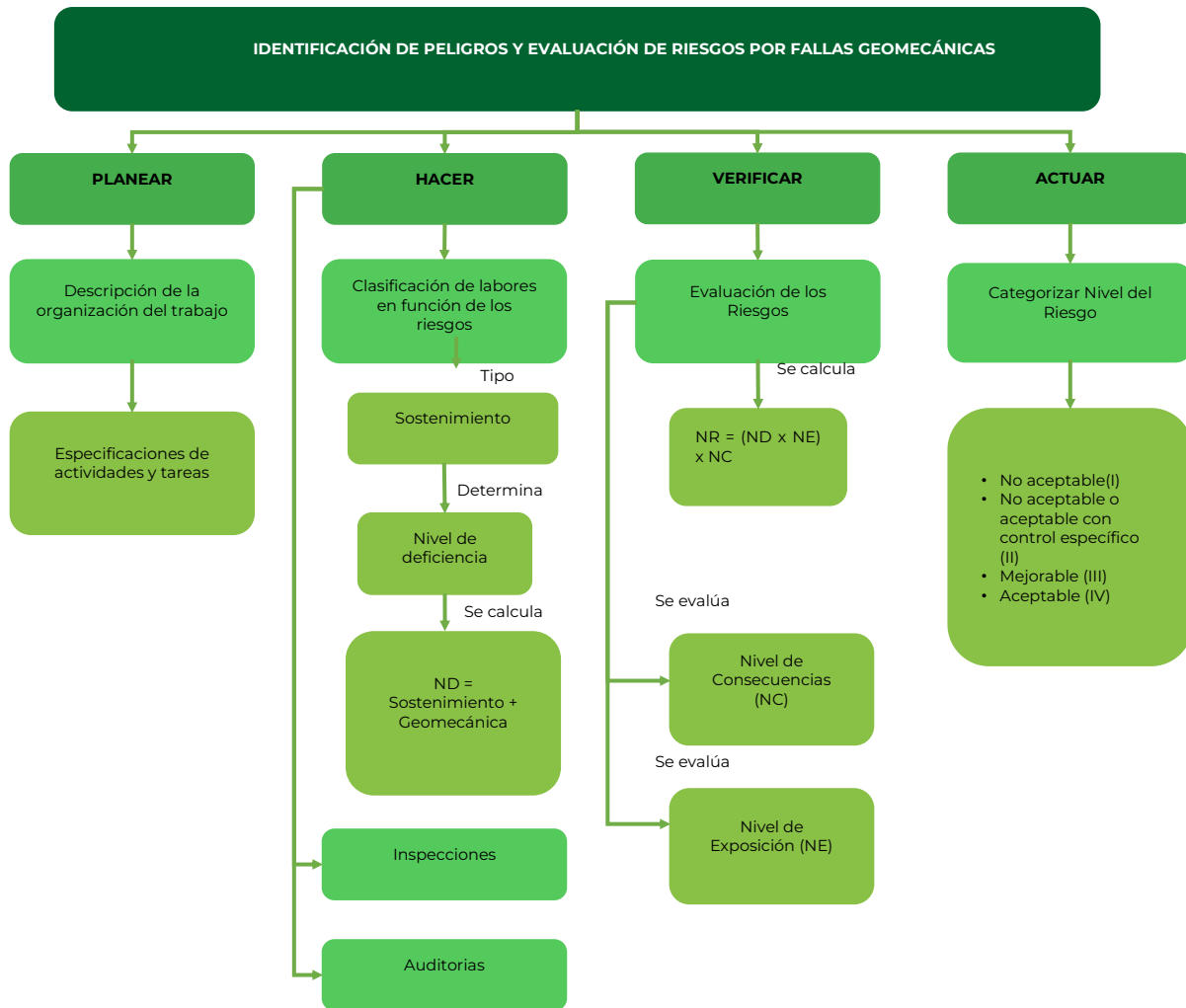
8. IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS GEOMECÁNICOS Y EVALUACIÓN DEL RIESGO



La identificación de peligros geomecánicos en minas subterráneas es un proceso sistemático que se fundamenta en la organización del trabajo, la definición de una estructura programática de procedimientos, que permita facilitar la toma de decisiones en el marco de la gestión del riesgo.

En la Figura 74, se presentan las etapas recomendadas que deberían implementarse. En ellas se establecen procedimientos asociados a la estructuración de información y manejo de datos primarios.

Figura 74. Etapas para la identificación de peligros y evaluación de riesgos por fallas geomecánicas.



8.1 Descripción de la organización del trabajo

Para la organización del trabajo de identificación de las amenazas se debe contar con personal que acredite la experiencia necesaria para hallar los posibles riesgos dentro de las labores mineras (ver Tabla 37). Esto permite tomar decisiones y adoptar las

medidas de seguridad orientadas a mitigar o mejorar las condiciones de la mina, estableciendo fases que permitan que las actividades se desarrollen de manera sistémica y así se facilite llevar un control tangible del riesgo (ver Figura 75).

Tabla 37. Personal para la identificación de posibles riesgos dentro de las labores mineras.

Número de profesionales	Cargo / Perfil profesional
1	Responsable del Sistema de Gestión de la Seguridad y Salud en el Trabajo, de acuerdo con el Artículo 16 de la Resolución 0312 de 2019.
1	Ingeniero de Minas o ingeniero en Minas o ingeniero de Minas y Metalurgia. Responsable del plan de sostenimiento.
1	Ingeniero Geólogo o geólogo o geocientífico o ingeniero de Minas o ingeniero en Minas o ingeniero de Minas y Metalurgia. Con posgrado en Geotecnia.

Figura 75. Organización del trabajo en la identificación de riesgos dentro de las labores mineras.



8.2 Especificaciones de actividades y tareas

Dentro de las actividades a realizar durante la inspección de las minas, se debe tener en cuenta la planeación de acciones encaminadas a evaluar los parámetros que faciliten, de manera posterior, la medición de factores por parte de los profesionales competentes encargados. Para este fin se sugiere el manejo de formatos que permita documentar en detalle los hallazgos de zonas de cuidado por fallas geomecánicas, así como características relacionadas con la condición (geomecánica) del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento.

De acuerdo con el tipo de sostenimiento implementado para cada tipo de minería (ver Tabla 38), se ha definido un formato recomendado para desarrollar la integración de datos y la priorización de aspectos destinados a tener en cuenta dentro de la ejecución de actividades y tareas. Las listas de chequeo que se muestran en el Anexo 2, se deben aplicar según el cronograma de inspecciones dispuesto en el plan de sostenimiento.

Tabla 38. Lista de chequeo para inspección de sostenimiento.

LISTA DE CHEQUEO	ACTIVIDADES	ANEXO
Arco de acero	Inspeccionar si el tipo de acero es el correcto, los arcos se encuentran centrados y plomados, la distancia entre arcos, el estado del acero, si cuenta con los elementos, con tiples y forro, todo de acuerdo con el plan de sostenimiento.	2.1
Puerta alemana	Inspeccionar el estado de la madera, distanciamiento, cantidad de tiple y forro, el diámetro de palancas y cápiz, el ensamble de cápiz y palanca, todo de acuerdo con el Plan de sostenimiento.	2.2
Pernos de anclaje	Inspeccionar si el tipo de acero cumple con las propiedades mecánicas aplicadas en el diseño del sistema de sostenimiento, separación entre pernos, diseño de malla, cuenta con tuerca y platina, estado de los pernos y malla electrosoldada, todo de acuerdo con el plan de sostenimiento.	2.3
Intersecciones	Inspeccionar si los materiales utilizados son los correctos, de acuerdo con el plan de sostenimiento.	2.4
Sostenimiento natural	Caracterizar el macizo rocoso en función de la susceptibilidad al desarrollo de falla geomecánica.	2.5

8.3 Clasificación de las labores en función de los riesgos geomecánicos

Con base en las características inherentes a las operaciones mineras, se identifican los riesgos geomecánicos. Como punto de referencia, se ha establecido la descripción de los componentes que participan en el tipo de sostenimiento y las propiedades geomecánicas que se observan durante la inspección. Esta metodología propuesta se alinea con las directrices establecidas en la Guía para la Identificación de Peligros y la Valoración de Riesgos en Seguridad y Salud Ocupacional (modificada de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012).

Dentro de la valoración se determinó el nivel de deficiencia para los sistemas de sostenimiento tipo:

- Puerta alemana
- Arcos de acero
- Intersecciones
- Pernos de anclaje
- Sostenimiento natural

En la evaluación que se desarrolla según los sistemas de sostenimiento, el nivel de deficiencia se obtiene a partir de la siguiente ecuación:

$$\text{NIVEL DE DEFICIENCIA (ND)} = \text{ND GEOMECAÁNICA} + \text{ND SOSTENIMIENTO}$$

Esta evaluación se obtiene mediante la calificación de los factores que se presentan entre la Tabla 39 y Tabla 53.

Tabla 39. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en puerta alemana

IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS GEOMECANICOS Y EVALUACIÓN DEL RIESGO

EMPRESA: _____

MINA: _____

MANTO/CAPA: _____

SISTEMA DE SOSTENIMIENTO: PUERTA ALEMANA

TIPO DE LABOR MINERA: _____

ACTIVA PASIVA

ABSCISA DE LA ZONA CRITICA: _____

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
1	Profundidad vertical (H) de las zonas mineras activas propensas a estallido de rocas.	H < 360 m	1	H (360-450m)	2	H (450 -600m)	6	H> 600m	10	
2	Resistencia promedio a la compresión simple de la roca intacta (σc, en MPa), de techo, piso y dureza.	> 50MPa, alta, a muy alta y dura.	1	25-50 MPa, Moderadamente dura.	2	5-25MPa, Baja, moderadamente blanda.	6	1-5 MPa, Muy baja Muy blanda.	10	
3	Estructura del macizo rocoso.	Levemente fracturado, ≤ 3 sistemas de discontinuidades. Muy espaciadas entre si. (RQD 75 -90%). (2-6 fract/m).	1	Moderadamente fracturado, muy bien trabado, no disturbado, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales, (RQD 50-75%) , (6 -12 fract/m).	2	Muy fracturado. Moderadamente trabado, parcialmente disturbado, bloques angulosos formando por 4 o más sistemas de discontinuidades, (RQD 25-50%) , (12-20 fract/m).	6	Intensamente fracturado, Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptados formando bloques angulosos o irregulares. (RQD<25%). (> 20 fract/m)	10	
4	Forma y orientación de la excavación con respecto a la orientación del campo de esfuerzos principales in situ (σ1/σ3) y su distribución.	Relación de ejes de la excavación equivalentes con la relación de los esfuerzos in situ y la forma distribuye uniformemente los esfuerzos.	1	Relación de ejes de la excavación equivalentes con la relación de los esfuerzos in situ, pero la forma distribuye regularmente los esfuerzos y los concentran en ciertas zonas.	2	Relación de ejes de la excavación no corresponden completamente a la relación de los esfuerzos in situ. La forma no permite una distribución uniforme y se intensifica la concentración de esfuerzos.	6	Relación de ejes de la excavación no es equivalente a la relación de esfuerzos in situ. Forma no adecuada, sin distribución de esfuerzos, ocasionando fracturas por esfuerzos de compresión y tracción.	10	
5	Dirección de la excavación con respecto a la orientación del campo de esfuerzos estructurales mayores, in situ.	Dirección de la excavación en dirección del campo de esfuerzos.	1	Dirección de la excavación entre 30°-45° con respecto a al dirección del campo de esfuerzos.	2	Dirección de la excavación entre 45°-60° con respecto a al dirección del campo de esfuerzos.	6	Dirección de la excavación perpendicular al campo de esfuerzos.	10	
6	Espaciamiento de discontinuidades.	> 2m, ampliamente espaciadas.	1	0.6-2m, moderadamente espaciadas.	2	0.2m-0.06m, estrechamente espaciadas.	6	<0.06m, muy estrechamente espaciadas.	10	
7	Condiciones de las discontinuidades.	Buena (muy resistente, fresca) superficies muy rugosas e inalteradas, cerradas, no continuas.	1	Regular (resistente, levemente alterada), rugosas, manchas de oxidación, ligeramente abiertas separación < 1 mm.	2	Pobre (resistencia moderada, moderadamente alterada), superficies lisas, ligeramente abierta, separación de 1-5mm , o relleno < 5mm de espesor. Continuos.	6	Muy pobre (resistencia muy baja, muy alterada), superficie pulida o con estrías, relleno blando o compacto con fragmentos de roca > 5mm de espesor, separación > 5mm . Continuos.	10	

Continuación. Tabla 39

FACTOR A EVALUAR		BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES
8*	Bajo nivel de esfuerzos in situ ($\sigma_1/\sigma_C < 0.15$) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masivo (RMR > 75), levemente fracturado, reacción linealmente elástica.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) caída o deslizamiento de bloque y cuñas.	2	Altamente fracturado RMR (25 - 50), desmoronamiento de bloques desde la superficie de a excavación.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, desmoronamiento muy severo de bloques de roca angulosos e irregulares desde la superficie de la excavación.	10	
	Nivel intermedio de esfuerzos in situ, σ_1/σ_C (0.15-0.4) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Macizo rocoso masivo, levemente fracturado (RMR > 75) rotura frágil, en algunos bordes adyacentes de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil localizada de roca intacta y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), rotura frágil localizada de la roca intacta y desmoronamiento a lo largo de las discontinuidades.	6	Intensamente fracturada, plegado y fallado RMR < 25, rotura frágil localizada de la roca intacta, desmoronamiento intenso a lo largo de la discontinuidad con grandes desprendimientos.	10	
	Alto nivel de esfuerzos in situ, $\sigma_1/\sigma_C > 0.4$ y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masiva, levemente fracturado, RMR > 75, rotura frágil alrededor de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), asentamiento y expansión de las rocas. Elástico-plástico-continuo.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, asentamiento y expansión de la roca, muy severos. Elástico-plástico-dúctil-continuo.	10	
9	Dirección de las discontinuidades (diaclasas, fallas, planos de estratificación) con respecto al eje de la excavación en avance.	Eje de la excavación perpendicular a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 45°-90°.	1	Eje de la excavación perpendicular a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 20°-45°.	2	Eje de la excavación paralela a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 45°-90°.	6	Eje de la excavación paralela a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 20°-45°.	10	
10	Avance de la excavación contra la inclinación de las discontinuidades.	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 0°-20°.	1	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 50°-90°.	2	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 20°-35°.	6	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 35°-50°.	10	
11	Agua subterránea (flujo de agua por cada 10m de longitud de galería) (L/min).	Seco.	1	Húmedo-mojado, < 10L/m -(10-25 L/m).	2	Goteo con algunas venillas de agua, 25-125 L/m.	6	Flujo de agua, >125 L/m.	10	
12	Zonas concentradas de esfuerzos, originados por esfuerzos de estribos o transferencia de esfuerzos inducidos por explotaciones adyacentes.	No se observan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Poca interacción y acumulación de esfuerzos producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	2	Alta interacción y acumulación de esfuerzos con altas presiones, producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	6	Interacción muy alta, máxima concentración de esfuerzos, presión de roca excesiva, transferencia de esfuerzos elevada por excavaciones adyacentes.	10	
13	Zonas concentradas de esfuerzos, inducidos por estructuras geológicas (fallas, plegamientos, anticlinales, sinclinales).	No se observan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Actividad minera en zonas moderadamente concentradas de esfuerzos ocasionadas por la estructura geológica.	2	Actividad minera en zona concentrada de esfuerzos indicados por la estructura geológica	6	Actividad minera concentrada en zonas críticas de muy altos esfuerzos inducidos por la estructura geológica.	10	

*Nota: se califica en función de la condición que aplique.

GUÍA TÉCNICA PARA LA GESTIÓN DEL RIESGO MINERO CAUSADO POR FALLAS GEOMECÁNICAS

Continuación. Tabla 39

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECÁNICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
14	Bloques o cuñas de rocas formadas por intersección de las discontinuidades.	No se presentan formación de bloque o cuñas de roca potencialmente inestables.	1	Se presentan formación de bloques o cuñas de roca potencialmente inestables en techo.	2	Se presentan formación de bloques o cuñas de rocas potencialmente inestables en techo y paredes, que caen impulsado por gravedad o por deslizamiento.	6	Se presentan gran formación de bloques o cuñas de rocas inestables alrededor de la excavación, que caen impulsados por gravedad y por esfuerzos inducidos.	10	
15	Calidad de la roca de techo (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Techo fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Techo regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Techo débil.	6	Muy mala RMR (<20). Techo muy débil.	10	
16	Calidad de la roca de piso (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Piso fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Piso regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Piso débil.	6	Muy mala RMR (< 20). Piso muy débil.	10	
17	Calidad de la capa de mineral, roca o manto extraíble, RMR.	Muy buena-buena RMR (100-61). Fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Regularmente débil.	2	Malo RMR (40-21). Débil.	6	Muy malo RMR (< 21). Muy débil.	10	
18	Espesor de las capas de techo, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
19	Espesor de las capas de piso, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
20	Ruptura por cortante en la superficie del techo o entre techo y paredes.	No presenta rupturas por cortante.	1	Cizallamiento o cortante pequeño, longitud < 1m.	2	Cizallamiento o cortante notable, longitud de 1-2m.	6	Cizallamiento o cortante, grande muy notable, longitud > 2m.	10	
21	Presencia de abertura de separación entre estratos, de bloques irregulares o de cuñas, con caída potencial según dirección del movimiento.	No se presentan aberturas de separación entre estratos, de bloques o de cuñas.	1	Ligera separación, escasamente detectable.	2	Separación significante de 0.5-1 cm.	6	Separación muy significante > 1cm.	10	
22	Tiempo de auto sostenimiento (stand -up time) de la excavación, por cada longitud sin sostener.	20 años para 15 m - 1año para 10m.	1	1 semana para 5 m.	2	10 hrs para 2.5 m.	6	30 min para 1m.	10	
TOTAL										

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 40. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para el sistema de sostenimiento en puerta alemana.

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO									
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES
1	Tipo de madera y propiedades mecánicas (resistencia a compresión, flexión, tracción, entre otros.) según condiciones de servicio para el diseño del sistema de sostenimiento (DISOST).	Se conoce tipo y propiedades mecánicas de palanca y capiz, y se aplican en el DISOST.	1	Se conocen tipos y propiedades mecánicas de capiz y palancas, pero se aplican el DISOST en ciertos sectores.	2	Se conocen tipos y propiedades mecánicas de capiz y palancas, y se aplica en el DISOST, pero no se ha actualizado el plan de sostenimiento.	6	No se conoce el tipo y ni propiedades mecánicas de capiz y palanca para el DISOST.	10
2	Centrado y plomada de puertas según el eje vertical.	Centradas, plomadas según desplazamiento vertical.	1	Puertas ligeramente descentradas y desplomadas.	2	Puertas descentradas y desplomadas con desplazamiento de capices y palanca.	6	Puertas con fuertes desplazamientos muy descentradas y plomadas.	10
3	Distancia entre puertas en conformidad con el plan de sostenimiento - PS.	Conforme al PS.	1	Parcialmente conforme con el PS.	2	En gran parte no conforme con el PS.	6	Totalmente inconforme con el plan de sostenimiento.	10
4	Capices fallado-flectado - deformado.	No se encuentran fallados, flectados o deformados.	1	Ligeramente flectado.	2	Bastante flectado.	6	Muy flectado, rotura de las fibras de la madera.	10
5	Palancas falladas-combadas-deformadas.	No se encuentran falladas, combadas o deformadas.	1	Ligeramente combada.	2	Bastante combada y deformadas.	6	Fuertemente combada, se observa rotura de fibras de la madera.	10
6	Cantidad de tiples.	5	1	3	2	2	6	No contiene.	10
7	Diámetro de capices y palancas en conformidad con el plan de sostenimiento (PS).	En conformidad con el PS.	1	Parcialmente conforme con el plan de sostenimiento en algunos sectores.	2	Diferencia notable en los diámetros de capiz y palancas.	6	No conforme al PS, no se aplica.	10
8	Forro. Traslape, estado y contacto con la roca/mineral, de techo y paredes.	Puerta completamente forrada traslapado, en buen estado y buen contacto con la roca/mineral. O no requiere forro.	1	Puerta parcialmente forrada, traslape deficiente, regular estado y regular contacto con la roca/mineral.	2	Puerta escasamente forrada, traslape muy deficiente, forro deteriorado y en mal contacto con la roca/mineral.	6	Requiere forro y o cuenta con forro.	10
9	Ensamble capiz y palanca.	Buen contacto entre platos capiz -palanca y dientes.	1	Se observa espacios entre el plato de palanca y capiz.	2	Platos no nivelados, contado incompleto entre platos palanca-capiz y dientes.	6	Capiz adelgazado, espacio entre contacto platos capiz- palanca, profundidad del diente < 2.5cm.	10
10	Canasteo del techo y estado.	No se observa altura de derrumbe del techo, no requiere canasteo.	1	Se observa altura de derrumbe pequeña.	2	Altura de derrumbe mayor a un metro, canasteo con madera pero sin buen contacto con la roca.	6	Altura de derrumbe mayor a 2 metros, canasteo mal distribuido, sin contacto con la roca y deteriorado.	10
11	Cunetas de desagüe y mantenimiento (Mto).	No se requiere o se encuentra construidas correctamente, en buen estado y Mto.	1	Existen pero en regular estado.	2	Existen pero en mal estado y falta de mantenimiento.	6	No existen cunetas de desagüe y se observa afectación de agua a la roca de piso.	10
TOTAL									

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 41. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y el sistema de sostenimiento en puerta alemana.

SISTEMA DE SOSTENIMIENTO PUERTA ALEMANA		
NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO + GEOMECANICA	CATEGORIZACIÓN)	
	BAJO (B) 33 - 66	1
	MEDIO (M) 67 - 198	2
	ALTO (A) 199 - 264	6
	MUY ALTO (MA) 264 - 330	10

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 42. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en arcos de acero.

IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS GEOMECHANICOS Y EVALUACIÓN DEL RIESGO

EMPRESA: _____

MINA: _____

MANTO/CAPA: _____

SISTEMA DE SOSTENIMIENTO: ARCOS DE ACERO

TIPO DE LABOR MINERA: _____

ACTIVA PASIVA

ABSCISA DE LA ZONA CRITICA: _____

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECHANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
1	Profundidad vertical (H) de las zonas mineras activas propensas a estallido de rocas.	H < 360 m	1	H (360-450m)	2	H (450 -600m)	6	H > 600m	10	
2	Resistencia promedio a la compresión simple de la roca intacta (σ_c , en MPa), de techo, piso y dureza.	> 50MPa, alta, a muy alta y dura.	1	25-50 MPa, Moderadamente dura.	2	5-25MPa, Baja, moderadamente blanda.	6	1-5 MPa, Muy baja Muy blanda.	10	
3	Estructura del macizo rocoso.	Levemente fracturado, \leq 3 sistemas de discontinuidades. Muy espaciadas entre si. (RQD 75 -90%). (2-6 fract/m).	1	Moderadamente fracturado, muy bien trabado, no disturbado, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales, (RQD 50-75%) , (6 -12 fract/m).	2	Muy fracturado. Moderadamente trabado, parcialmente disturbado, bloques angulosos formando por 4 o más sistemas de discontinuidades, (RQD 25-50%) , (12-20 fract/m).	6	Intensamente fracturado. Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptados formando bloques angulosos o irregulares. (RQD<25%). (> 20 fract/m)	10	
4	Forma y orientación de la excavación con respecto a la orientación del campo de esfuerzos principales in situ (σ_1/σ_3) y su distribución.	Relación de ejes de la excavación equivalentes con la relación de los esfuerzos in situ y la forma distribuye uniformemente los esfuerzos.	1	Relación de ejes de la excavación equivalentes con la relación de los esfuerzos in situ, pero la forma distribuye regularmente los esfuerzos y los concentran en ciertas zonas.	2	Relación de ejes de la excavación no corresponden completamente a la relación de los esfuerzos in situ. La forma no permite una distribución uniforme y se intensifica la concentración de esfuerzos.	6	Relación de ejes de la excavación no es equivalente a la relación de esfuerzos in situ. Forma no adecuada, sin distribución de esfuerzos, ocasionando fracturas por esfuerzos de compresión y tracción.	10	
5	Dirección de la excavación con respecto a la orientación del campo de esfuerzos estructurales mayores, in situ.	Dirección de la excavación en dirección del campo de esfuerzos.	1	Dirección de la excavación entre 30°-45° con respecto a al dirección del campo de esfuerzos.	2	Dirección de la excavación entre 45°-60°con respecto a al dirección del campo de esfuerzos.	6	Dirección de la excavación perpendicular al campo de esfuerzos.	10	
6	Espaciamiento de discontinuidades.	> 2m, ampliamente espaciadas.	1	0.6-2m, moderadamente espaciadas.	2	0.2m-0.06m, estrechamente espaciadas.	6	<0.06m, muy estrechamente espaciadas.	10	
7	Condiciones de las discontinuidades.	Buena (muy resistente, fresca) superficies muy rugosas e inalteradas, cerradas, no continuas.	1	Regular (resistente, levemente alterada), rugosas, manchas de oxidación, ligeramente abiertas separación < 1 mm.	2	Pobre (resistencia moderada, moderadamente alterada), superficies lisas, ligeramente abierta, separación de 1-5mm , o relleno < 5mm de espesor. Continuos.	6	Muy pobre (resistencia muy baja, muy alterada), superficie pulida o con estriaciones, relleno blando o compacto con fragmentos de roca > 5mm de espesor, separación > 5mm . Continuos.	10	

GUÍA TÉCNICA PARA LA GESTIÓN DEL RIESGO MINERO CAUSADO POR FALLAS GEOMECÁNICAS

Continuación. Tabla 42

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
8*	Bajo nivel de esfuerzos in situ ($\sigma_1/\sigma_C < 0.15$) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masivo (RMR > 75), levemente fracturado, reacción linealmente elástica.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) caída o deslizamiento de bloque y cuñas.	2	Altamente fracturado RMR (25 - 50), desmoronamiento de bloques desde la superficie de a excavación.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, desmoronamiento muy severo de bloques de roca angulosos e irregulares desde la superficie de la excavación.	10	
	Nivel intermedio de esfuerzos in situ , σ_1/σ_C (0.15-0.4) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Macizo rocoso masivo, levemente fracturado (RMR > 75) rotura frágil, en algunos bordes adyacentes de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil localizada de roca intacta y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), rotura frágil localizada de la roca intacta y desmoronamiento a lo largo de las discontinuidades.	6	Intensamente fracturada, plegado y fallado RMR < 25, rotura frágil localizada de la roca intacta, desmoronamiento intenso a lo largo de la discontinuidad con grandes desprendimientos.	10	
	Alto nivel de esfuerzos in situ, $\sigma_1/\sigma_C > 0.4$ y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masiva, levemente fracturado, RMR > 75, rotura frágil alrededor de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), asentamiento y expansión de las roca. Elástico-plástico-continuo.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, asentamiento y expansión de la roca, muy severos. Elástico-plástico-dúctil-continuo.	10	
9	Dirección de las discontinuidades (diaclasas, fallas, planos de estratificación) con respecto al eje de la excavación en avance.	Eje de la excavación perpendicular a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 45°-90°.	1	Eje de la excavación perpendicular a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 20°-45°.	2	Eje de la excavación paralela a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 45°-90°.	6	Eje de la excavación paralela a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 20°-45°.	10	
10	Avance de la excavación contra la inclinación de las discontinuidades.	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 0°-20°.	1	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 50°-90°.	2	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 20°-35°.	6	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 35°-50°.	10	
11	Agua subterránea (flujo de agua por cada 10m de longitud de galería) (L/min).	Seco.	1	Húmedo-mojado, < 10L/m - (10-25 L/m).	2	Goteo con algunas venillas de agua, 25-125 L/m.	6	Flujo de agua, >125 L/m.	10	
12	Zonas concentradas de esfuerzos, originados por esfuerzos de estribos o transferencia de esfuerzos inducidos por explotaciones adyacentes.	No se observan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Poca interacción y acumulación de esfuerzos producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	2	Alta interacción y acumulación de esfuerzos con altas presiones, producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	6	Interacción muy alta, máxima concentración de esfuerzos, presión de roca excesiva, transferencia de esfuerzos elevada por excavaciones adyacentes.	10	
13	Zonas concentradas de esfuerzos, inducidos por estructuras geológicas (fallas, plegamientos, anticlinales, sinclinales).	No se observan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Actividad minera en zonas moderadamente concentradas de esfuerzos ocasionadas por la estructura geológica.	2	Actividad minera en zona concentrada de esfuerzos indicados por la estructura geológica	6	Actividad minera concentrada en zonas críticas de muy altos esfuerzos inducidos por la estructura geológica.	10	

*Nota: se califica en función de la condición que aplique.

Continuación. Tabla 42

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
14	Bloques o cuñas de rocas formadas por intersección de las discontinuidades.	No se presentan formación de bloque o cuñas de roca potencialmente inestables.	1	Se presentan formación de bloques o cuñas de roca potencialmente inestables en techo.	2	Se presentan formación de bloques o cuñas de rocas potencialmente inestables en techo y paredes, que caen impulsado por gravedad o por deslizamiento.	6	Se presentan gran formación de bloques o cuñas de rocas inestables alrededor de la excavación, que caen impulsados por gravedad y por esfuerzos inducidos.	10	
15	Calidad de la roca de techo (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Techo fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Techo regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Techo débil.	6	Muy mala RMR (<20). Techo muy débil.	10	
16	Calidad de la roca de piso (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Piso fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Piso regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Piso débil.	6	Muy mala RMR (< 20). Piso muy débil.	10	
17	Calidad de la capa de mineral, roca o manto extraíble, RMR.	Muy buena-buena RMR (100-61). Fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Regularmente débil.	2	Malo RMR (40-21). Débil.	6	Muy malo RMR (< 21). Muy débil.	10	
18	Espesor de las capas de techo, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
19	Espesor de las capas de piso, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
20	Ruptura por cortante en la superficie del techo o entre techo y paredes.	No presenta rupturas por cortante.	1	Cizallamiento o cortante pequeño, longitud < 1m.	2	Cizallamiento o cortante notable, longitud de 1-2m.	6	Cizallamiento o cortante, grande muy notable, longitud > 2m.	10	
21	Presencia de abertura de separación entre estratos, de bloques irregulares o de cuñas, con caída potencial según dirección del movimiento.	No se presentan aberturas de separación entre estratos, de bloques o de cuñas.	1	Ligera separación, escasamente detectable.	2	Separación significativa de 0.5-1 cm.	6	Separación muy significativa > 1cm.	10	
22	Tiempo de auto sostenimiento (stand -up time) de la excavación, por cada longitud sin sostener.	20 años para 15 m - 1año para 10m.	1	1 semana para 5 m.	2	10 hrs para 2.5 m.	6	30 min para 1m.	10	
TOTAL										

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 43. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para el sistema de sostenimiento en arcos de acero.

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO									
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES
1	Tipo de acero y propiedades mecánicas (resistencia a la fluencia, flexión, tracción, entre otros) según condiciones de servicio, para el diseño de sistema de sostenimiento (DISOST).	Se conocen tipo y propiedades mecánicas del acero y se aplica al DISOST.	1	Se conocen tipo y propiedades mecánicas del acero, pero se aplica en el DISOST en ciertos sectores.	2	Se conocen tipo y propiedades mecánicas del acero, se aplican en el DISOST, pero no se ha actualizado el plan de sostenimiento.	6	No se conoce el tipo y propiedades mecánicas del acero para el DISOST.	10
2	Los arcos se encuentran centrados y plomados?	Centrados y plomados.	1	Arcos ligeramente descentrados y desplomados	2	Arcos descentrados y desplomados con desplazamiento de capices y palanca.	6	Arcos muy descentrados, desplomados y fuertes desplazamiento de capiz y palancas.	10
3	Traslapo capiz-palanca-contacto. Apriete de grapas.	Entre 40-50 cm-buen contacto, grapas apretadas.	1	Deslizamiento uniforme de las uniones, traslapo >50cm, se requiere reapriete de grapas.	2	Deslizamiento no uniforme de uniones, grapas flojas y tornillos.	6	Fuerte deslizamiento y desplazamiento en la unión de Capiz y palanca, rotura de grapas y tornillos.	10
4	Distancia entre arcos, en conformidad con el plan de sostenimiento (PS).	Conforme a PS.	1	Parcialmente conforme al PS.	2	En gran parte conforme con el PS.	6	Totalmente inconforme con el PS.	10
5	Capices fallado-flectado -deformado	No se observa.	1	Ligeramente flectado y deformado.	2	Bastante flectado y deformado.	6	Arcos agotados, torcidos y totalmente deformados.	10
6	Palancas falladas-combadas-deformadas.	No se observa.	1	Ligeramente combada.	2	Bastante combada y deformada.	6	Fuertemente combada y excesiva deformación.	10
7	Corrosión de los elementos metálicos PH del agua (presencia de sulfatos, cloruros y carbonatos).	No se observa o baja corrosión PH de 6.9-7.9.	1	Moderada PH entre 4-5.	2	Alta, PH entre 2-4.	6	Muy alta, PH ≤ 2 o PH $\geq 11,9$	10
8	Cantidad de tiples de madera o tresillones de acero	5	1	3	2	2	6	No contiene.	10
9	Cunetas (construcción deterioro, mantenimiento (Mto)).	No se requiere o se requiere y estas se encuentra construidas correctamente, en buen estado y Mto.	1	Construidas correctamente, en regular deterioro, escaso Mto.	2	Construidas incorrectamente, deterioradas, Mto muy regular.	6	Sin/o con cunetas, mal construidas, completamente deterioradas, sin Mto.	10
10	Madera de forro, estado y contacto con la roca de techo y paredes.	Forro completo en contacto con la roca de techo y paredes y en buen estado.	1	Forro incompleto, 50%, en algunas partes en contacto con la roca de techo y paredes, regular estado.	2	Forro escaso, < 50% , y muy poco contacto con la roca de techo y paredes deteriorado.	6	No cuenta con forro.	10
11	Zapatas, hundimiento-deterioro.	Adecuadas para el piso, no hundidas, no deterioradas	1	Poco adecuadas, Ligeramente hundidas,< 10 cm, moderadamente deterioradas.	2	No adecuadas, hundidas, 10-15cm, deterioradas.	6	Inadecuadas, muy hundidas 15 -25cm, muy deterioradas.	10
12	Canasteo del techo y estado.	No se observa espacio vacío entre capiz y techo, no requiere canasteo.	1	Espacio vacío entre roca de techo y capiz, < 0.5 m requiere canasteo con pocos maderos, regularmente en contacto con la roca.	2	Espacio vacío roca-Capiz, 0.5 - 1m, requiere canasteo y relleno. Mal distribuido escaso contacto con la roca deteriorado.	6	Espacio vacío roca techo-Capiz > 1m , canasteo mal distribuido, sin contacto con la roca, y deteriorado.	10
TOTAL									

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 44. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y sistema de sostenimiento en arcos en acero.

SISTEMA DE SOSTENIMIENTO ARCOS DE ACERO		
NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO + GEOMECAÁNICA	CATEGORIZACIÓN)	
	BAJO (B)	1
	34 - 68	
	MEDIO (M)	2
	69 - 204	
ALTO (A)	6	
205 - 272		
MUY ALTO (MA)	10	
273 - 340		

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 45. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en intersecciones

IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS GEOMECANICOS Y EVALUACIÓN DEL RIESGO

EMPRESA: _____ MINA: _____ MANTO/CAPA: _____
 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO: _____
 TIPO DE LABOR MINERA: INTERSECCIONES
 TIPO DE LABOR MINERA: ACTIVA PASIVA ABCISAS DE LA ZONA CRITICA: _____

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
1	Forma geométrica de la intersección, T,Y, X, y Cruz.	T	1	Y	2	En X con ángulo de 45°	6	Cruz	10	
2	Forma y tamaño de las excavaciones que se cruzan.	De igual forma y tamaño.	1	De la misma forma pero diferente tamaño, con cambio gradual.	2	De la misma forma pero diferente tamaño, con cambios bruscos.	6	De diferente forma y tamaño.	10	
3	Profundidad vertical (H) de las zonas mineras activas propensas a estallido de rocas.	H < 360 m	1	H (360-450m)	2	H (450 -600m)	6	H> 600m	10	
4	Resistencia promedio a la compresión simple de la roca intacta (σ_c , en MPa), de techo, piso y dureza.	> 50MPa, alta, a muy alta y dura.	1	25-50 MPa, Moderadamente dura.	2	5-25MPa, Baja, moderadamente blanda.	6	1-5 MPa, Muy baja Muy blanda.	10	
5*	Bajo nivel de esfuerzos in situ ($\sigma_1/\sigma_C < 0.15$) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_c = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masivo (RMR > 75), levemente fracturado, reacción linealmente elástica.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) caída o deslizamiento de bloque y cuñas.	2	Altamente fracturado RMR (25 - 50), desmoronamiento de bloques desde la superficie de a excavación.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, desmoronamiento muy severo de bloques de roca angulosos e irregulares desde la superficie de la excavación.	10	
	Nivel intermedio de esfuerzos in situ , σ_1/σ_C (0.15-0.4) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_c = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Macizo rocoso masivo, levemente fracturado (RMR > 75) rotura frágil, en algunos bordes adyacentes de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil localizada de roca intacta y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), rotura frágil localizada de la roca intacta y desmoronamiento a lo largo de las discontinuidades.	6	Intensamente fracturada, plegado y fallado RMR < 25, rotura frágil localizada de la roca intacta, desmoronamiento intenso a lo largo de la discontinuidad con grandes desprendimientos.	10	
	Alto nivel de esfuerzos in situ, $\sigma_1/\sigma_C > 0.4$ y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_c = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masiva, levemente fracturado, RMR > 75, rotura frágil alrededor de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), asentamiento y expansión de las roca. Elástico-plástico-continuo.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, asentamiento y expansión de la roca, muy severos. Elástico-plástico-dúctil-continuo.	10	

*Nota: se califica en función de la condición que aplique.

Continuación. Tabla 45

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
6	Estructura del macizo rocoso.	Levemente fracturado, ≤ 3 sistemas de discontinuidades. Muy espaciadas entre si. (RQD 75 -90%), (2-6 fract/m).	1	Moderadamente fracturado, muy bien trabado, no disturbado, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales, (RQD 50-75%) , (6 -12 fract/m).	2	Muy fracturado. Moderadamente trabado, parcialmente disturbado, bloques angulosos formando por 4 o más sistemas de discontinuidades, (RQD 25-50%) , (12-20 fract/m).	6	Intensamente fracturado. Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptados formando bloques angulosos o irregulares. (RQD<25%). (> 20 fract/m)	10	
7	Condiciones de las discontinuidades.	Buena (muy resistente, fresca) superficies muy rugosas e inalteradas, cerradas, no continuas.	1	Regular (resistente, levemente alterada), rugosas, manchas de oxidación, ligeramente abiertas separación < 1 mm.	2	Pobre (resistencia moderada, moderadamente alterada), superficies lisas, ligeramente abierta, separación de 1-5mm , o relleno < 5mm de espesor. Continuos.	6	Muy pobre (resistencia muy baja, muy alterada), superficie pulida o con estrías, relleno blando o compacto con fragmentos de roca > 5mm de espesor, separación > 5mm . Continuos.	10	
8	Agua subterránea (flujo de agua por cada 10m de longitud de galería) (L/min).	Seco.	1	Húmedo-mojado, < 10L/m -(10-25 L/m).	2	Goteo con algunas venillas de agua, 25-125 L/m.	6	Flujo de agua, >125 L/m.	10	
9	Zonas concentradas de esfuerzos, originados por esfuerzos de estribos o transferencia de esfuerzos inducidos por explotaciones adyacentes.	No se presentan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Poca interacción y acumulación de esfuerzos producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	2	Alta interacción y acumulación de esfuerzos con altas presiones, producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	6	Interacción muy alta, máxima concentración de esfuerzos, presión de roca excesiva, transferencia de esfuerzos elevada por excavaciones adyacentes.	10	
10	Intersecciones en zonas concentradas de esfuerzos, inducidos por estructuras geológicas (fallas, plegamientos anticlinales sinclinales).	No se presentan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Intersecciones en zonas moderadamente concentradas de esfuerzos inducido por estructura geológica.	2	Intersecciones en zona concentrada altos esfuerzos inducida por estructura geológica.	6	Intersecciones en zonas críticas de esfuerzos concentrados muy altos, inducido por estructura geológica.	10	
11	Bloques o cuñas de roca.	No se observan formación de bloque o cuñas de roca propensas a caídas.	1	Se observa caída de cuñas de roca o bloques formados en paredes, propensas a caer por deslizamiento.	2	Se observa caída de cuñas de roca o bloques formados en techo, propensas a caer por deslizamiento.	6	Se observa caída de cuñas de roca o bloques formados en techo, propensas a caer verticalmente .	10	
12	Calidad de la roca de techo (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Techo fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Techo regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Techo débil.	6	Muy mala RMR (<20). Techo muy débil.	10	
13	Calidad de la roca de piso (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Piso fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Piso regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Piso débil.	6	Muy mala RMR(< 20). Piso muy débil.	10	

Continuación. Tabla 45

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
14	Calidad de la capa de mineral, roca o manto extraíble, RMR.	Muy buena-buena RMR (100-61). Fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Regularmente débil.	2	Malo RMR (40-21). Débil.	6	Muy malo RMR (< 21). Muy débil.	10	
15	Espesor de las capas de techo, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
16	Espesor de las capas de piso, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
17	Superficie de ruptura por cortante de la superficie del techo.	No se evidencia.	1	Cizallamiento o cortante pequeño < 1m.	2	Cizallamiento o cortante notable entere 1-2m.	6	Cizallamiento o cortante, grande muy notable entre > 2m.	10	
18	Abertura de separación de estratos, cuñas o bloques irregulares de rocas con caída potencial según dirección del movimiento.	No se evidencia.	1	Ligero, escasamente, poco significativo.	2	Significante 0.5-1 cm.	6	Muy significativo > 1cm.	10	
19	Tiempo de auto sostenimiento (stand -up time) de la excavación, por cada longitud sin sostener.	20 años para 15 m - 1año para 10m.	1	1 semana para 5 m.	2	10 hrs para 2.5 m.	6	30 min para 1m.	10	
TOTAL										

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 46. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para el sistema de sostenimiento en intersecciones

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO										
FACTOR A EVALUAR			EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES
1	Sistema de sostenimiento conforme al plan de sostenimiento (PS).	En conformidad con el PS.	1	Parcialmente conforme con el PS en algunas intersecciones.	2	Diferencia notable en dimensiones y tipo de sostenimiento empleado.	6	No conforme al PS.	10	
2	Tipo y propiedades mecánicas de los elementos de sostenimiento (resistencia a la fluencia, flexión, tracción, etc.) según condiciones de servicio, para el diseño de sistema de sostenimiento (DISOST).	Se conocen tipo y propiedades mecánicas, y se aplica al DISOST.	1	Se conocen tipo y propiedades mecánicas, pero se aplica en el DISOST en ciertos sectores.	2	Se conocen tipo y propiedades mecánicas, se aplican en el DISOST, pero no se ha actualizado el plan de sostenimiento.	6	No se conoce el tipo y propiedades mecánicas para el DISOST.	10	
3	Canasteo del techo y estado.	No se observa espacio vacío entre el sostenimiento y el techo, no requiere canasteo.	1	Espacio vacío entre sostenimiento y roca de techo, < 0.5 m requiere canasteo con pocos maderos, regularmente en contacto con la roca.	2	Espacio vacío entre el sostenimiento y roca de techo, 0.5 - 1m, requiere canasteo y relleno. Mal distribuido escaso contacto con la roca deteriorado.	6	Espacio vacío entre el sostenimiento y roca de techo > 1m, canasteo mal distribuido, sin contacto con la roca y deteriorado.	10	
4	Revestimiento o forro, estado y contacto con la roca de techo y paredes, y sostenimiento.	Completamente forrada, en buen estado, en contacto con el techo y paredes. O no requiere forro.	1	Parcialmente forrada y regular estado. Deficiente contacto con el techo y paredes.	2	Escasamente forrada, forro deteriorado y contacto muy deficiente con el techo y paredes.	6	No cuenta con forro y se requiere forro según el PS.	10	
5	Elementos de sostenimiento flectados, fallados-deformados.	No se presenta, no requiere sostenimiento.	1	Ligeramente flectados y deformados.	2	Bastante flectados y deformados.	6	Fuertemente deformados con rotura.	10	
6	Corrosión de los elementos metálicos, PH del agua (presencia de sulfatos, cloruros y carbonatos)	No se observa o baja corrosión PH de 6.9-7.9	1	Moderada PH entre 4-5	2	Alta, PH entre 2-4	6	Muy alta, PH ≤ 2 o PH ≥ 11.9	10	
7	Zapatas, hundimiento-deterioro.	No hundidas, no deterioradas.	1	Ligeramente hundidas, < 10 cm, moderadamente deterioradas.	2	Hundidas, 10-15cm, deterioradas.	6	Muy hundidas 15 -25cm, muy deterioradas.	10	
8	Estado de las esquinas de las intersecciones (no deformadas, reforzadas, deformadas, fracturadas)	Firmes, no deformadas y reforzadas.	1	Poco firmes, ligeramente deformadas y poco reforzadas.	2	Débiles, deformadas y no reforzadas.	6	Muy débiles, no reforzadas, con desprendimiento de rocas, fracturadas y altamente deformadas.	10	
9	Cunetas (construcción, deterioro y mantenimiento (Mto)).	No se requiere o se requiere y estas se encuentra construidas correctamente, en buen estado y Mto.	1	Construidas correctamente, en regular deterioro, escaso Mto.	2	Construidas incorrectamente, deterioradas, Mto muy regular.	6	Sin/o con cunetas, mal construidas, completamente deterioradas, sin Mto.	10	
TOTAL										

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 47. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y sistema de sostenimiento en intersecciones.

SISTEMA DE SOSTENIMIENTO INTERSECCIONES		
NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO + GEOMECANICA	CATEGORIZACIÓN)	
	BAJO (B)	1
	28 - 56	
	MEDIO (M)	2
	57 - 168	
	ALTO (A)	6
	169 - 224	
	MUY ALTO (MA)	10
225 - 280		

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 48. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en pernos de anclaje.

IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS GEOMECANICOS Y EVALUACIÓN DEL RIESGO

EMPRESA: _____ MINA: _____ MANTO/CAPA: _____
 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO: **PERNOS DE ANCLAJE**
 TIPO DE LABOR MINERA: ACTIVA PASIVA ABCISCA DE LA ZONA CRITICA: _____

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
1	Profundidad vertical (H) de las zonas mineras activas propensas a estallido de rocas.	H < 360 m	1	H (360-450m)	2	H (450 -600m)	6	H> 600m	10	
2	Resistencia promedio a la tracción y flexión de la roca intacta de techo y paredes.	> 50MPa, alta, a muy alta y dura.	1	2.5-5 Mpa, moderadamente dura.		0.5-2.5 Mpa, Baja, moderadamente blanda.		0.1-0.5 Mpa, muy baja, muy blanda.	10	
3	Resistencia promedio a la compresión simple de la roca intacta (σc, en MPa), de techo, piso y dureza.	> 50MPa, alta, a muy alta y dura.	1	25-50 MPa, Moderadamente dura.	2	5-25MPa, Baja, moderadamente blanda.	6	1-5 MPa, Muy baja Muy blanda.	10	
4	Estructura del macizo rocoso.	Levemente fracturado, ≤ 3 sistemas de discontinuidades. Muy espaciadas entre si. (RQD 75 -90%), (2-6 fract/m).	1	Moderadamente fracturado, muy bien trabado, no disturbado, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales, (RQD 50-75%) , (6 -12 fract/m).	2	Muy fracturado. Moderadamente trabado, parcialmente disturbado, bloques angulosos formando por 4 o más sistemas de discontinuidades, (RQD 25-50%), (12-20 fract/m).	6	Intensamente fracturado. Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptados formando bloques angulosos o irregulares. (RQD<25%). (> 20 fract/m)	10	
5	Forma y orientación de la excavación con respecto a la orientación del campo de esfuerzos principales in situ (σ1/σ3) y su distribución.	Relación de ejes de la excavación equivalentes con la relación de los esfuerzos in situ y la forma distribuye uniformemente los esfuerzos.	1	Relación de ejes de la excavación equivalentes con la relación de los esfuerzos in situ, pero la forma distribuye regularmente los esfuerzos y los concentran en ciertas zonas.	2	Relación de ejes de la excavación no corresponden completamente a la relación de los esfuerzos in situ. La forma no permite una distribución uniforme y se intensifica la concentración de esfuerzos.	6	Relación de ejes de la excavación no es equivalente a la relación de esfuerzos in situ. Forma no adecuada, sin distribución de esfuerzos, ocasionando fracturas por esfuerzos de compresión y tracción.	10	
6	Dirección de la excavación con respecto a la orientación del campo de esfuerzos estructurales mayores, in situ.	Dirección de la excavación en dirección del campo de esfuerzos.	1	Dirección de la excavación entre 30°-45° con respecto a al dirección del campo de esfuerzos.	2	Dirección de la excavación entre 45°- 60°con respecto a al dirección del campo de esfuerzos.	6	Dirección de la excavación perpendicular al campo de esfuerzos.	10	
7	Espaciamiento de discontinuidades.	> 2m, ampliamente espaciadas.	1	0.6-2m, moderadamente espaciadas.	2	0.2m-0.06m, estrechamente espaciadas.	6	<0.06m, muy estrechamente espaciadas.	10	
8	Condiciones de las discontinuidades.	Buena (muy resistente, fresca) superficies muy rugosas e inalteradas, cerradas, no continuas.	1	Regular (resistente, levemente alterada), rugosas, manchas de oxidación, ligeramente abiertas separación < 1 mm.	2	Pobre (resistencia moderada, moderadamente alterada), superficies lisas, ligeramente abierta, separación de 1-5mm , o relleno < 5mm de espesor. Continuos.	6	Muy pobre (resistencia muy baja, muy alterada), superficie pulida o con estriaciones, relleno blando o compacto con fragmentos de roca > 5mm de espesor, separación > 5mm . Continuos.	10	

Continuación. Tabla 48

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA									
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES
Bajo nivel de esfuerzos in situ ($\sigma_1/\sigma_C < 0.15$) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masivo (RMR > 75), levemente fracturado, reacción linealmente elástica.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) caída o deslizamiento de bloque y cuñas.	2	Altamente fracturado RMR (25 - 50), desmoronamiento de bloques desde la superficie de a excavación.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, desmoronamiento muy severo de bloques de roca angulosos e irregulares desde la superficie de la excavación.	10	
9* Nivel intermedio de esfuerzos in situ , σ_1/σ_C (0.15-0.4) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Macizo rocoso masivo, levemente fracturado (RMR > 75) rotura frágil, en algunos bordes adyacentes de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil localizada de roca intacta y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), rotura frágil localizada de la roca intacta y desmoronamiento a lo largo de las discontinuidades.	6	Intensamente fracturada, plegado y fallado RMR < 25, rotura frágil localizada de la roca intacta, desmoronamiento intenso a l o largo de la discontinuidad con grandes desprendimientos.	10	
Alto nivel de esfuerzos in situ, $\sigma_1/\sigma_C > 0.4$ y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masiva, levemente fracturado, RMR > 75, rotura frágil alrededor de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), asentamiento y expansión de las roca. Elástico-plástico-continuo.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, asentamiento y expansión de la roca, muy severos. Elástico-plástico-dúctil-continuo.	10	
10 Dirección de las discontinuidades (diaclasas, fallas, planos de estratificación) con respecto al eje de la excavación en avance.	Eje de la excavación perpendicular a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 45°-90°.	1	Eje de la excavación perpendicular a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 20°-45°.	2	Eje de la excavación paralela a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 45°-90°.	6	Eje de la excavación paralela a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 20°-45°.	10	
11 Avance de la excavación contra la inclinación de las discontinuidades.	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 0°-20°.	1	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 50°-90°.	2	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 20°-35°.	6	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 35°-50°.	10	
12 Agua subterránea (flujo de agua por cada 10m de longitud de galería) (L/min).	Seco.	1	Húmedo-mojado, < 10L/m -(10-25 L/m).	2	Goteo con algunas venillas de agua, 25-125 L/m.	6	Flujo de agua, >125 L/m.	10	
13 Zonas concentradas de esfuerzos, originados por esfuerzos de estribos o transferencia de esfuerzos inducidos por explotaciones adyacentes.	No se observan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Poca interacción y acumulación de esfuerzos producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	2	Alta interacción y acumulación de esfuerzos con altas presiones, producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	6	Interacción muy alta, máxima concentración de esfuerzos, presión de roca excesiva, transferencia de esfuerzos elevada por excavaciones adyacentes.	10	

*Nota: se califica en función de la condición que aplique.

Continuación. Tabla 48

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
14	Zonas concentradas de esfuerzos, inducidos por estructuras geológicas (fallas, plegamientos, anticlinales, sinclinales).	No se observan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Actividad minera en zonas moderadamente concentradas de esfuerzos ocasionadas por la estructura geológica.	2	Actividad minera en zona concentrada de esfuerzos indicados por la estructura geológica	6	Actividad minera concentrada en zonas críticas de muy altos esfuerzos inducidos por la estructura geológica.	10	
15	Bloques o cuñas de roca potencialmente inestables.	No se observan formación de bloque o cuñas de roca propenso a caídas.	1	Se observa caída de cuñas de roca o bloques formados en paredes, propensas a caer por deslizamiento.	2	Se observa caída de cuñas de roca o bloques formados en techo, propensas a caer por deslizamiento.	6	Se observa caída de cuñas de roca o bloques formados en techo, propensas a caer verticalmente.	10	
16	Calidad de la roca de techo (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Techo fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Techo regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Techo débil.	6	Muy mala RMR (<20). Techo muy débil.	10	
17	Calidad de la roca de piso (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Piso fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Piso regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Piso débil.	6	Muy mala RMR(< 20). Piso muy débil.	10	
18	Calidad de la capa de mineral, roca o manto extraíble, RMR.	Muy buena-buena RMR (100-61). Fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Regularmente débil.	2	Malo RMR (40-21). Débil.	6	Muy malo RMR (< 21). Muy débil.	10	
19	Espesor de las capas de techo, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
20	Ruptura por cortante en la superficie del techo o entre techo y paredes.	No presenta rupturas por cortante.	1	Cizallamiento o cortante pequeño, longitud < 1m.	2	Cizallamiento o cortante notable, longitud de 1-2m.	6	Cizallamiento o cortante, grande muy notable, longitud > 2m.	10	
21	Presencia de abertura de separación entre estratos, de bloques irregulares o de cuñas, con caída potencial según dirección del movimiento.	No se presentan aberturas de separación entre estratos, de bloques o de cuñas.	1	Ligera separación, escasamente detectable.	2	Separación significativa de 0.5-1 cm.	6	Separación muy significativa > 1cm.	10	
22	Tiempo de auto sostenimiento (stand -up time) de la excavación, por cada longitud sin sostener.	20 años para 15 m - 1año para 10m.	1	1 semana para 5 m.	2	10 hrs para 2.5 m.	6	30 min para 1m.	10	
TOTAL										

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 49. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para el sistema de sostenimiento por pernos de anclaje

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO									
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES
1 Tipo de acero y propiedades mecánicas (resistencia a la fluencia, flexión, tracción, entre otros) según condiciones de servicio, para el diseño de sistema de sostenimiento (DISOST).	Se conocen tipo y propiedades mecánicas del acero, y se aplica al DISOST.	1	Se conocen tipo y propiedades mecánicas del acero, pero se aplica en el DISOST en ciertos sectores.	2	Se conocen tipo y propiedades mecánicas del acero, se aplican en el DISOST, pero no se ha actualizado el plan de sostenimiento.	6	No se conoce el tipo y propiedades mecánicas del acero para el DISOST.	10	
2 Patrón de empernado (# de pernos/m2), en conformidad con el plan de sostenimiento (PS)	Conforme al PS.	1	Regularmente conforme al PS, (en algunas zona).	2	En gran parte o conforme al PS.	6	Muy inconforme con el PS.	10	
3 Pruebas de extracción del perno (ensayo pull test), procedimiento y calibración del equipo.	Se realiza prueba de extracción del perno según procedimiento y con equipo calibrado.	1	Se realiza periódicamente, prueba de extracción del perno pero no existe un procedimiento, y se desconoce el tiempo de calibración del equipo.	2	Esporádicamente se realiza prueba de extracción del perno, sin procedimiento y con equipo no calibrado.	6	No se realiza prueba de extracción del perno, tampoco se tienen procedimiento y equipos para realiza dicha prueba.	10	
4 Propiedades de la resina. almacenamiento.	Se conocen las propiedades de la resina y su almacenamiento es adecuado.	1	Se conocen las propiedades de la resina pero su almacenamiento es inadecuado.	2	No se conoce completamente las propiedades de la resina y su almacenamiento es inadecuado.	6	Se desconocen las propiedades de la resina y almacenamiento inadecuado.	10	
5 Torque establecido al sistema de empernado (prueba de torque a la resina), equipo y procedimiento.	Se realiza prueba de torque a todo el sistema y se dispone del equipo adecuado y procedimiento.	1	Se realiza prueba de torque a todo el sistema, se dispone del equipo adecuado, pero no se tiene el procedimiento.	2	Se realiza prueba de torque a todo el sistema, se dispone del equipo inadecuado y sin procedimiento.	6	Se requiere realiza la prueba de torque pero no se realiza y no se dispone del equipo adecuado y procedimiento.	10	

Continuación. Tabla 49

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
6	Dimensiones placa metálica portante (planchuela) y contacto con la roca.	Dimensiones acorde con la calidad de la roca (firme) y pleno contacto.	1	Dimensiones acorde con la calidad de la roca y contacto con la roca defectuoso.	2	Dimensiones de la placa pequeña, con calidad de la roca mala y contacto defectuoso.	6	Dimensiones de la placa muy pequeña, calidad de la roca muy mala y contacto muy defectuoso.	10	
7	Placas o planchuelas, deformadas dobladas, rosca del perno lisa.	No deformadas.	1	Ligeramente deformadas.	2	Bastante deformadas dobladas.	6	Fuertemente deformadas y dobladas.	10	
8	Longitud de pernos de techo tensados, que proporcionan soporte, creando una viga de estratos laminados.	Mayor a 76 cm de largo.	1	64 - 76 cm.	2	38 -64 cm de largo.	6	< 38 cm de largo.	10	
9	Longitud de pernos de techo tensados que proporcionan soporte, suspendiendo el techo de estratos superpuestos mas fuertes.	Longitud de anclaje en los estratos mas fuertes, >30cm.	1	Longitud de anclaje en los estrato mas fuerte igual a 30 cm.	2	Longitud de anclaje en los estrato mas fuerte, 13-30 cm.	6	Longitud de anclaje en los estrato mas fuerte < 13 cm.	10	
10	Instalación del sistema de empernado para el soporte de bloques o cuñas de roca potencialmente inestables, y en conformidad con el DISOST.	Correcta instalación del sistema de empernado y en conformidades con el DISOST.	1	Se observan algunos defectos en la instalación y algunas inconformidades con el DISOST.	2	Instalación defectuosa del sistema de empernado y no conforme con el DISOST.	6	Incorrecta instalación, o bloques o cuñas de roca potencialmente inestables sin soporte, e inconformidades con el DISOST.	10	
11	Anillo anular (diferencia entre el diámetro del perno y el diámetro del barreno.	2,5 -4,5 mm (0.01-0.17pulg)	1	4,5-6.5mm (0.17-0.25pulg)	2	6.5-8,5mm (0.25-0.33pulg)	6	mayor a 8,5mm (0.33pulg)	10	
12	Corrosión de los elementos metálicos PH del agua (presencia de sulfatos, cloruros y carbonatos).	No se presenta, o baja corrosión PH de 6.9-7.9.	1	Moderada PH entre 4-5	2	Alta, PH entre 2-4	6	Muy alta, PH ≤ 2 o PH ≥ 11.9	10	
TOTAL										

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 50. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y sistema de sostenimiento por pernos de anclaje.

SISTEMA DE SOSTENIMIENTO PERNOS DE ANCLAJE		
NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO + GEOMECANICA	CATEGORIZACIÓN)	
	BAJO (B)	1
	34 - 68	
	MEDIO (M)	2
	69 - 204	
ALTO (A)	6	
205 - 272		
MUY ALTO (MA)	10	
273 - 340		

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 51. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas en excavaciones con sostenimiento natural

IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS GEOMECANICOS Y EVALUACIÓN DEL RIESGO

EMPRESA: _____

MINA: _____

MANTO/CAPA: _____

SISTEMA DE SOSTENIMIENTO: EXCAVACIONES SIN SOSTENIMIENTO ARTIFICIAL

TIPO DE LABOR MINERA: _____

ACTIVA

PASIVA

ABSCISA DE LA ZONA CRITICA: _____

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
1	Profundidad vertical (H) de las zonas mineras activas propensas a estallido de rocas.	H < 360 m	1	H (360-450m)	2	H (450 -600m)	6	H> 600m	10	
2	Forma geométrica de la intersección, T,Y, X, y cruz.	T	1	Y	2	En X con ángulo de 45°	6	Cruz	10	
3	Forma y tamaño de las excavaciones que se cruzan.	De igual forma y tamaño.	1	De la misma forma pero diferente tamaño, con cambio gradual.	2	De la misma forma pero diferente tamaño, con cambios bruscos.	6	De diferente forma y tamaño.	10	
4	Resistencia promedio a la tracción y de la roca intacta de techo y paredes.	5-10 MPa alta (dura). 10-25 MPa muy alta (muy dura).	1	2.5-5 MPa, moderadamente dura.	2	0.5-2.5 MPa, baja, moderadamente blanda.	6	0.1-0.5 MPa, muy baja, muy blanda.	10	
5	Resistencia promedio a la compresión simple de la roca intacta (σc, en MPa), de techo, piso y dureza.	> 50MPa, alta, a muy alta y dura.	1	25-50 MPa, resistencia moderada y dura.	2	5-25MPa, Baja, moderadamente blanda.	6	1-5 MPa, Muy baja Muy blanda.	10	
6	Estructura del macizo rocoso.	Levemente fracturado, ≤ 3 sistemas de discontinuidades. Muy espaciadas entre sí. (RQD 75 -90%). (2-6 fract/m).	1	Moderadamente fracturado, muy bien trabado, no disturbado, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales, (RQD 50-75%) , (6 -12 fract/m).	2	Muy fracturado. Moderadamente trabado, parcialmente disturbado, bloques angulosos formando por 4 o más sistemas de discontinuidades, (RQD 25-50%) , (12-20 fract/m).	6	Intensamente fracturado. Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptados formando bloques angulosos o irregulares. (RQD<25%). (> 20 fract/m)	10	
7	Forma y orientación de la excavación con respecto a la orientación del campo de esfuerzos principales in situ (σ1/σ3) y su distribución.	La relación de los ejes de la excavación son equivalentes con la relación de los esfuerzos in situ y la forma distribuye uniformemente los esfuerzos.	1	La relación de los ejes de excavación son equivalentes con la relación de los esfuerzos in situ, pero la forma distribuye regularmente los esfuerzos y los concentran en ciertas zonas.	2	La relación de los ejes de la excavación no corresponden completamente a la relación de los esfuerzos in situ. La forma no permite una distribución uniforme y se intensifica la concentración de esfuerzos.	6	La relación de los ejes de la excavación no es equivalente a la relación de esfuerzos in situ. Forma no adecuada, sin distribución de esfuerzos, ocasionando fracturas por esfuerzos de compresión y tracción.	10	

Continuación. Tabla 51

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECÁNICA									
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES
8 Dirección de la excavación con respecto a la orientación del campo de esfuerzos estructurales mayores, in situ.	Dirección de la excavación en dirección del campo de esfuerzos.	1	Dirección de la excavación entre 30°-45° con respecto a la dirección del campo de esfuerzos.	2	Dirección de la excavación entre 45°-60° con respecto a la dirección del campo de esfuerzos.	6	Dirección de la excavación perpendicular al campo de esfuerzos.	10	
9*	Bajo nivel de esfuerzos in situ ($\sigma_1/\sigma_C < 0.15$) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) caída o deslizamiento de bloque y cuñas.	2	Altamente fracturado RMR (25 - 50), desmoronamiento de bloques desde la superficie de a excavación.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, desmoronamiento muy severo de bloques de roca angulosos e irregulares desde la superficie de la excavación.	10	
	Nivel intermedio de esfuerzos in situ, σ_1/σ_C (0.15-0.4) y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil localizada de roca intacta y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), rotura frágil localizada de la roca intacta y desmoronamiento a lo largo de las discontinuidades.	6	Intensamente fracturada, plegado y fallado RMR < 25, rotura frágil localizada de la roca intacta, desmoronamiento intenso a lo largo de la discontinuidad con grandes desprendimientos.	10	
	Alto nivel de esfuerzos in situ, $\sigma_1/\sigma_C > 0.4$ y calidad del macizo rocoso. σ_1 = esfuerzo principal mayor, y σ_C = resistencia compresión simple de la roca intacta.	Masiva, levemente fracturado, RMR > 75, rotura frágil alrededor de la excavación.	1	Moderadamente fracturado RMR (50-75) rotura frágil de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques.	2	Altamente fracturado RMR (25-50), asentamiento y expansión de las roca. Elástico-plástico-continuo.	6	Intensamente fracturado, plegado y fallado RMR < 25, asentamiento y expansión de la roca, muy severos. Elástico-plástico-dúctil-continuo.	10
10 Espaciamiento de discontinuidades.	> 2m, ampliamente espaciadas.	1	0.6-2m, moderadamente espaciadas.	2	0.2m-0.06m, estrechamente espaciadas.	6	<0.06m, muy estrechamente espaciadas.	10	
11 Condiciones de las discontinuidades.	Buena (muy resistente, fresca) superficies muy rugosas e inalteradas, cerradas, no continuas.	1	Regular (resistente, levemente alterada), rugosas, manchas de oxidación, ligeramente abiertas separación < 1 mm.	2	Pobre (resistencia moderada, moderadamente alterada), superficies lisas, ligeramente abierta, separación de 1-5mm, o relleno < 5mm de espesor. Continuos.	6	Muy pobre (resistencia muy baja, muy alterada), superficie pulida o con estrías, relleno blando o compacto con fragmentos de roca > 5mm de espesor, separación > 5mm. Continuos.	10	
12 Longitud o persistencia de las discontinuidades principales en el rumbo.	> 1 m	1	1-3 m	2	10-20 m	6	> 20 m	10	
13 Longitud o persistencia de discontinuidades principales en el buzamiento.	> 1 m	1	1-3 m	2	10-20 m	6	> 20 m	10	
14 Dirección de las discontinuidades (diaclasas, fallas, planos de estratificación) con respecto al eje de la excavación en avance.	Eje de la excavación perpendicular a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 45°-90°.	1	Eje de la excavación perpendicular a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 20°-45°.	2	Eje de la excavación paralela a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 45°-90°.	6	Eje de la excavación paralela a la dirección de las discontinuidades o falla que inclina entre 20°-45°.	10	

*Nota: se califica en función de la condición que aplique.

Continuación. Tabla 51

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
15	Avance de la excavación contra la inclinación de las discontinuidades.	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 0°-20°.	1	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 50°-90°.	2	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 20°-35°.	6	Avance en contra de la inclinación de las discontinuidades que inclinan entre 35°-50°.	10	
16	Agua subterránea (flujo de agua por cada 10m de longitud de galería) (L/min).	Seco.	1	Húmedo-mojado, < 10L/m -(10-25 L/m).	2	Goteo con algunas venillas de agua, 25-125 L/m.	6	Flujo de agua, >125 L/m.	10	
17	Zonas concentradas de esfuerzos, originados por esfuerzos de estribos o transferencia de esfuerzos inducidos por explotaciones adyacentes.	No se observan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Poca interacción y acumulación de esfuerzos producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	2	Alta interacción y acumulación de esfuerzos con altas presiones, producidos por algún tipo de excavaciones adyacentes.	6	Interacción muy alta, máxima concentración de esfuerzos, presión de roca excesiva, transferencia de esfuerzos elevada por excavaciones adyacentes.	10	
18	Zonas concentradas de esfuerzos, inducidos por estructuras geológicas (fallas, plegamientos, anticlinales, sinclinales).	No se observan zonas concentradas de esfuerzos.	1	Actividad minera en zonas moderadamente concentradas de esfuerzos ocasionadas por la estructura geológica.	2	Actividad minera en zona concentrada de esfuerzos indicados por la estructura geológica.	6	Actividad minera concentrada en zonas críticas de muy altos esfuerzos inducidos por la estructura geológica.	10	
19	Bloques o cuñas de rocas formadas por intersección de las discontinuidades.	No se presentan formación de bloque o cuñas de roca potencialmente inestables.	1	Se presentan formación de bloques o cuñas de roca potencialmente inestables en techo.	2	Se presentan formación de bloques o cuñas de rocas potencialmente inestables en techo y paredes, que caen impulsado por gravedad o por deslizamiento.	6	Se presentan gran formación de bloques o cuñas de rocas inestables alrededor de la excavación, que caen impulsados por gravedad y por esfuerzos inducidos.	10	
20	Calidad de la roca de techo (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Techo fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Techo regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Techo débil.	6	Muy mala RMR (<20). Techo muy débil.	10	
21	Calidad de la roca de piso (RMR).	Muy buena-buena RMR (100-61). Piso fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Piso regularmente débil.	2	Mala RMR (40-21). Piso débil.	6	Muy mala RMR(< 20). Piso muy débil.	10	
22	Calidad de la capa de mineral, roca o manto extraíble, RMR.	Muy buena-buena RMR (100-61). Fuerte.	1	Regular RMR (60-41). Regularmente débil.	2	Malo RMR (40-21). Débil.	6	Muy malo RMR (< 21). Muy débil.	10	
23	Índice de resistencia geología (GSI) y calidad de la roca de techo.	60 ≤ GSI < 100 calidad buena a muy buena.	1	40 ≤ GSI < 60, calidad regular.	2	20 ≤ GSI < 40 calidad mala.	6	0 ≤ GSI < 20 calidad muy mala.	10	
24	Índice de resistencia geológica (GSI) y calidad de la roca de piso.	60 ≤ GSI < 100 calidad buena a muy buena.	1	40 ≤ GSI < 60, calidad regular.	2	20 ≤ GSI < 40 calidad mala.	6	0 ≤ GSI < 20 calidad muy mala.	10	

Continuación. Tabla 51

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) GEOMECANICA										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
25	Índice de resistencia geológica (GSI) y calidad de la roca o manto extraíble	60 ≤ GSI < 100 calidad buena a muy buena.	1	40 ≤ GSI < 60, calidad regular.	2	20 ≤ GSI < 40, calidad mala.	6	0 ≤ GSI < 20, calidad muy mala.	10	
26	Espesor de las capas de techo, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
27	Espesor de las capas de piso, firmeza, laminación, diaclasamiento y resistencia de contactos.	Grueso, Masivo, fuerte, no diaclasado.	1	Relativamente grueso, masivo, moderadamente débil, moderadamente diaclasado.	2	Delgado, estratificado, laminar, débil, baja resistencia de contactos, diaclasado.	6	Muy delgado, muy estratificado, muy laminar, muy débil, intensamente diaclasado, propenso a desmoronarse, expansivo y fluyente.	10	
28	Ruptura por cortante en la superficie del techo o entre techo y paredes.	No presenta rupturas por cortante.	1	Cizallamiento o cortante pequeño, longitud < 1m.	2	Cizallamiento o cortante notable, longitud de 1-2m.	6	Cizallamiento o cortante, grande muy notable, longitud > 2m.	10	
29	Presencia de abertura de separación entre estratos, de bloques irregulares o de cuñas, con caída potencial según dirección del movimiento.	No se presentan aberturas de separación entre estratos, de bloques o de cuñas.	1	Ligera separación, escasamente detectable.	2	Separación significativa de 0.5-1 cm.	6	Separación muy significativa > 1cm.	10	
30	Limites permisibles (LP) de vibración (mm/s) producida por voladura subterránea para la seguridad de la roca de techo, según el RMR y cambio tensional del macizo rocoso (MR).	LP 100-120 mm/s para RMR (50-60). LP 120 mm/s para RMR (60-80), cambio tensional bajo del RMR, si LP entre 100-120 mm/s.	1	LP 70-100 mm/s para RMR (40-50). Cambio tensional moderado si el LP es ligeramente mayor a 70 mm/s.	2	LP 50- 70 mm/s) para RMR (40-50 . Cambio tensional alto si LP > 70 mm/s.	6	LP 50 mm/s para RMR (20-30). Fuerte cambio tensional del RM si el LP es considerablemente mayor a 50 mm/s.	10	
31	Cambio de estado tensional del macizo rocoso, influenciado por explotaciones adyacentes.	Existen pilares de barrera o de protección diseñados para la excavación minera. Distancias lejanas.	1	Existen pilares de barrera o de protección diseñados para la excavación minera. Pero no cumplen con las dimensiones de diseño. Explotaciones relativamente cercanas.	2	Existen pilares de barrera o de protección para la excavación minera, pero no existen diseños. Explotaciones cercanas.	6	No existen pilares de barrera o pilares para la excavación minera. Explotaciones muy cerca.	10	
32	Tiempo de auto sostenimiento (stand -up time) de la excavación, por cada longitud sin sostener.	20 años para 15 m - 1año para 10m.	1	1 semana para 5 m.	2	10 hrs para 2.5 m.	6	30 min para 1m.	10	
TOTAL			34		68		204		340	

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 52. Determinación del nivel de deficiencia (ND) para excavaciones con sostenimiento natural

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SIN SOSTENIMIENTO ARTIFICIAL										
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES	
1	Espesor de roca o viga de techo inmediato. masiva, estratificada, litología y diaclasamiento.	Espesor > 1,2 m, masiva, no estratificada, poco diaclasada.	1	Espesor total > 1.2 m. Estratos gruesos de diferente litología, poco diaclasada.	2	Espesor total > 1.2 m. Estratos delgados de diferente litología, diaclasados.	6	Espesor < 1.2 m. Estratos muy delgados, laminares y diaclasados.	10	
2	Factor de resistencia alrededor de la excavación (FR), según software aplicado en modelación de la excavación subterránea, sin sostenimiento de la roca. (FR=resistencia del macizo rocoso/esfuerzos inducidos alrededor de la excavación).	FR = (1.5 -2), condiciones estables de la excavación (no requiere sostenimiento).	1	FR= (1-1.4), condiciones moderadamente estables alrededor de la excavación. (No requiere sostenimiento)	2	FR < 1, condiciones inestables alrededor de la excavación. (requiere sostenimiento)	6	No se aplica modelación para determinar que la excavación no requiere sostenimiento.	10	
3	No requerimiento de sostenimiento basados en alguna clasificación geomecánica del macizo rocoso del techo (CGMR). (Bieniaswki, Barton, Mathews, o Laubscher).	El plan de sostenimiento contiene la CGMR del techo de la excavación que demuestra que no se requiere sostenimiento.	1	El plan de sostenimiento contiene la CGMR del techo de la excavación, que demuestra que no se requiere sostenimiento, pero el ancho de la excavación varía en algunos sectores.	2	El plan de sostenimiento contiene la CGMR del techo de la excavación, que demuestra que no se requiere sostenimiento, pero el ancho de la excavación no es conforme al plan de sostenimiento.	6	El plan de sostenimiento no contiene la CGMR del techo de la excavación, que demuestre que el techo de la excavación no requiere sostenimiento.	10	
4	Dureza de las banda de rocas o planos de separación suprayacente de la viga de roca de techo inmediato.	No existe presencia de banda de roca o plano de separación suprayacente de la viga de roca de techo inmediato.	1	Existe presencia de banda de roca o plano de separación suprayacente (semiduro), de la viga de roca de techo inmediato.	2	Existe presencia de banda de roca o plano de separación suprayacente (débil), de la viga de roca de techo inmediato.	6	Existe presencia de banda de roca o plano de separación suprayacente (muy blando), de la viga de roca de techo inmediato.	10	
5	Factor de seguridad (FS), en análisis de estabilidad de bloque o cuñas de rocas formadas por discontinuidades, en las excavaciones sin sostenimiento, aplicando algún software de modelación, dips y unwedge entre otros.	FS, 1.5 - 2 (no requiere sostenimiento para soportar cuñas de roca).	1	FS, 1-1.4 (no requiere sostenimiento para soporte de cuñas de roca).	2	FS < 1 (requiere sostenimiento para soporte de cuñas de roca).	6	No se aplica modelación para determinar el FS de diseño, en la determinación de la estabilidad de bloques o cuñas roca alrededor de la excavación sin sostenimiento.	10	

Continuación. Tabla 52

NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SIN SOSTENIMIENTO ARTIFICIAL									
FACTOR A EVALUAR	BAJO (B)	EVALUACION	MEDIO (M)	EVALUACION	ALTO (A)	EVALUACION	MUY ALTO (MA)	EVALUACION	OBSERVACIONES
6	Factor de seguridad de diseño (FS), de la viga de roca de techo inmediato formado por un solo estrato. Sin sostenimiento.	FS, 8 - 6	1	FS, 5 - 4	2	< 4	6	No se conoce FS de diseño.	10
7	Forma y tamaño de la excavación con forme a la estructura del macizo rocoso e inestabilidad controlada estructuralmente, mecanismo de falla de cuñas o bloques de roca.	Conforme a la estructura del macizo rocoso, no se forman bloque potencialmente inestables.	1	Conforme a la estructura del macizo rocoso. Formación de bloques o cuñas de roca en techo, potencialmente estables, soportados por las paredes de la excavación.	2	Forma conforme a la estructura pero el tamaño de la excavación es demasiado grande que pone al descubierto bloques o cuñas de roca en techo y/o paredes, que impulsados por gravedad generan inestabilidad controlada estructuralmente.	6	No conforme a la estructura y se genera inestabilidad controlada estructuralmente, se producen mecanismos de falla por caída de cuñas o bloques de roca en techo y /o paredes, impulsados por gravedad o por deslizamientos.	10
8	Forma, tamaño y dirección de la excavación conforme a los esfuerzos principales in situ, e intersección con discontinuidades predominantes.	Forma y tamaño y dirección de la excavación favorables con respecto a los esfuerzos principales e intersecciones con discontinuidades predominantes. No se genera inestabilidad inducida por esfuerzos, ni mecanismo de falla.	1	Forma y tamaño y dirección de la excavación moderadamente favorables con respecto a los esfuerzos principales e intersecciones con las discontinuidades predominantes en ángulos > 45° y < 90°, disminución del impacto de los esfuerzos.	2	Forma y tamaño y dirección de la excavación favorables con respecto a los esfuerzos principales, pero desfavorables con respecto a las discontinuidades predominantes paralelas a la excavación, formación de grandes bloques de roca de techo potencialmente inestables y desprendimiento en las paredes.	6	Forma y tamaño y dirección de la excavación muy desfavorables con respecto a los esfuerzos principales y discontinuidades predominantes, se genera inestabilidad inducida por esfuerzos, y mecanismo de falla.	10
9	Contenido de sulfatos en el macizo rocoso y/o en yacimiento extraíble que rodea la excavación.	< 3000 ppm	1	3000 ppm -5000 ppm	2	5000 ppm-8000 ppm	6	> 8000ppm	10
TOTAL									

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 53. Determinación del nivel de deficiencia (ND) según condiciones geomecánicas y sistema de sostenimiento natural

SISTEMA DE SOSTENIMIENTO NATURAL		
NIVEL DE DEFICIENCIA (ND) SOSTENIMIENTO + GEOMECAICA	CATEGORIZACIÓN)	
	BAJO (B)	1
	41 - 82	
	MEDIO (M)	2
	83 - 246	
ALTO (A)	6	
247 - 328		
MUY ALTO (MA)	10	
329 - 410		

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

8.4 Evaluación de riesgos geomecánicos

La evaluación de riesgos geomecánicos se debe desarrollar teniendo como referencia la integración de los resultados obtenidos mediante el nivel de deficiencia (ND)

para los sistemas de sostenimiento para las labores mineras, el nivel de exposición (NE) y el nivel de consecuencia (NC) (ver Tabla 54).

Tabla 54. Nivel de exposición (NE) y Nivel de consecuencia (NC) para la evaluación del riesgo geomecánica en los sistemas de sostenimiento.

TIEMPO DE PERMANENCIA		CATEGORIZACIÓN)	
NIVEL DE EXPOSICIÓN (NE)	ESPORÁDICA	1	MORTAL O CATASTRÓFICO
	Circulación de manera eventual.		Muerte
	OCASIONAL	2	MUY GRAVE
	Alguna vez durante la jornada laboral y por periodo de tiempo corto.		Lesiones (Incapacidad permanente parcial o invalidez)
FRECUENTE	3	GRAVE	
Se presenta varias veces durante la jornada laboral por tiempos cortos.		Lesiones (Incapacidad temporal)	
CONTINUA	4	LEVE	
Sin interrupción o varias veces con tiempo prolongado durante la jornada laboral.		Lesiones que no requieren incapacidad	

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

La determinación del nivel de riesgo se desarrolla integrando la valoración asignada mediante la siguiente expresión:

$$NR = (ND * NE) * NC$$

Donde:

NR= Nivel de Riesgo

ND= Nivel de Deficiencia

NE= Nivel de Exposición

NC= Nivel de Consecuencia

El cálculo del nivel de riesgo se encuentra categorizado teniendo como referencia los valores máximos y mínimos definidos según la integración de parámetros establecidos en las tablas 55 y 56.

Tabla 55. Determinación del nivel de riesgo

DETERMINACIÓN DEL NIVEL DE RIESGO					
NIVEL DE RIESGO (NR)= (ND * NE) * NC		40 -- 24	20 -- 10	8 -- 6	4 -- 1
NIVEL DE CONSECUENCIA (NC)	100	I - 4000 - 2400	I - 2000 - 1000	I - 800 - 600	II - 400 - 100
	60	I - 2400 - 1440	I - 1200 - 600	II - 480 - 360	II 240 / III 60
	25	I - 1000 - 600	II - 500 - 250	II - 200 - 150	III - 100 - 25
	10	II - 400 - 240	II 200 / III 100	III - 80 - 60	III 40 / IV 10

Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

Tabla 56. Aceptabilidad de riesgo

ACEPTABILIDAD DEL RIESGO				
NIVEL DE RIESGO	VALOR DE NR	SIGNIFICADO		RECOMENDACIÓN
I	4000 - 600	No aceptable.	Situación crítica, corrección urgente.	Cierre inmediato de la labor. Condiciones geomecánicas muy malas, alto potencial de caída de rocas, requiere reforzamiento inmediato.
II	500 - 150	No aceptable o aceptable con control específico.	Corregir o adaptar medidas de control.	Condiciones geomecánicas regulares, caída potencial de rocas, requiere reforzamiento del sostenimiento y monitoreo continuo del comportamiento geomecánico del macizo rocoso y del sostenimiento. Medición de convergencias.
III	120 - 40	Mejorable.	Mejorar el control existente.	Condiciones geomecánicas aceptables, bajo potencial de caída de rocas y requiere reforzamiento puntual.
IV	10	Aceptable.	No intervenir, salvo que un análisis más preciso lo justifique.	Condiciones geomecánicas aceptables, no requiere reforzamiento; seguir con monitoreo constante.

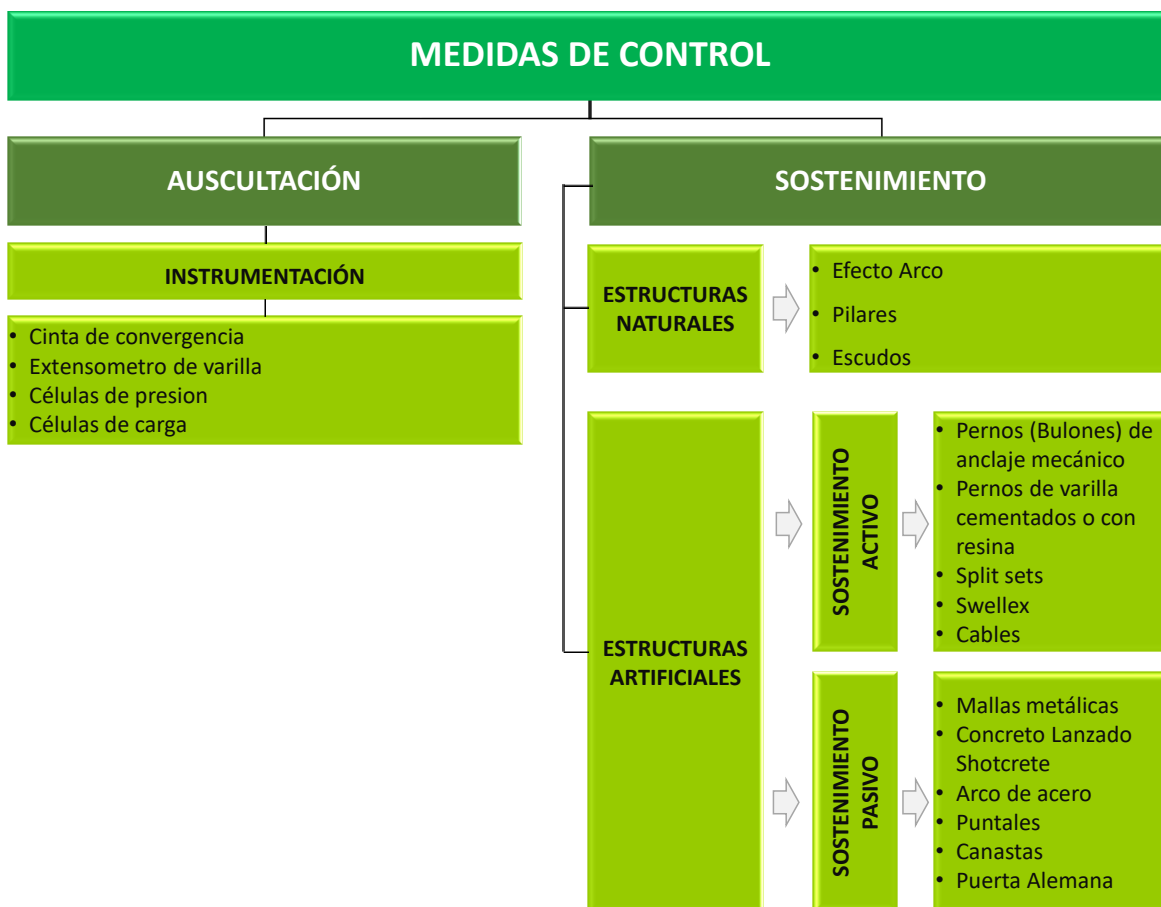
Nota: Modificado de la Guía Técnica Colombiana GTC 45 – 2012.

8.5 Medidas de control

Las principales medidas de control que se deben implementar dentro de la identificación de peligros geomecánicos y evaluación del riesgo por falla geomecánica en la minería subterránea, se dividen en: técnicas de auscultación y el manejo del

sostenimiento, las cuales determinan los procesos de instrumentación como el manejo de estructuras naturales y artificiales (ver Figura 76). En el Anexo 3, se identifican los principales instrumentos para realizar las medidas de control.

Figura 76. Medidas de control respecto al riesgo geomecánico



8.5.1 Auscultación

Según la Guía de Control Geotécnico de Minería Subterránea (J. M. Madariaga, 2015), un método básico aplicable para el control de estabilidad en minas subterráneas es la Auscultación. Esta permite determinar

parámetros tales como desplazamientos en el contorno de la excavación, movimientos en el interior del macizo rocoso y cargas y presiones sobre el sostenimiento, entre otros.

8.5.2 Sostenimiento

El propósito principal de cualquier sostenimiento es el de conservar la resistencia inherente de la masa de roca, mantener la capacidad portante, y distribuir los esfuerzos generados a través de los elementos de soporte para evitar desprendimientos de roca que puedan generar accidentes.

Estructuras naturales

El sostenimiento, según los estudios geomecánicos del macizo rocoso, muestra características autosoportantes y refleja una calidad de roca buena, con alta resistencia y estabilidad. En el Anexo 3, se detallan algunos aspectos de control de seguridad que deben considerarse en el sostenimiento natural.

Estructuras artificiales

En las estructuras artificiales se distinguen dos tipos: el sostenimiento activo que es un elemento que refuerza la roca (parte integral de la roca), y el sostenimiento pasivo que la sostiene (parte externa de la roca que responde a deformaciones del macizo).

En relación con el sostenimiento activo se destaca el manejo de: pernos (bulones) de anclaje mecánico, pernos de varilla cementados o con resina, Split sets, swellex y cables, mientras que a nivel sostenimiento pasivo se destaca el manejo de: mallas metálicas, concreto lanzado (shotcrete), arco de acero, tacos, canastas y puerta alemana. En el Anexo 3, se presentan algunos aspectos de control de seguridad que se deben considerar en estructuras artificiales.

8.5.3 Implementación de las medidas de control

La Guía Técnica Colombiana GTC-45 (2012) establece las orientaciones y lineamientos enfocadas a garantizar las medidas de control de riesgo. Instrumento que ha sido enfocado y adaptado a la evaluación de las medidas de control de riesgo geomecánico, para el cual es recomendable definir un plan de

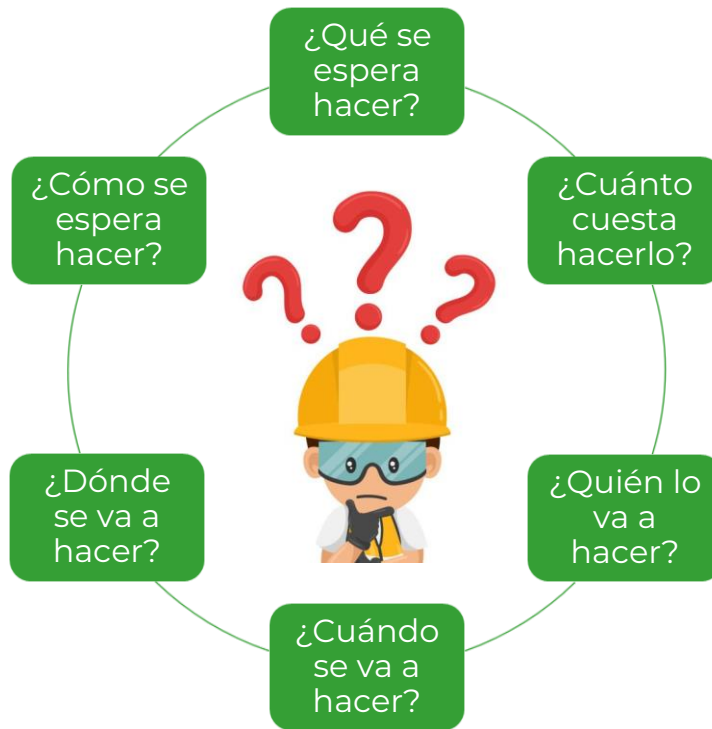
trabajo con base en el nivel de riesgo determinado en la etapa de evaluación. Este permitirá establecer la criticidad de acuerdo con la probabilidad de ocurrencia de un accidente o enfermedad laboral. En la práctica, las empresas deberían tener, como mínimo, los criterios expuestos en la Figura 77.

Figura 77. Criterios para tener en cuenta en la implementación de las medidas de control



El plan de trabajo debe contemplar los interrogantes planteados en la Figura 78.

Figura 78. Interrogantes para tener en cuenta en la implementación de las medidas de control



8.5.4 Seguimiento a medidas de control

Luego de la implementación de las medidas de control, se realizará seguimiento para medir su efectividad, pertinencia y permanencia en el tiempo. Este proceso puede incluir:

- Revisión de la conveniencia del tratamiento
- Verificación de uso correcto de los controles
- Revisión de los indicadores de seguridad y salud en el trabajo
- Revisión del cumplimiento de la legislación aplicable

8.5.5 Revisión de la valoración de riesgos

De forma periódica, cuando las condiciones cambian, se presentan emergencias y fatalidades, se debe realizar una revisión de la valoración de los riesgos a fin de garantizar que:

- Se incluyan los riesgos nuevos provenientes de cambios o modificaciones en procesos o actividades.
- Se modifique la evaluación del riesgo luego de implementadas las medidas para el tratamiento del riesgo, en situaciones tales como:
 - ◆ Cambio en la naturaleza de la actividad, aparición de

elementos estructurales o geológicos que modifican significativamente los procesos de trabajo.

- ◆ Fallas o debilidades de seguridad encontradas en inspecciones, auditorías o en investigaciones de Incidentes o accidentes laborales.
- ◆ Análisis de seguridad más profundos a riesgos específicos.
- ◆ Seguimiento de acciones correctivas, preventivas y oportunidades de mejora.
- ◆ Nueva legislación.
- ◆ Cambios en equipos y/o tecnología.

8.5.6 Comunicación de los riesgos

Según lo expuesto en el Decreto 1072 de 2015, Artículo 2.2.4.6.15, la evaluación de riesgos debe ser considerada como un documento controlado, disponible para consulta y análisis, tanto para personal propio como para temporales y contratistas, estableciendo los requisitos para la identificación de peligros, evaluación y valoración de los riesgos en el lugar de

trabajo. Además, el Artículo 2.2.4.6.14 establece la necesidad de disponer de canales que permitan recolectar inquietudes, ideas y aportes de los trabajadores, los cuales deben estar encaminados a garantizar el acceso a la comunicación y definición del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud en el Trabajo (SST).

8.6 Medidas de prevención

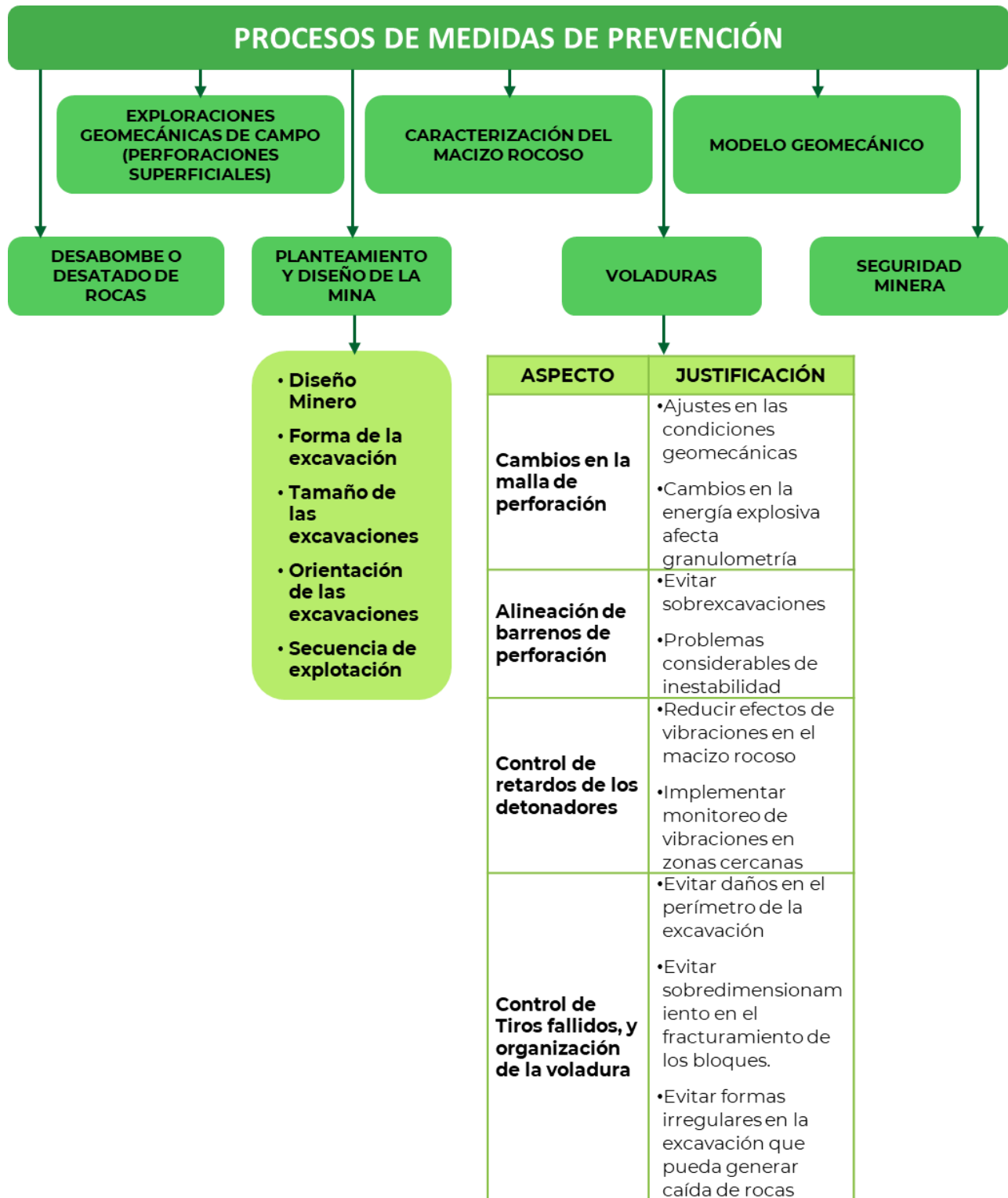
Este tipo de medidas de seguridad conlleva la elaboración de acciones que anticipen los posibles efectos de los problemas de estabilidad en las minas subterráneas, tanto para los trabajadores como para la infraestructura. La prevención puede convertirse en un instrumento de gestión efectivo mediante la consolidación de una política bien definida.

En este enfoque, todos los elementos que la componen se utilizan de manera óptima para comprender e

interpretar adecuadamente los riesgos y los efectos que pueden surgir en las explotaciones subterráneas cuando ocurren fallas de tipo geomecánico. Al igual que con las medidas de control, en esta sección se presentan algunos aspectos que pueden contribuir a la consolidación de la política de prevención. Por lo cual la aplicación de estará orientada hacia un enfoque predominantemente ingenieril y técnico (Ver Figura 79). En el Anexo 4, se detallan cada una de las medidas de control recomendadas.



Figura 79. Procesos de medidas de prevención

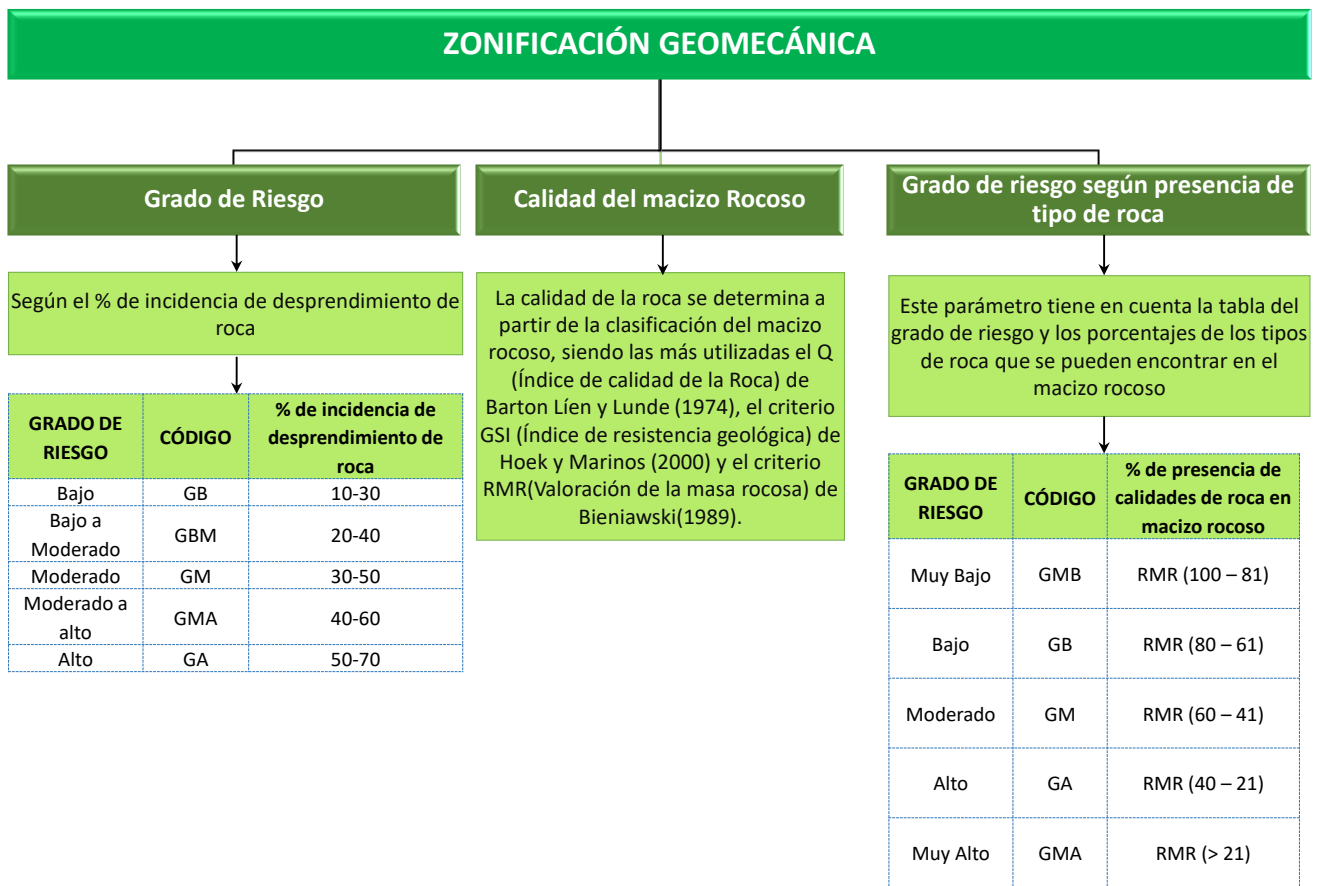


8.7 Medidas de mitigación

Dentro de las medidas de mitigación del riesgo geomecánico, se propone tener en cuenta el proceso de zonificación geomecánica que responde a los resultados de los estudios previos realizados. Estos llevan a identificar las zonas más propensas a

fenómenos de inestabilidad y que son parte de los estudios de ingeniería que definen la realización de cualquier proyecto minero (Conceptual, Prefactibilidad y Factibilidad), (ver Figura 80).

Figura 80. Medidas de mitigación a partir de la zonificación geomecánica



9

INVESTIGACIÓN DE ACCIDENTES MINEROS CAUSADOS POR FALLAS GEOMECÁNICAS



9. INVESTIGACIÓN DE ACCIDENTES MINEROS CAUSADOS POR FALLAS GEOMECÁNICAS

La investigación de accidentes mineros originados por fallas geomecánicas demanda un riguroso Aseguramiento y Control de Calidad (QA/QC, por sus siglas en inglés), Aseguramiento de la Calidad (QA) y Control de Calidad (QC), en el proceso de obtención de muestras de rocas y elementos de sostenimiento. En el marco de estos procedimientos, adquiere primordial importancia la

ejecución de la toma de muestras y la realización de ensayos de laboratorio de las rocas del macizo rocoso y materiales de los elementos de sostenimiento. Estas acciones resultan necesarias durante la fase de análisis causal en la investigación del accidente. En dicha etapa, se atiende los aspectos descritos en el numeral 9.2 que se desarrolla a continuación.

9.1 QA/QC en la toma de muestras para la investigación (rocas y elementos de sostenimiento)

En el contexto de la industria minera subterránea, donde la seguridad y la eficiencia son pilares fundamentales, la investigación de accidentes mineros causados por fallas geomecánicas es de gran importancia: cada incidente y accidente representa un “puzzle geomecánico” que requiere una meticulosa investigación para

comprender sus causas y controlar futuros eventos.

En la Figura 81, se muestra el programa de aseguramiento y control de la calidad, desde la recolección de datos en el lugar del incidente hasta el análisis y la presentación de los resultados.

Figura 81. Diseño de un programa de aseguramiento y control de la calidad (QA/QC)



9.2 Toma de muestras y resultados de ensayos de laboratorio que se deben tener en cuenta en la fase de análisis causal de la investigación del accidente causado por falla geomecánica

9.2.1 Toma de muestras de rocas para la investigación de un accidente

La norma BS EN ISO 22475-1, titulada en inglés: Geotechnical investigation and testing - Sampling methods and groundwater measurements - Part 1: Technical principles for execution, es una referencia fundamental en el ámbito de la ingeniería geotécnica, ya que proporciona directrices detalladas y principios técnicos para la ejecución de métodos de muestreo en rocas y mediciones de aguas subterráneas. Este documento describe procedimientos y estándares que posibilitan una toma de muestras precisa y representativa en el estudio de macizos rocosos, siendo vital para comprender y evaluar las condiciones geomecánicas. Esto es especialmente

indispensable en el contexto de investigaciones y análisis de accidentes relacionados con fallas geomecánicas.

La adopción de esta norma asegura la aplicación de las mejores prácticas internacionales, no solo contribuyendo a la calidad y confiabilidad de los datos recopilados, sino que también establece una base sólida para la comparación y el análisis global de resultados. Esto eleva los estándares de seguridad y diseño en la industria minera colombiana, fomentando prácticas robustas y sostenibles.

Las técnicas para obtener muestras de roca se pueden dividir en los grupos descritos en la Tabla 57.

Tabla 57. Técnicas de muestreo de roca

TIPO	TÉCNICAS DE MUESTREO DE ROCA
	DESCRIPCIÓN
Perforación	Útil para recuperar muestras de núcleo en rocas blandas (seco), fácilmente erosionables y sensibles al agua. Es menos adecuada para rocas de dureza media a alta.

TIPO	TÉCNICAS DE MUESTREO DE ROCA
	DESCRIPCIÓN
Bloques	Se utiliza cuando es fundamental obtener muestras no perturbadas y representativas del material en su entorno natural. El muestreo de bloques se clasifica típicamente como un método de muestreo de categoría A.
Integral	<p>Permite tomar muestras de núcleo completas, orientadas y no perturbadas para preservar las características del macizo rocoso, sin alteraciones producidas por la perforación, y para determinar las condiciones primarias de las discontinuidades naturales y su orientación.</p> <p>Las muestras de roca son:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Núcleos (completos e incompletos) • Muestras de bloques

Nota: Adaptación Norma BS EN ISO 22475-1

Existen tres categorías de métodos de muestreo de roca, según la mejor calidad alcanzable de las

muestras de roca en las condiciones del terreno dadas, (Ver Tabla 58).

Tabla 58. Técnicas de muestreo de roca, según la mejor calidad alcanzable de las muestras de roca.

MUESTREO SEGÚN LA CALIDAD	
CATEGORÍA	DESCRIPCIÓN
A	Cuando se obtienen muestras en las cuales no se ha producido ninguna o solo una ligera alteración de la estructura de la roca durante el procedimiento de muestreo. Las propiedades de resistencia, deformación, contenido de agua, densidad, porosidad y permeabilidad de la muestra de roca corresponden a los valores <i>in situ</i> .
B	La estructura del macizo rocoso ha sido perturbada y, por lo tanto, las propiedades de resistencia y deformación, el contenido de agua, la densidad, la porosidad y la permeabilidad del macizo rocoso en sí mismo se han visto afectadas.
C	La estructura del macizo rocoso y sus discontinuidades han sido completamente alteradas. El material rocoso puede haber sido triturado. Es posible que ocurran algunos cambios en los componentes o en la composición química del material rocoso. Se puede identificar el tipo de roca, su matriz, textura y estructura.

Nota: Adaptación Norma BS EN ISO 22475-1.

Transporte de muestras de roca: en situaciones donde se considere que existe la posibilidad de que la muestra de roca se deteriore o altere antes de

ser sometida a un nuevo examen, es imperativo llevar a cabo un registro detallado en el lugar de perforación (ver Tabla 59).

Tabla 59. Consideraciones en el transporte de muestreo de roca.

TRANSPORTE DE MUESTREO DE ROCA	
CATEGORÍA	DESCRIPCIÓN
A	<ul style="list-style-type: none"> • Deben colocarse en recipientes sólidos de forma individual • De no obtenerse mediante perforaciones, deben envolverse inmediatamente herméticamente • Deben protegerse contra vibraciones, golpes, calor, frío y cambios de temperatura • Las muestras se transportarán de manera horizontal y se almacenarán en contenedores de envío apropiados, fabricados con madera, metal u otro material que ofrezca amortiguación y/o aislamiento térmico tanto para la muestra como para el contenedor • Las rocas sensibles a cambios en la humedad deben sellarse con parafina o un material similar. • El material de amortiguación ya sea aserrín, caucho, poliestireno, espuma de poliuretano u otro material con características similares de resiliencia, debe envolver completamente las muestras para garantizar que no sufran perturbaciones durante el transporte • NOTA: un material de amortiguación satisfactorio entre las muestras y las paredes del contenedor de envío puede tener un grosor mínimo de 25 mm
B	<ul style="list-style-type: none"> • Deben colocarse en recipientes sólidos de forma individual • Si las muestras no se obtuvieron mediante perforaciones, deben envolverse inmediatamente por completo • Deben protegerse contra vibraciones, golpes, calor, frío y cambios de temperatura. Las muestras se transportarán horizontalmente
C	<ul style="list-style-type: none"> • Deben colocarse y transportarse en cajas de núcleo estructuralmente sólidas • Deben ser colocadas considerando su tamaño y forma para evitar daños durante el transporte

Nota: Adaptación Norma BS EN ISO 22475-1.

9.2.2 Toma de muestras de elementos de sostenimiento para la investigación de un accidente

Dentro del ámbito de las excavaciones subterráneas, la extracción de muestras se convierte en un componente básico durante una investigación de accidentes, destinada a evaluar la calidad e integridad de los elementos de sostenimiento. Estos

elementos desempeñan un papel decisivo en cuanto a la estabilidad y seguridad. En la Tabla 60, se detallan las técnicas de muestreo adaptadas para distintos tipos de elementos de sostenimiento.

Tabla 60. Técnicas de muestreo adaptadas para diferentes tipos de elementos de sostenimiento

ELEMENTO DE SOSTENIMIENTO	TÉCNICA DE MUESTREO
PERNOS DE ANCLAJE	Seleccionar un número representativo de pernos en diferentes ubicaciones considerando: <ul style="list-style-type: none"> • El uso de taladro para extraer secciones de los pernos • La integridad
MALLAS ELECTROSOLDADAS	Cortar secciones de la malla en áreas críticas o representativas para su posterior análisis.
SHOTCRETE U HORMIGÓN PROYECTADO	Obtener muestras extrayendo núcleos o secciones de la superficie, garantizando que sean representativas de la calidad del sostenimiento.
ELEMENTOS DE MADERA	Seleccionar secciones representativas de las palancas, cápiz, puntales u otros componentes de madera en las ubicaciones críticas; utilizando herramientas adecuadas para obtener las muestras sin dañarlas.
ARCOS DE ACERO	Seccionar muestras representativas de los arcos en las ubicaciones críticas. Utiliza herramientas de corte adecuadas para extraer secciones de los arcos, asegurando que las muestras sean representativas.

Consideraciones adicionales durante las etapas de muestreo (ver Figura 82).

Figura 82. Consideraciones adicionales durante las etapas de muestreo

ETIQUETADO Y DOCUMENTACIÓN	TRANSPORTE Y ALMACENAMIENTO	TOMA DE MUESTRAS COMPLEMENTARIAS	CANTIDAD	LUGAR DE MUESTREO
<ul style="list-style-type: none"> Se aplican a todas las muestras, independientemente del tipo de elemento de sostenimiento 	<ul style="list-style-type: none"> Deben realizarse cuidadosamente para preservar su integridad. 	<ul style="list-style-type: none"> Diferentes ubicaciones del área de interés para asegurar que las muestras sean representativas Formulación de un plan de muestreo con expertos en geotecnia o mecánica de rocas para obtener orientación específica según las condiciones de tu investigación 	<ul style="list-style-type: none"> Puede variar el número de muestras según los cambios litológicos. Debe ser equilibrado la representatividad con los recursos disponibles para la investigación. 	<ul style="list-style-type: none"> Adicionalmente se incluirán elementos de sostenimiento que estén en buen estado en el sitio de almacenamiento y compararlos con sus fichas técnicas o especificaciones originales en una investigación de accidentes

Nota: Adaptación Norma BS EN ISO 22475-1.

9.2.3 Ensayos de laboratorios de rocas para la investigación de un accidente

En una investigación de accidentes en minería subterránea, la caracterización de las rocas mediante ensayos de laboratorio resulta fundamental para comprender las causas subyacentes del incidente. En la

Tabla 61, se detallan los ensayos que deben considerarse al realizar pruebas en las muestras de rocas obtenidas durante el proceso de muestreo, contribuyendo así al análisis causal del accidente.

Tabla 61. Ensayos a especímenes de roca en laboratorio

ENSAYO DE LABORATORIO DE ROCAS	REFERENCIA	DESCRIPCIÓN
Preparación de muestras	ASTM D4543-19: Standard Practices for Preparing Rock Core as Cylindrical Test Specimens and Verifying Conformance to Dimensional and Shape Tolerances.	Ofrece directrices detalladas para la preparación de núcleos de roca como especímenes cilíndricos, asegurando que cumplan con tolerancias específicas en cuanto a dimensiones y forma.

ENSAYO DE LABORATORIO DE ROCAS	REFERENCIA	DESCRIPCIÓN
Ensayo de contenido de humedad	ASTM D2216-19 Standard Test Methods for Laboratory Determination of Water (Moisture) Content of Soil and Rock by Mass.	Establece métodos de prueba para la determinación de contenido de agua (humedad) en suelos y rocas mediante mediciones de masa.
Ensayo de densidad, y porosidad	International Society for Rock Mechanics. Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests. Committee on Laboratory Tests, & Nieble, C. M. (1977). Suggested methods for determining water content, porosity, density, absorption and related properties and swelling and slake-durability index properties. ISRM.	Este documento es una fuente de métodos recomendados para determinar diversas propiedades geomecánicas y físicas en muestras de roca. Incluye pautas para la medición de contenido de agua, porosidad, densidad, absorción y propiedades relacionadas, así como índices de hinchamiento y durabilidad ante la desintegración por humedad.
Análisis petrográfico	International Society for Rock Mechanics. Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests. Committee on Laboratory Franklin, J. A. (1972). Suggested method for petrographic description of rocks. ISRM.	Permite examinar la composición mineralógica y la textura de las muestras de roca. Puede ayudar a identificar posibles debilidades en la estructura de la roca y las características que podrían haber contribuido al accidente.
Ensayo de carga puntual	ASTM D5731-16 Standard Test Method for Determination of the Point Load Strength Index of Rock and Application to Rock Strength Classifications	Establece un método de prueba para determinar el índice de resistencia a la carga puntual de rocas y su aplicación en la clasificación de la resistencia de las rocas.
Ensayo de resistencia uniaxial a la compresión (UCS)	ASTM D7012-14e1 Standard Test Methods for Compressive Strength and Elastic Moduli of Intact Rock Core Specimens under Varying States of Stress and Temperatures	Proporciona información sobre la resistencia de la roca y su capacidad para mantener la integridad en condiciones de alta presión.

ENSAYO DE LABORATORIO DE ROCAS	REFERENCIA	DESCRIPCIÓN
Ensayo de resistencia a la tracción indirecta	ASTM D3967-16 Standard Test Method for Splitting Tensile Strength of Intact Rock Core Specimens	El ensayo de resistencia a la tracción indirecta (Brazilian Test) evalúa la resistencia de una roca a la fractura bajo tracción. Puede ayudar a determinar la cohesión y la resistencia al corte de la roca.
Ensayo de resistencia al corte directo (Shear Test)	ASTM D5607-16 Standard Test Method for Performing Laboratory Direct Shear Strength Tests of Rock Specimens Under Constant Normal Force	Proporciona información sobre la resistencia al deslizamiento para comprender el comportamiento de las discontinuidades en la roca.
Ensayo de compresión triaxial	ASTM D7012-14e1 Standard Test Methods for Compressive Strength and Elastic Moduli of Intact Rock Core Specimens under Varying States of Stress and Temperatures	Este ensayo simula condiciones de confinamiento y proporciona información sobre el comportamiento de la roca en condiciones de alta presión. Puede ayudar a determinar la resistencia y la deformación de la roca bajo diferentes niveles de confinamiento.
Ensayo de velocidad de ondas sísmicas	ASTM D2845-08 Standard Test Method for Laboratory Determination of Pulse Velocities and Ultrasonic Elastic Constants of Rock (Withdrawn 2017)	Este ensayo permite determinar la velocidad de propagación de ondas sísmicas en la roca, lo que puede ofrecer información sobre su elasticidad y densidad, así como sobre posibles zonas de debilidad.
Ensayos de expansión y durabilidad	International Society for Rock Mechanics. Commission on Standardization of Laboratory and Field Tests. Committee on Laboratory Tests, & Nieble, C. M. (1977). suggest methods for determining water content, porosity, density, absorption, and related properties and swelling and slake-durability index properties. ISRM.	Estos ensayos permiten evaluar la respuesta de la roca a cambios de temperatura o humedad, correlacionable con las condiciones subterráneas

Además de los ensayos mencionados, se debe llevar a cabo un minucioso levantamiento de las discontinuidades presentes en la zona de investigación. Este enfoque se centra en desarrollar una caracterización preliminar antes de evaluar la estabilidad de las excavaciones subterráneas y analizar la posible ocurrencia de accidentes. Identificar orientación, densidad, apertura y características

geomecánicas de las discontinuidades permitirá construir un modelo de Discrete Fracture Network (DFN), que simule de manera precisa el comportamiento de las rocas en la zona. El modelo DFN es una herramienta valiosa para comprender cómo las discontinuidades afectan la integridad de las excavaciones y puede ser fundamental en la prevención de futuros accidentes mineros subterráneos.

9.2.4 Ensayos de laboratorios de elementos de sostenimiento para la investigación de un accidente

En el ámbito de la investigación de accidentes mineros subterráneos, se repite un análisis minucioso de las propiedades de varios elementos, incluyendo no solo las rocas, sino también los elementos de sostenimiento, como pernos, mallas electrosoldadas, arcos de acero, madera y shotcrete. Estos elementos aportan dentro de la definición de la estabilidad y seguridad de las excavaciones subterráneas. Para comprender a fondo las causas de un accidente, resulta imprescindible realizar una serie de ensayos de laboratorio en las muestras de los

materiales obtenidas durante el proceso de muestreo.

En la Tabla 62, se esquematizan los ensayos que deben llevarse a cabo en estos elementos, brindando una visión integral de sus características y calidad en el marco de la investigación de accidentes mineros. Estos ensayos posibilitan la identificación de posibles debilidades en los elementos, las cuales podrían haber contribuido al accidente. Al mismo tiempo, permiten la formulación de estrategias de prevención.

Tabla 62. Ensayos a especímenes de elementos de sostenimiento

MATERIAL	ENSAYO DE LABORATORIO	REFERENCIA	DESCRIPCIÓN
MADERA	Ensayo de densidad de la madera	Instituto Colombiano de Normas Técnicas y Certificación. Madera. Determinación del peso específico aparente. Bogotá: ICONTEC, 1974. 5p. (NTC 290 Primera actualización).	Este ensayo evalúa la densidad de la madera, lo que puede proporcionar información sobre su calidad y resistencia.
	Ensayo de resistencia a la compresión paralela a las fibras	Instituto Colombiano de Normas Técnicas y Certificación. Maderas. Determinación de la resistencia a la compresión axial o paralela al grano. Bogotá: ICONTEC, 1974. 5p. (NTC784).	Mide la resistencia de la madera a la compresión en la dirección de las fibras.
	Ensayo de resistencia a la flexión	Instituto Colombiano de Normas Técnicas y Certificación. Determinación de la resistencia a la flexión. Bogotá: ICONTEC, 1973. 7p. (NTC 663).	Evalúa la capacidad de la madera para soportar fuerzas de flexión.
	Ensayo de humedad	Instituto Colombiano de Normas Técnicas y Certificación. Determinación del contenido de humedad para ensayos físicos y mecánicos. Bogotá: ICONTEC, 2006. 6p. (NTC206).	Este ensayo determina el contenido de humedad de la madera. Una de las causas de su deterioro
ACERO	Ensayo de resistencia a la tracción del acero	ASTM E8/E8M-22 Standard Test Methods for Tension Testing of Metallic Materials	Este ensayo evalúa la resistencia del material del arco de acero a fuerzas de tracción.
	Ensayo de resistencia a la compresión del acero	ASTM E9-09 Standard Test Methods of Compression Testing of Metallic Materials at Room Temperature	Evalúa la capacidad del arco de acero para soportar fuerzas de compresión.
	Ensayo de dureza	ASTM E18-22 Standard Test Methods for Rockwell Hardness of Metallic Materials	La dureza del acero puede determinar su resistencia a la deformación y la penetración.
	Ensayo de análisis químico	ASTM E415-21 Standard Test Method for Analysis of Carbon and Low-Alloy Steel by Spark Atomic Emission Spectrometry	La composición química del arco de acero permite evaluar su calidad y resistencia.

MATERIAL	ENSAYO DE LABORATORIO	REFERENCIA	DESCRIPCIÓN
ACERO	Ensayo de análisis metalográfico	ASTM E3-11(2017) Standard Guide for Preparation of Metallographic Specimens	Este ensayo permite examinar la microestructura del material y detectar posibles defectos internos.
	Ensayos no destructivos (END)	ASTM E164-19, Standard Practice for Contact Ultrasonic Testing of Weldments. ASTM E165/E165M-18, Standard Practice for Liquid Penetrant Testing for General Industry. ASTM E94/E94M-17, Standard Guide for Radiographic Examination Using Industrial Radiographic Film.	Es posible considerar ensayos no destructivos, como ultrasonido o radiografía, para detectar defectos ocultos en los arcos de acero.
CONCRETO LANZADO	Ensayo de resistencia a la compresión del shotcrete	ASTM C1604/C1604M-05(2019) Standard Test Method for Obtaining and Testing Drilled Cores of Shotcrete	Este ensayo evalúa la capacidad del shotcrete para resistir fuerzas de compresión.
	Ensayo de absorción de agua del shotcrete	ASTM C642-21 Standard Test Method for Density, Absorption, and Voids in Hardened Concrete	Evalúa la capacidad del shotcrete para absorber agua, lo que incide su durabilidad.
	Ensayo de densidad del shotcrete	ASTM C138/C138M-17a Standard Test Method for Density (Unit Weight), Yield, and Air Content (Gravimetric) of Concrete	Mide la densidad del shotcrete y su contenido de aire.
	Ensayo de resistencia a la corrosión	ASTM C876-22b Standard Test Method for Corrosion Potentials of Uncoated Reinforcing Steel in Concrete	Evalúa la resistencia del shotcrete y su recubrimiento a la corrosión, en entornos mineros.

9.3 Evidencia documental mínima requerida para el análisis causal de la investigación del accidente

En la fase de análisis causal de un accidente minero por fallas geomecánicas, la evidencia documental juega un papel esencial, el cual debe ser considerado desde el informe inicial hasta los registros geomecánicos y las entrevistas. Estos elementos proporcionan una visión

completa, revelando las condiciones previas y las lecciones aprendidas. En este contexto, exploraremos la importancia de estos documentos para comprender y prevenir accidentes futuros en la industria minera (ver Tabla 63).

Tabla 63. Documentación requerida para la fase de análisis causal de la investigación del accidente

DOCUMENTO	OBJETO
Informe del accidente	Aportar documentación detallada que describe el accidente, incluyendo la fecha, hora, ubicación y una narrativa de los eventos. Este informe inicial proporciona el contexto básico para el análisis.
Registros de Monitoreo	El objetivo principal de los registros de monitoreo es proporcionar una ventana temporal detallada de las condiciones geomecánicas, lo que permite una comprensión completa de las circunstancias que llevaron al accidente y de esta manera orientar las acciones correctivas necesarias, a medida que se dispone de datos relacionados con las mediciones que hacen parte del plan de monitoreo diseñado en la explotación minera.
Registros de Operaciones	Proporcionar una visión detallada de las prácticas operativas en la mina tales como perforación y voladura, manejo de materiales, ventilación y geomecánica, entre otras, permitiendo una comprensión integral de cómo las actividades diarias pueden haber influido en las condiciones geomecánicas y en el accidente minero.
Documentación Geomecánica	Suministra información detallada sobre las características geológicas y geotécnicas del área afectada. Este tipo de documentación describe las formaciones geológicas, evalúa propiedades geomecánicas como resistencia y permeabilidad, detalla la estructura de las rocas, y proporciona datos sobre parámetros priorizados. Esta información ayuda a comprender el comportamiento del macizo rocoso bajo cargas y tensiones, así como para evaluar la estabilidad de las estructuras subterráneas.
Entrevistas a testigos.	Recolecta transcripciones o resúmenes de las entrevistas realizadas a testigos y trabajadores que estuvieron presentes en el momento del

DOCUMENTO	OBJETO
	accidente. Estas aportaciones son valiosas para obtener detalles adicionales y percepciones directas sobre los eventos ocurridos.
Historial de incidentes, accidentes	Recopilar registros de incidentes anteriores, especialmente aquellos vinculados a problemas geomecánicos. Este componente busca proporcionar una visión retrospectiva de eventos similares o relacionados que hayan ocurrido en la misma mina o en operaciones mineras comparables. Analizar este historial permite identificar patrones recurrentes, tendencias y lecciones aprendidas de accidentes anteriores
Plan de sostenimiento	Establece las acciones específicas de dónde, cuándo, y qué tipo de apoyo del techo se tienen que instalar en todas las etapas del proceso de desarrollo de actividades subterráneas.
Registros de Mantenimiento	Reunir información detallada sobre el mantenimiento de la maquinaria y equipos utilizados en la mina. Este componente busca evaluar si problemas mecánicos en la maquinaria pudieron haber contribuido al accidente. Analizar estos registros proporciona una visión sobre la condición operativa de los equipos en el momento del accidente, incluyendo detalles sobre inspecciones, reparaciones anteriores y el cumplimiento de los programas de mantenimiento preventivo. La información obtenida contribuye a determinar si fallas mecánicas fueron un factor causal en el accidente y orienta las recomendaciones para mejorar los procedimientos de mantenimiento y la seguridad de la maquinaria en operaciones futuras. Dentro de la información mínima que debe de contener se resalta: registro diario del operario, orden de reparación, inspección de mantenimiento preventivo, registro de reparación y mantenimiento, parte mensual progresivo y parte anual acumulado.
Protocolos de Seguridad y Respuesta a Emergencias	Evaluar la eficacia de las medidas de seguridad establecidas y la capacidad de respuesta ante situaciones de emergencia. Al revisar los protocolos aplicados en incidentes pasados, se busca identificar la adecuación de las medidas de seguridad frente a problemas geomecánicos y su eficacia en la gestión de emergencias.
Informe descripción de causas de incidentes y accidentes.	Determina los detalles los cuales posiblemente causaron el accidente o incidente.
Otros documentos específicos relacionado con el análisis de fallas geomecánicas	Cualquier estudio adicional o complementario que se haya desarrollado por parte del titular.

9.4 Perfiles profesionales que deben integrar el equipo investigador de un accidente minero causado por fallas geomecánicas

Se sugiere que el equipo de investigación de accidentes mineros esté conformado por profesionales de diversas áreas para asegurar una investigación completa y exhaustiva, siguiendo la resolución 1401 de 2007. Se deben incorporar perfiles profesionales específicos aplicados a la investigación de accidentes por fallas geomecánicas, los cuales se detallan en la Tabla 64.



Tabla 64. Perfiles de profesionales recomendados para integrar el equipo investigador de accidentes mineros causados por fallas geomecánicas

Número de profesionales mínimo	Cargo / Perfil Profesional
1	Titular minero.
1	Responsable de la operación minera (Ingeniero de minas o ingeniero en minas o ingeniero de minas y metalurgia).
1	Supervisor de mina. (Técnico, Tecnólogo, Profesional).
1	Responsable del sistema de gestión de seguridad y salud en el trabajo, de acuerdo con el artículo 16 de la resolución 0312 de 2019.
1	Representante de los trabajadores en el comité paritario de seguridad y salud en el trabajo.
1	Ingeniero de minas o ingeniero en minas o ingeniero de minas y metalurgia. Responsable del plan de sostenimiento.
1	Ingeniero Geólogo o Geólogo o Geocientífico o Ingeniero de minas o ingeniero en minas o ingeniero de minas y metalurgia. Con posgrado en geotecnia.
1	Profesional en derecho con experiencia en el sector minero.
1	Médico con posgrado en seguridad y salud en el trabajo (SST) o salud ocupacional o afines. (Para minas con más de 100 trabajadores, decreto 2090 de 2003).

Nota: Modificado de 1. Decreto Supremo N° 024-2016-EM – Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, con los artículos modificados por el Decreto Supremo N° 023-2017-EM. Perú. 2. Salud y seguridad en trabajos de minería, Díaz, Marcelo, Aulas y Andamios. 3. Manejo de Riesgos y preparación para respuestas a emergencias mineras. Guías Prácticas, Martínez Castilla Z. CEPAL, División de Recursos Naturales e Infraestructura 2003, Chile.

9.5 Criterios para toma de registros fotográficos en la investigación de un accidente minero causado por fallas geomecánicas

El registro fotográfico de un accidente minero causado por fallas geomecánicas es una herramienta concluyente para la investigación y prevención de accidentes futuros. Permite documentar los eventos ocurridos en el lugar de trabajo, ofreciendo detalles visuales significativos que facilitan tanto la investigación como la prevención de incidentes venideros. A continuación, se presentan los criterios para realizar un registro fotográfico efectivo.

- **Priorizar la seguridad**

Después de abordar la situación de emergencia, se acordonará el área, garantizando la seguridad de todas las personas presentes en la escena del accidente. Es relevante enfatizar el uso del equipo de protección personal correspondiente. La decisión de permitir el ingreso de equipos electrónicos se evaluará en función de las condiciones específicas de riesgo presentes en la mina.

- **Documentar la escena general**

Panorámica: tomar fotografías de alta resolución y de diferentes ángulos de la escena para capturar el

contexto general del área donde ocurrió el accidente.

Puntos de referencia: fotografiar cualquier equipo o herramientas que puedan haber estado involucradas en el accidente.

- **Detalles específicos del accidente**

Enfoque: tomar fotos de primer plano y de diferentes ángulos, capturando detalles específicos.

Daños materiales: capturar imágenes detalladas de los daños a maquinas, equipos, herramientas u otros objetos involucrados.

- **Detalles geológicos**

Rocas y minerales: realizar fotografías de las rocas y minerales en el área del accidente es útil para documentar la ubicación, geología, estructura, composición y textura de las rocas presentes.

Fallas geológicas: tomar fotografías de las fallas geológicas, proporciona una documentación visual detallada de la geometría, características y escala de la falla geológica. Esto es fundamental para entender la naturaleza de la falla

geomecánica y su relación con las condiciones geológicas.

Evaluación de riesgos adicionales: identificar y fotografiar posibles riesgos adicionales en la zona del accidente, como la posibilidad de fallas geomecánicas nuevas o secundarias.

Cambios litológicos: las fotografías de los cambios litológicos ayudan a caracterizar la geología de la zona afectada, para comprender la naturaleza de las rocas y su comportamiento en el área del accidente. Las imágenes de los cambios litológicos permiten analizar la relación entre la geología y la falla geomecánica, permitiendo identificar posibles debilidades en las formaciones rocosas o cambios en la litología que podrían haber contribuido al colapso.

En la tabla 65 se observan las partes sujetas de registro fotográfico, de acuerdo con el tipo de sostenimiento.

Tabla 65. Partes para fotografiar de acuerdo con el tipo de sostenimiento

SOSTENIMIENTO	PARTE PARA REGISTRO FOTOGRÁFICO
Madera	Palanca, cápiz, forro, tiple
Arcos en acero	Secciones, grapas, zapatas, tiples, forros
Intersecciones	Canastas, pilares, columnas, arcos, vigas y otros
Pernos de anclaje	Varillas, placas, tuercas, mallas electrosoldadas, resinas y otros

Presencia de agua: estas fotografías son fundamentales para comprender las condiciones ambientales e hidrogeológicas en el lugar del accidente y cómo podrían haber contribuido al evento. Esto permite identificar si las aguas de escorrentía, filtraciones de agua subterránea u otros factores desempeñaron un papel en el accidente por falla geomecánica.

- **Sostenimiento de minas**

Las fotografías ofrecen una evidencia visual detallada del estado y la eficacia del sistema de sostenimiento de minas implementado en el momento de la falla geomecánica. Es necesario capturar elementos como el sostenimiento en madera, refuerzos, pernos, mallas de soporte, entre otros.

- **Fecha y hora**

Las fotografías deben contener información de fecha y hora precisa, útil para establecer la secuencia de eventos.

- **Organización y almacenamiento**

a) Etiquetado: etiquetar las fotos de manera clara y descriptiva.

b) Almacenamiento seguro: guardar las imágenes en un lugar seguro y accesible a los investigadores y las partes interesadas.

9.6 Aspectos para tener en cuenta durante la realización de entrevistas a testigos

Entrevistar a testigos de accidentes causados por falla geomecánica de manera efectiva para recopilar información precisa y

completa sobre lo que sucedió. En la Figura 83 se relacionan los aspectos clave en el desarrollo de una entrevista.

Figura 83. Aspectos para tener en cuenta durante la realización de entrevistas a testigos



- **Preparación**

Conocer el accidente: antes de realizar la entrevista, se debe recopilar toda la información disponible sobre el evento, incluyendo el lugar, la hora, las personas involucradas y los daños causados. Esta información ayudará a comprender mejor las circunstancias y formular preguntas precisas para la entrevista.

Identificar testigos: determinar las personas que estuvieron presentes en el accidente o quienes, aunque no estuvieron presentes podrían aportar información de los acontecimientos.

Entrevista estructurada: preparar preguntas específicas para obtener detalles precisos.

- **Enfoque durante la entrevista**

Durante el proceso de entrevista, se identificará la posible presencia de estrés o ansiedad en el testigo, factores que podrían afectar la calidad de sus respuestas. En este contexto, se aborda la situación con empatía, creando un ambiente propicio para una comunicación efectiva. La utilización de preguntas abiertas y claras se revela como una estrategia fundamental para evitar cualquier influencia indebida en las respuestas, fomentando así la objetividad y precisión en la obtención de información. De esta manera se

recomienda tener presente los siguientes aspectos:

Secuencia cronológica: solicitar que describan los eventos en orden cronológico para tener una imagen clara de lo sucedido.

Detalles específicos: preguntar sobre ubicaciones, estado de la labor, informe de inspección al final de turno, evidencia de acciones preventivas y correctivas acorde al cronograma de mantenimiento. Así como el historial de las inspecciones puntuales y generales del sitio del evento.

- **Consideraciones éticas y legales**

Consentimiento informado: asegurar que el testigo tenga la disposición para hablar y comprenda el propósito de la entrevista.

Confidencialidad: garantizar la confidencialidad de la información compartida.

Evitar presiones: no presionar al testigo para que dé respuestas específicas o que coincidan con una narrativa preestablecida. No interrumpir, esperar que termine de hablar para aclarar las inquietudes que se generan del relato del testigo.

Individual: realizar la entrevista en forma individual. Nunca confirmar

las versiones de entrevistas anteriores, permitir que la versión sea libre.

- **Aspectos geomecánicos**

Solicitar a las personas responsables del área de geomecánica y/o sostenimiento la información relacionada a continuación:

- a) Instrumento de evaluación y valoración de riesgos por falla geomecánica: determinar la evidencia documental e implementación de este.
- b) Análisis de estabilidad: determinar si se llevaron a cabo evaluaciones de estabilidad y cómo influyeron en las decisiones de seguridad.
- c) Monitoreo geomecánico: indagar por la realización de mediciones y monitoreo geomecánico, para detectar cambios en la estabilidad del macizo rocoso.
- d) Riesgos de colapso: evaluar la posibilidad de deslizamientos, derrumbes o hundimientos en función de la geología local.
- e) Plan de sostenimiento: evidenciar la existencia del documento Plan de Sostenimiento con los respectivos soportes de los resultados de ensayos de laboratorio del macizo rocoso.

f) Programa de mantenimiento: verificar la existencia y ejecución del programa de mantenimiento en cuanto a medidas preventivas y correctivas.

- **Registro**

Registrar la entrevista: en la medida de lo posible y bajo autorización expresa del entrevistado, se adelantará la grabación de la entrevista para referencias futuras.

Tomar notas: anotar los detalles para referencias posteriores y para redactar informes.

- **Seguimiento**

Clarificación adicional: en caso de detalles confusos, volver a contactar al testigo para aclarar información.

- **Verificación de información**

Corroboración: si es posible, buscar evidencia adicional o testigos para validar la información proporcionada.

Contextualización: comparar la información proporcionada por varios testigos para obtener una imagen más completa.

9.7 Aspectos clave en la fase de realización de inspección de campo realizada para la investigación de un accidente minero causado por fallas geomecánicas

La investigación de accidentes mineros ocasionados por fallas geomecánicas en minería subterránea exige una fase de inspección de campo. Este proceso desempeña un papel crítico al proporcionar una comprensión detallada de los eventos que condujeron al accidente, permitiendo así la implementación de medidas preventivas efectivas. En este contexto, es imperativo abordar diversos aspectos técnicos para identificar los factores subyacentes y formular recomendaciones destinadas

a prevenir accidentes similares en el futuro. Desde salvaguardar la seguridad del personal hasta realizar evaluaciones detalladas de la escena del accidente, recopilar evidencia, llevar a cabo entrevistas, realizar análisis geomecánicos y realizar inspecciones de la integridad estructural. A continuación, se profundiza en cada uno de estos aspectos, destacando su relevancia y proporcionando recomendaciones específicas (ver Figura 84).

Figura 84. Aspectos para tener en cuenta en la fase de inspección de campo



Nota: El diagrama de flujo refleja los elementos técnicos fundamentales para comprender las circunstancias que desencadenaron el accidente por fallas geomecánicas y documentar el proceso con el propósito de prevenir incidentes similares en el futuro.

9.7.1 Seguridad

Antes de iniciar la inspección, se implementará las medidas necesarias para garantizar la seguridad del personal. Esto incluirá la evaluación de riesgos, el uso de equipos de protección adecuados y una

capacitación en procedimientos de emergencia. Asimismo, se establecerá un sistema de comunicación eficiente y se asignarán roles específicos para cada miembro del equipo de inspección.

9.7.2 Evaluación de la escena

Realizar una inspección detallada en la escena del accidente con el propósito de comprender las condiciones geomecánicas predominantes. Este procedimiento implica la identificación y marcado preciso de áreas con posibles riesgos de inestabilidad, como grietas en las paredes de la mina y zonas de deformación de las estructuras circundantes. Delimitando y estableciendo la magnitud del área afectada.

Exploración avanzada (opcional)

Utilizar herramientas de última generación, una sugerencia es el escáner láser tridimensional, para obtener un mapeo detallado de la escena del accidente. Esta tecnología avanzada posibilitará la creación de un mapa tridimensional de la geometría de las estructuras afectadas, facilitando así un análisis minucioso de cualquier desplazamiento identificado.

9.7.3 Recolección de evidencia

Llevar a cabo una recopilación detallada de pruebas físicas, fotográficas y documentales con el objetivo de esclarecer la secuencia precisa de eventos que desencadenaron el accidente. Este

proceso implica la extracción de muestras representativas de diversas capas geológicas, la captura de imágenes de alta resolución que abarquen toda la extensión de la zona afectada, y la adquisición de

documentos vinculados tanto a la geología subyacente como a la trayectoria operativa histórica de la mina.

Detalle adicional

La toma de muestras abarca no solo la geología inmediata del área del accidente, sino también estratos geológicos circundantes para obtener

una perspectiva completa. Las fotografías de alta resolución se centrarán en puntos críticos y áreas de interés específicas, y se recopilará cualquier documento pertinente, como informes geomecánicos previos y registros de cambios operativos, para contextualizar de manera precisa la información recabada.

9.7.4 Entrevistas y testimonios

Es preciso desarrollar entrevistas estructuradas con testigos, trabajadores y cualquier individuo presente durante el accidente. El enfoque de estas entrevistas debe basarse en obtener información detallada sobre las condiciones anteriores al accidente y durante este, así como cualquier observación.

Indagación adicional

Es fundamental crear un cuestionario exhaustivo que aborde aspectos específicos, como la percepción de cambios en la geología del área, la detección de ruidos inusuales y cualquier actividad operativa que haya precedido al accidente. También, se realizarán entrevistas por separado para evitar influencias mutuas y garantizar la integridad de la información recopilada.

9.7.5 Análisis geomecánico

Llevar a cabo un análisis geomecánico integral para comprender las características y comportamientos de las formaciones geológicas en el área del accidente. Abarca evaluaciones de la resistencia

de las rocas, la presencia de fracturas y la deformación del terreno en relación con las actividades mineras.

Exploración Geomecánica Avanzada (opcional)

Utilizar técnicas de cartografía geotécnica, como la reflectancia espectral, para identificar áreas con características geomecánicas

específicas. Asimismo, se podrían llevar a cabo pruebas in situ para medir la resistencia de las rocas en diversos puntos de la mina, brindando datos detallados para fortalecer el análisis geomecánico.

9.7.6 Inspección estructural.

Este aspecto de la investigación se centra en analizar los componentes físicos y geomecánicos, como galerías, pilares y sistemas de sostenimiento, que pueden incluir arcos de acero, madera, entre otros. La inspección abarca un examen visual detallado en busca de grietas o deformaciones evidentes, la realización de pruebas no

destruictivas para evaluar la resistencia de los materiales utilizados, muestreo geomecánicos para un análisis más profundo y la evaluación de la eficacia de los sistemas de sostenimiento implementados. Esta inspección tiene como objetivo detectar posibles puntos de fallo que podrían haber contribuido al accidente.

9.7.7 Documentación de condiciones previas

Este aspecto es permite comprender a fondo las condiciones geomecánicas previas al evento. Es fundamental realizar la recopilación de información, enfocándose en registros de monitoreo geomecánico detallados. Esto implica la revisión de mediciones específicas, como esfuerzos en las rocas, cambios en la deformación del terreno y cualquier variación en las condiciones geomecánicas antes del

evento. Además, se debe analizar con detalle los registros de monitoreo para identificar patrones, tendencias o señales tempranas que puedan haber precedido al accidente. Esta documentación no solo arroja luz sobre las condiciones inmediatamente anteriores al accidente, sino que también proporciona datos valiosos para fortalecer las estrategias de prevención en el futuro.

9.7.8 *Análisis de procesos operacionales*

Revisar los procedimientos operacionales, las prácticas de minería y las políticas de seguridad y salud en el trabajo, para identificar posibles factores que contribuyeron al accidente. Este análisis proporciona una comprensión profunda de las condiciones operativas anteriores, facilitando la implementación de mejoras para prevenir eventos similares en el futuro.

Examen operativo

Realizar un análisis exhaustivo de los procedimientos de voladura, las prácticas de extracción y cualquier modificación reciente en la metodología operativa. También se deben evaluar los registros de mantenimiento de maquinaria y equipos utilizados en la mina.

9.7.9 *Informes y recomendaciones*

Una vez recopilada toda la información, se deben elaborar informes detallados que incluyan un análisis completo de las condiciones geomecánicas, factores contribuyentes y recomendaciones para mejorar la seguridad y prevenir futuros accidentes.

Presentación de resultados

Los hallazgos deben presentarse en informes técnicos que incluyan gráficos, mapas y análisis estadísticos.

Asimismo, es útil sugerir recomendaciones específicas para fortalecer las medidas de seguridad y mitigar riesgos en operaciones futuras. Estos informes son la base para implementar cambios operativos y mejorar las prácticas de gestión de riesgos en la mina.

Es esencial que los expertos en minería, ciencias geológicas y Seguridad y Salud en Trabajo colaboren de manera conjunta para llevar a cabo una investigación efectiva.

9.8 Aspectos requeridos en la fase de análisis causal para la investigación de un accidente minero causado por fallas geomecánicas

La investigación de accidentes mineros causados por fallas geomecánicas requiere de un enfoque meticuloso que abarque diversos aspectos técnicos. Durante la fase de análisis causal, se exploran detalladamente los factores principales para comprender a fondo las circunstancias que llevaron al accidente y, a partir de ese conocimiento, formular medidas concretas para prevenir futuros eventos similares (ver Figura 85).

Desde la caracterización geológica y geomecánica hasta la evaluación de protocolos de respuesta a emergencias, cada elemento desempeña un papel fundamental en el análisis de las causas subyacentes de los accidentes y en la búsqueda de controles para mejorar la seguridad en las operaciones mineras. En este contexto, exploraremos en detalle cada uno de estos aspectos para comprender mejor su impacto y contribución al proceso de análisis causal.

Figura 85. Aspectos requeridos en la fase de análisis causal



Nota: Al utilizar el diagrama de flujo, se puede identificar y analizar las causales del accidente, permitiendo así tomar medidas preventivas adecuadas y mejorar la seguridad en la minería subterránea.

9.8.1 Caracterización geológica y geomecánica

Esta fase crítica del proceso investigativo se enfoca en comprender en detalle las causas fundamentales que condujeron al accidente minero. Se inicia con un examen meticuloso de la caracterización geológica y geomecánica, donde se identifican posibles desencadenantes. Por

ejemplo, si se detecta una falla geomecánica específica en la zona, se debe profundizar en cómo esta interactuó con la geometría de la excavación y cómo pudo haber sido exacerbada por cambios en las operaciones mineras.

9.8.2 Diseño y secuencia de minado

Este proceso trasciende la disposición física de las labores mineras, profundizando en la lógica de la planificación y ejecución de las operaciones. Se debe investigar cómo la disposición y los métodos de extracción generaron esfuerzos que exacerbaron las condiciones

geomecánicas. Además, se requiere explorar la relación entre la secuencia de minado y la estabilidad subterránea. En última instancia, busca no solo identificar conexiones causales, sino también proponer mejoras para fortalecer la estabilidad en futuras operaciones.

9.8.3 Condiciones de estrés y cargas

En el análisis causal centrado en las condiciones de estrés y cargas en un accidente minero por fallas geomecánicas, se profundiza en la evaluación de las fuerzas que incidieron en las estructuras subterráneas. Se debe examinar la interacción entre las cargas generadas por la extracción de mineral y la respuesta de las capas geológicas

circundantes. Esto implica considerar cómo las prácticas específicas de extracción podrían haber amplificado las tensiones en áreas críticas. Además, se explora la posible influencia de factores externos, como eventos climáticos extremos, que podrían haber incrementado las cargas en el subsuelo. El análisis detallado de estas condiciones de estrés posibilita una

comprensión más precisa de las dinámicas que condujeron al accidente, allanando el camino para

recomendaciones específicas destinadas a mitigar riesgos y mejorar la estabilidad en operaciones futuras.

9.8.4 Identificación de fallas geomecánicas

Este aspecto se centra en la identificación y caracterización de las fallas geomecánicas presentes en la zona del accidente. Comprender la

ubicación, orientación y tipo de falla es clave para entender su contribución al evento.

9.8.5 Sistemas de monitoreo subterráneo

En aquellas minas que cuenten con este tipo de monitoreo, se evalúa la capacidad de detección de movimientos de rocas y cambios en la geometría subterránea mediante tecnologías avanzadas como sensores de inclinación y detectores de deformación. La información

recopilada a través de estos sistemas proporciona datos precisos sobre la evolución de las condiciones geomecánicas en el área afectada. Además, se considera la temporalidad de los registros para entender el monitoreo de estos eventos en el tiempo.

9.8.6 Historial de eventos previos

Se recopilan datos sobre eventos como caídas de roca, deformaciones en las estructuras subterráneas o cualquier indicio de problemas geomecánicos anteriores. Este enfoque permite identificar patrones recurrentes y lecciones aprendidas de incidentes o accidentes pasados. Además, de analizar cómo se abordaron y mitigaron estos

problemas, proporcionando perspectivas valiosas sobre las estrategias efectivas y aquellas que podrían necesitar ajustes. La comprensión detallada del historial de eventos previos contribuye significativamente a la formulación de estrategias preventivas más sólidas y a la mejora continua de las prácticas operativas.

9.8.7 Documentación y registros subterráneos

Se recopilan registros y documentación de las operaciones mineras en el área afectada, tales como informes diarios, registros de producción y/o cualquier documentación relevante asociada a las operaciones subterráneas. Este proceso proporciona una visión detallada de las prácticas operativas específicas implementadas en el área del accidente. Asimismo, se examinan informes, registros de monitoreo y

mantenimiento de equipos para identificar cualquier indicio de cambios en las condiciones geomecánicas.

La revisión de registros históricos permite entender la evolución de la estabilidad geomecánica en la mina. La integración de esta información contribuye a una comprensión más completa de los eventos previos al accidente y facilita la identificación de factores contribuyentes.

9.8.8 Protocolos de respuesta a emergencias

Al profundizar en la evaluación de los protocolos de respuesta a emergencias, se realiza un análisis exhaustivo de su aplicación en accidentes previos, centrándose específicamente en la gestión de problemas geomecánicos. Durante este análisis, se examina detalladamente cómo se desplegaron los protocolos en eventos pasados relacionados con caída de rocas o deformaciones de las labores mineras. Se investiga la prontitud de la respuesta, la coordinación de los equipos, la eficacia de las medidas correctivas y la capacidad para mitigar rápidamente los riesgos

geomecánicos; manteniendo un enfoque proactivo para identificar posibles desafíos en la implementación de los protocolos y buscar soluciones para optimizar la respuesta en futuras emergencias geomecánicas. La retroalimentación de incidentes y accidentes anteriores se convierte en un elemento para mejorar continuamente los protocolos de respuesta a emergencias.

Es fundamental contar con la colaboración interdisciplinaria de expertos en minería, geología, y seguridad y salud en el trabajo.

BIBLIOGRAFÍA

- Aenor. (1996). Propiedades Mecánicas de las Rocas. Ensayos para la Determinación de la Resistencia. Parte 5: Resistencia a Carga Puntual (Norma UNE 22950-5).
- Agencia Nacional de Minería. (s.f.). Glosario técnico minero. Recuperado el 26 de octubre de 2023, de <https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/glosariominero.pdf>.
- Anderson, M. P., & Woessner, W. W. (2015). Applied Groundwater Modeling: Simulation of Flow and Advective Transport. Academic Press.
- Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador (AIME), 2004. Introducción a la Ingeniería de Túneles: Caracterización, Clasificación Y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos.
- Bear, J., & Cheng, A. H. (2010). Modeling Groundwater Flow and Pollution. Springer.
- Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications. John Wiley & Sons.
- Bieniawski, Z. T. (1993). Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. John Wiley & Sons.
- Bieniawski, Z.T. (1989). Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering. John Wiley & Sons.
- Brady, B. H., & Brown, E. T. (2004). Rock mechanics for underground mining (3rd ed.). Springer.
- Brady, B.H.G., & Brown, E.T. (2006). Rock Mechanics for Underground Mining. Springer.
- Brown, E. T. (2013). Rock Characterization, Testing and Monitoring: ISRM Suggested Methods. CRC Press.
- Brown, E.T. (2003). Block Caving Geomechanics. Julius Kruttschnitt Mineral Research.
- Cabello Robles, O. L. (2018). Guía de criterios geomecánicos en minería subterránea como herramienta para la prevención de accidentes fatales por caída de roca. Tesis de pregrado, Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Cowan, D. R. (2002). The Role of Structural Geology in Resolving Mining Industry Challenges. Society of Economic Geologists Special Publication, 9, 97-117.

Department of Mines, Industry Regulation and Safety, 2019B.

De La Cruz Correa Arroyabe, A. (2013). Serie completa de los métodos recomendados por la ISRM para la caracterización de rocas en laboratorio: Métodos recomendados traducidos por la Comisión de Ingeniería de Rocas de la Sociedad Colombiana de Geotecnia, filial de la Sociedad Internacional para la Mecánica de Rocas ISRM.

Fetter, C. W. (2001). Applied Hydrogeology. Prentice Hall.

Franklin J.A. and Chandra R. the slake -durability test. Int. J. Rock. Mech. Min. Sci. 9, pp. 325 - 341 (1972).

Freeze, R. A., & Cherry, J. A. (1979). Groundwater. Prentice-Hall.

Hoek, E., & Bray, J. W. (1981). Rock slope engineering: Civil and mining (4th ed.). Institution of Mining and Metallurgy.

Hoek, E., Carranza-Torres, C. T., & Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion-2002 edition. In Proceedings of the 5th North American Rock Mechanics Symposium and the 17th Tunnelling Association of Canada Conference (pp. 267-273).

Huanca Mamani, M. (2019). Reducción de los accidentes incapacitantes por caída de rocas en minería subterránea, teniendo en cuenta la planificación, la negligencia del personal y su cambio de cultura.

Hudson, J. A., & Harrison, J. P. (2000). Engineering rock mechanics: An introduction to the principles. Pergamon.

Instituto Colombiano de Normas Técnicas y Certificación - ICONTEC (2022). Requisitos para la elaboración de Planes de Sostenimiento para Operaciones Mineras y Obras Civiles Subterráneas, Norma Técnica Colombiana - NTC 6620.

Instituto Colombiano de Normas Técnicas y Certificación - ICONTEC. (2012). Guía para la identificación de los peligros y la valoración de los riesgos en seguridad y salud ocupacional – GTC 45.

Instituto Geológico y Minero de España (2007). Procedimiento de digitalización de cartografía magna 1:50.000. Mapa geológico, mapa geomorfológico, mapa de procesos activos.

Kendorski, F. S. (2005). The ground control process in metal mines: A practical guide. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Laubscher, D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 90(10), 257-273.

- Leyex.info. (2003). "Por el cual se adopta el Glosario Técnico Minero".
- Le Roux, T., & Walters, G. (2008). Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes. Universidad Politécnica de Madrid. Recuperado el 26 de octubre de 2023, de https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf
- Marinos, P., & Hoek, E. (2001). Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 60(2), 85-92.
- Mark, C., & Maloney, S. (1993). *Guidelines for Open Pit Slope Design*. CSIRO Publishing.
- Organización Internacional De Normalización ISO. (2018). Norma Técnica 19011. En *Directrices para la Auditoria de los Sistemas de Gestión* (pág. 7). Vernier-Ginebra.
- Organización Internacional De Normalización ISO 9000. (2015). *Términos y definiciones*.
- Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería - OSINERGMIN. (s.f.). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*.
- Peng, S. S. (2008). *Coal mine ground control* (3rd ed.). Wiley-Interscience.
- Pettitt, W.S., & Potvin, Y. (2004). *The Role of Rock Mass Classification in Mine Design*. In *The Australasian Institute of Mining and Metallurgy*.
- Potvin, Y. (2005). Empirical open stope design in Canada: Analysis and lessons learned from two case studies. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 42(5-6), 683-700.
- Querebalú Nevado, R. (s.f.). 130802 glosario técnico minero. Academia.edu. Recuperado el 26 de octubre de 2023, de https://www.academia.edu/8418948/130802_glosario_tecnico_minero
- Read, J., & Stacey, P. (2009). *Guidelines for open pit slope design*. CRC Press.
- Salazar Isla, E. S. (2020). *Evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno*.
- Seguridad Minera. (28 de 04 de 2017). *revistaseguridadminera.com*. Obtenido de [revistaseguridadminera.com](https://www.revistaseguridadminera.com/gestion-seguridad/tipos-de-inspecciones-de-seguridad/).
<https://www.revistaseguridadminera.com/gestion-seguridad/tipos-de-inspecciones-de-seguridad/>

- Smith, A. T., & Whittaker, A. (1996). Quartz–carbonate vein arrays as markers of repeated paleostress perturbations. *Journal of Structural Geology*, 18(4), 517-532.
- Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía (2004). *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*.
- Swapan Kumar Haldar. (2018). Elsevier. *Mineral Exploration (Second Edition). Principles and Applications*.
- Todd, D. K., & Mays, L. W. (2005). *Groundwater Hydrology*. Wiley.
- Universidad Nacional Mayor de San Marcos. (2019). *Reducción de los accidentes incapacitantes por caída de rocas en minería subterránea*.
- Villaescusa, E., & Potvin, Y. (1999). *Observational Methods in Mining Geomechanics*. CRC Press.
- Wilder Alberto Ocampo Ochoa, 'Caracterización de las Rocas Carbón de la Formación Guaduas y Calizas de la Formación Tibasosa Utilizando el Método de Ultrasonido y Susceptibilidad Magnética', Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia, 2021.
- Zhang, L. (Ed.). (2006). *Permeability (Vol. 4)*. Elsevier Geo-Engineering Book Series. Elsevier. [https://doi.org/10.1016/S1571-9960\(06\)80011-X](https://doi.org/10.1016/S1571-9960(06)80011-X)



COLOMBIA
POTENCIA DE LA
VIDA



Energía



ANEXOS



Uptc
Universidad Pedagógica y
Tecnológica de Colombia



AGENCIA NACIONAL DE
MINERÍA

NOVIEMBRE

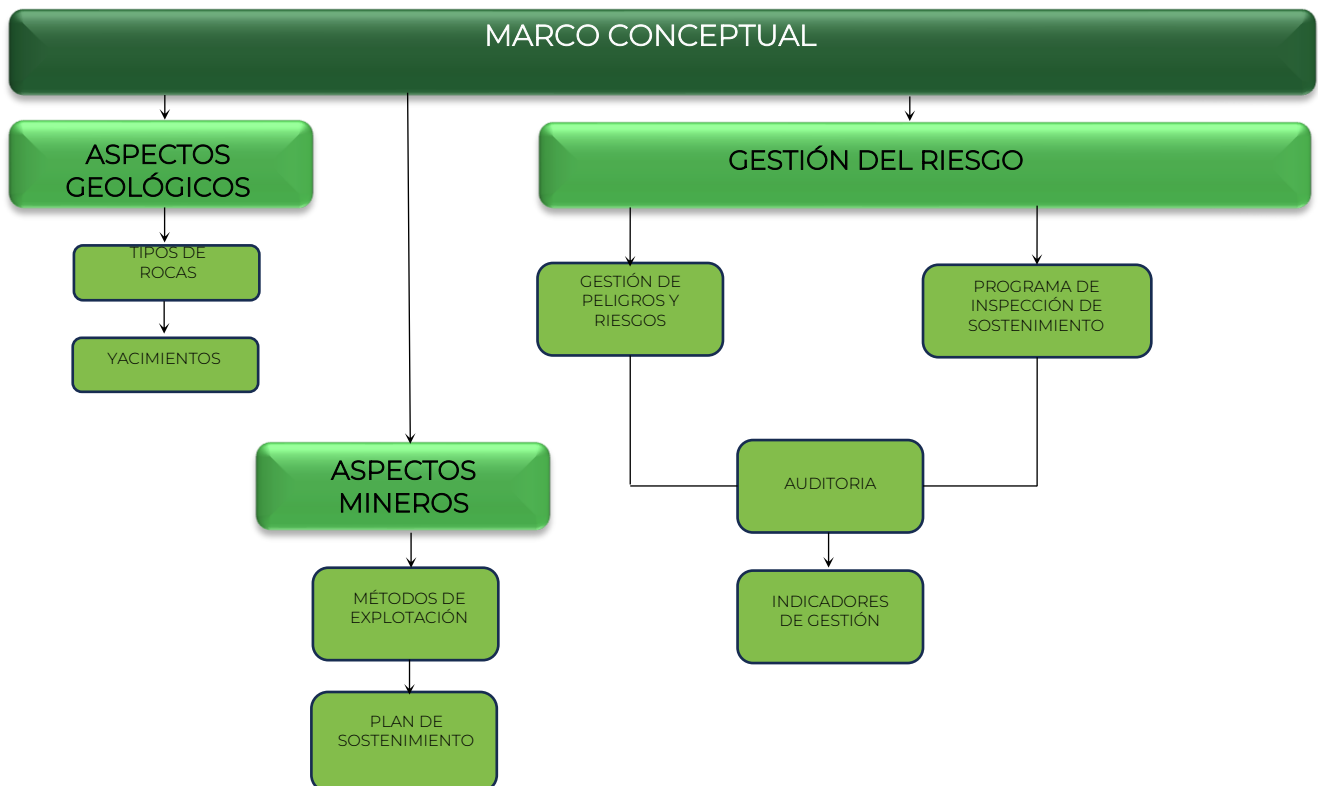
2023

ANEXOS

ANEXO 1. MARCO CONCEPTUAL

Este anexo aborda los fundamentos teóricos que servirán como marco de referencia para el desarrollo de la guía.

Figura 86. Conceptos y definiciones fundamentales para el desarrollo de la metodología



1.1 Aspectos Geológicos



1.1.1 Tipos de rocas

Pueden clasificarse genéticamente en tres grandes grupos: rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias.

Rocas Ígneas: se forman a partir del enfriamiento y solidificación del magma o lava, presentan una gran variedad y se clasifican en función de su ambiente de formación, en plutónicas o intrusivas, y en volcánicas o extrusivas.

Rocas Metamórficas: se forman a partir de la transformación de rocas preexistentes, ya sean ígneas, sedimentarias o incluso otras rocas metamórficas. Estas transformaciones

ocurren debido a cambios en la temperatura, la presión y, en algunos casos, la actividad química, que pueden ocurrir en las profundidades de la corteza terrestre debido a la tectónica de placas, la actividad volcánica o la intrusión de magma.

Rocas sedimentarias: Se forman a partir de la acumulación y compactación de sedimentos de una roca preexistente, ya sea ígnea, metamórfica o incluso sedimentaria. Pueden ser clásticas, químicas o biogénicas.



1.1.2 Tipos de yacimientos

Un yacimiento mineral es una acumulación natural de minerales en la corteza terrestre que presentan valor económico y pueden ser extraídos para uso comercial. Pueden contener una variedad de sustancias valiosas, como metales preciosos (oro y plata), metales industriales (hierro, cobre y aluminio), minerales energéticos (carbón y uranio) y minerales no metálicos (sal, arcilla y fosfato).

Los yacimientos minerales se forman a través de procesos geológicos naturales, que pueden incluir la actividad volcánica, la actividad hidrotermal, la sedimentación, la meteorización y otros procesos geológicos. Estos procesos pueden concentrar ciertos minerales en áreas específicas, creando depósitos que son económicamente viables para la extracción.

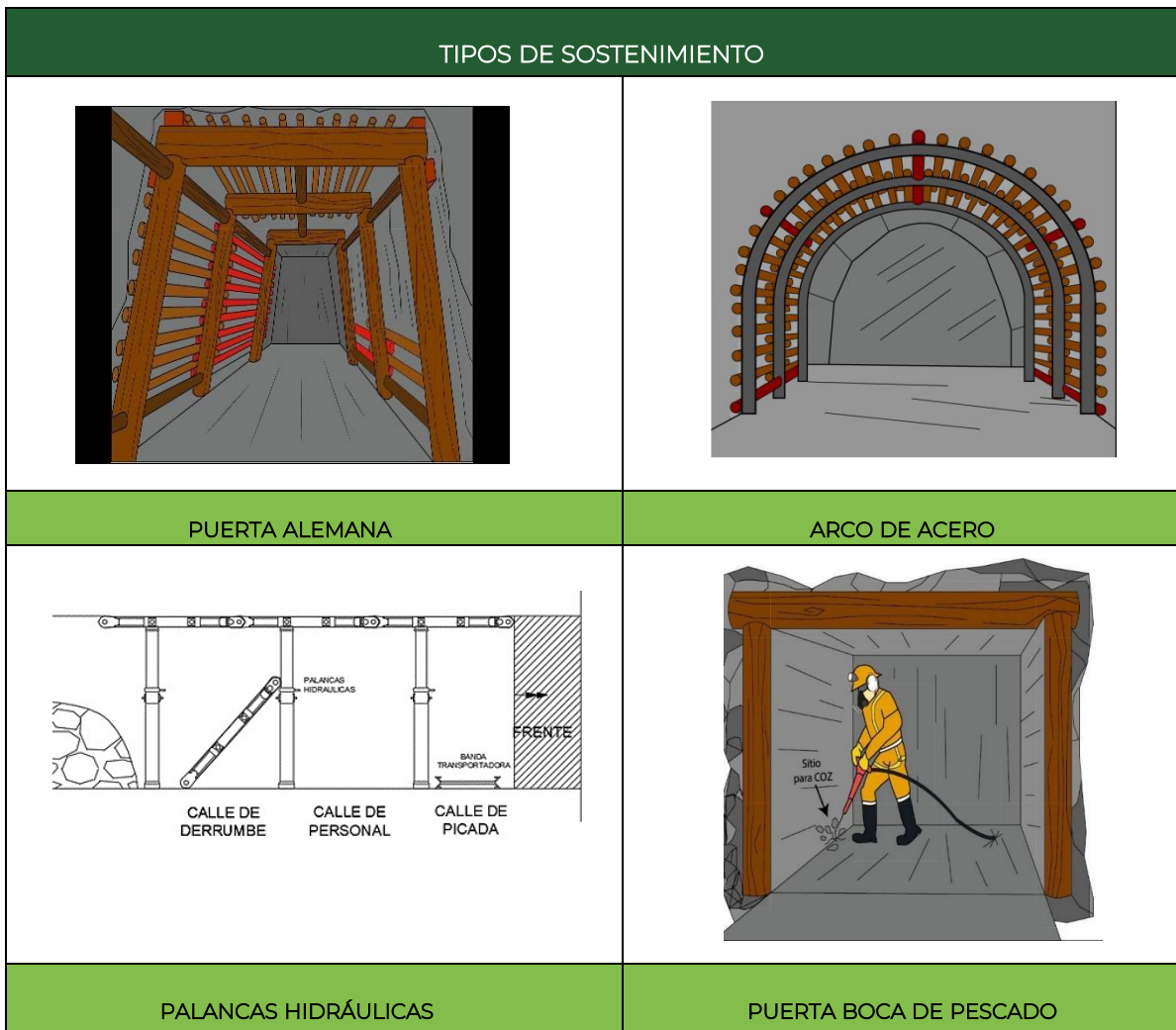
Los yacimientos minerales se clasifican en varios tipos según su origen geológico y los procesos que llevaron a su formación. Los principales tipos de yacimientos minerales

presentes en la minería subterránea en Colombia son los yacimientos magmáticos, los sedimentarios, los hidrotermales y los metamórficos.

1.2 Aspectos mineros

En la minería subterránea, se implementan sistemas de sostenimiento, dentro de los cuales se encuentran los mencionados en la Figura 87.

Figura 87. Tipos de sostenimiento empleados en minería subterránea





Entibación

Sistema de sostenimiento en madera denominadas puertas, que permite mantener un área libre en las labores mineras subterráneas, la cual debe asegurar el paso de personal, servicios de la mina y en general el correcto funcionamiento de la operación minera, los tipos de puertas pueden ser:

- ◆ **Puerta Alemana.** Es un tipo de puerta empleado para el sostenimiento, conformado por tres maderas rollizas (cápiz y dos palancas) que conforman una forma de trapecio junto con el piso donde se colocan.
- ◆ **Puerta Boca de pescado.** Es un tipo de puerta conformado por 3 maderas rollizas que una vez armadas forman un cuadro junto

con el piso donde se colocan, la estructura se compone de dos maderas verticales cuyos extremos superiores en forma de boca de pescado encajan y soportan una madera horizontal.

- ◆ **Puerta en Cuadro.** Es un tipo de puerta que se utiliza generalmente en labores horizontales e inclinados, se usan cuando la mayor presión es la de techo, está conformado por dos maderas rollizas, un sombrero y dos postes los cuales se empalman con cuñas donde se forma un ángulo de 90° con el sombrero.
- ◆ **Puerta Basenola.** Es un tipo de puerta conformada por tres maderas rollizas (un cápiz y dos

palancas), en el que se realiza un corte en forma de trapecio en el cápiz de madera, de manera que se permita el ensamble con el corte realizado en la parte superior de las palancas.



Fortificación

Conjunto de procedimientos empleados para reforzar y mantener estables las labores mineras subterráneas mediante el empleo de elementos como pernos, mallas, arcos de acero, entre otros.

- ◆ **Arcos de Acero.** Es una estructura compuesta por 3 segmentos de acero que se empalman mediante grapas y tornillos permitiendo adaptarse a la sección del túnel dada su forma de arco y permite soportar tanto los esfuerzos de compresión como los de tracción con elevados momentos de flexión.

- ◆ **Pernos de Anclaje.** Es un sistema de sostenimiento el cual consiste en fijar el perno en el interior de la roca por medio de un taladro, y de esta manera se produce un efecto de anclaje el cual genera una resistencia a la tracción, confinando el macizo rocoso, aumentando la resistencia de la roca de forma casi inmediata, por lo que se usa en labores en las que el sostenimiento debe ser instalado rápidamente y pueda soportar carga una vez es instalado, el perno de anclaje se conforma por una planchuela de sujeción y un tubo de acero abierto longitudinalmente y aguzado en un extremo para facilitar la inserción en la roca.

- ◆ **Malla Electrosoldada.** Estructuras planas conformadas por barras de acero longitudinales y transversales

que se cruzan entre sí de forma hexagonal, romboidal o rectangular, de manera que se pueda evitarla caída de rocas el contorno de las labores mineras, este método funciona de mejor manera al ser combinado con concreto lanzado brindando mayor estabilidad.

- ◆ **Concreto lanzado o Shotcrete.** Consiste en la aplicación de hormigón o mortero colocado por proyección neumática a alta velocidad desde una boquilla de aplicación, generando soporte y revestimiento al contorno de las labores mineras gracias a las propiedades propias del material aplicado generando resistencia a la compresión y durabilidad en su estado endurecido.
- ◆ **Palancas Hidráulicas.** Sistema de sostenimiento, el funcionamiento de las palancas usa el mismo principio al de un gato hidráulico y su función es sostener los capices de manera que se logran soportar las presiones ejercidas en el techo en los frentes de carbón, las palancas se componen de una parte llamada cilindro y dentro de este se desplaza una parte superior llamada espiga o émbolo. El empleo de este

sistema presenta como beneficio que se pueden recuperar las palancas, ya que es usado como sostenimiento temporal.

- ◆ **Escudos Automarchantes.** Es un sistema de sostenimiento mecanizado en el que se asegura el soporte del techo del frente en la explotación en los mantos con un espesor de una altura mínima de 1.20 m y altura máxima 3.60 m, el escudo automarchante manera al ser combinado con concreto lanzado brindando mayor estabilidad.
- ◆ **Concreto lanzado o Shotcrete.** Consiste en la aplicación de hormigón o mortero colocado por proyección neumática a alta velocidad desde una boquilla de aplicación, generando soporte y revestimiento al contorno de las labores mineras gracias a las propiedades propias del material aplicado generando resistencia a la compresión y durabilidad en su estado endurecido.
- ◆ **Cimbras Metálicas.** Es una técnica de sostenimiento pasiva o de soporte, se utiliza para el sostenimiento de labores de avance cuando existen rocas acompañantes débiles, las

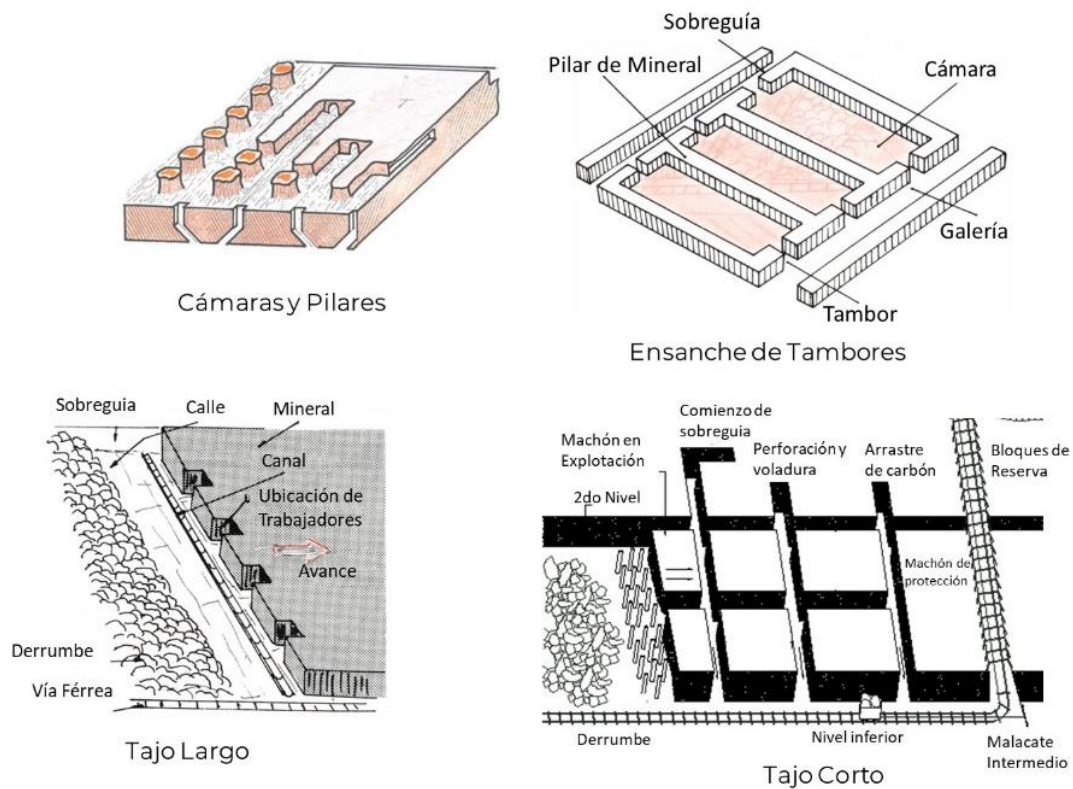
cimbras son utilizadas por su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, contrarresta al cierre de la excavación y evita su ruptura prematura.

Toda labor minera que se desarrolla en el interior de un macizo rocoso requiere de una infraestructura especial compuesta por vías de acceso, vías principales y secundarias, tales como: pozos inclinados, túneles, galerías, niveles, sobre guías, tambores

y guías. Esto permite un circuito de ventilación para poder transitar, oportunidad para laborar y así extraer el mineral, lo anterior de acuerdo con el sistema de explotación utilizado y al tipo de sostenimiento.

A continuación, se describen los diferentes métodos de explotación usados en minería subterránea (ver Figura 88).

Figura 88. Método de explotación



Fuente: Modificado de Formación profesional en Minería - Módulo 1 Principios básicos de explotación de minas bajo tierra, SENA.

1.2.1 Cámaras y Pilares

El método consiste en la extracción de mineral dejando pilares, con el fin de sostener el techo de una forma natural en el sistema de explotación. Las cámaras se hacen tan anchas como las características y propiedades de resistencia de la roca de techo y piso.

1.2.2 Ensanche de Tambores

Método de explotación para minería subterránea aplicado para yacimientos inclinados y con espesores de entre 0.7 a 2.5 m, el método consiste en delimitar el yacimiento por medio de dos guías y dos tambores, obteniendo de esta manera bloques de explotación, una vez se tiene definido el bloque de explotación se procede a ensanchar los tambores permitiendo de esta manera la extracción del mineral de cada bloque.

1.2.3 Tajo Largo

Método de explotación para minería subterránea, utilizado en yacimientos estratificados de espesores uniformes e inclinaciones que oscilan entre pequeñas y moderadas. Requiere de un soporte del techo mientras se llevan a cabo las labores de extracción a lo largo del tajo. Una vez terminadas estas labores se avanza dejando atrás un derrumbe controlado.

1.2.4 Tajo Corto

El sistema de tajo corto es un método de explotación para minería subterránea, que se lleva a cabo por una extracción gradual a lo largo del tajo en el sentido del rumbo, de igual manera que el tajo largo. Sin embargo, la diferencia radica en que el tajo corto es utilizado cuando la anchura del panel es inferior a los 100 metros.

1.3 Plan de Sostenimiento

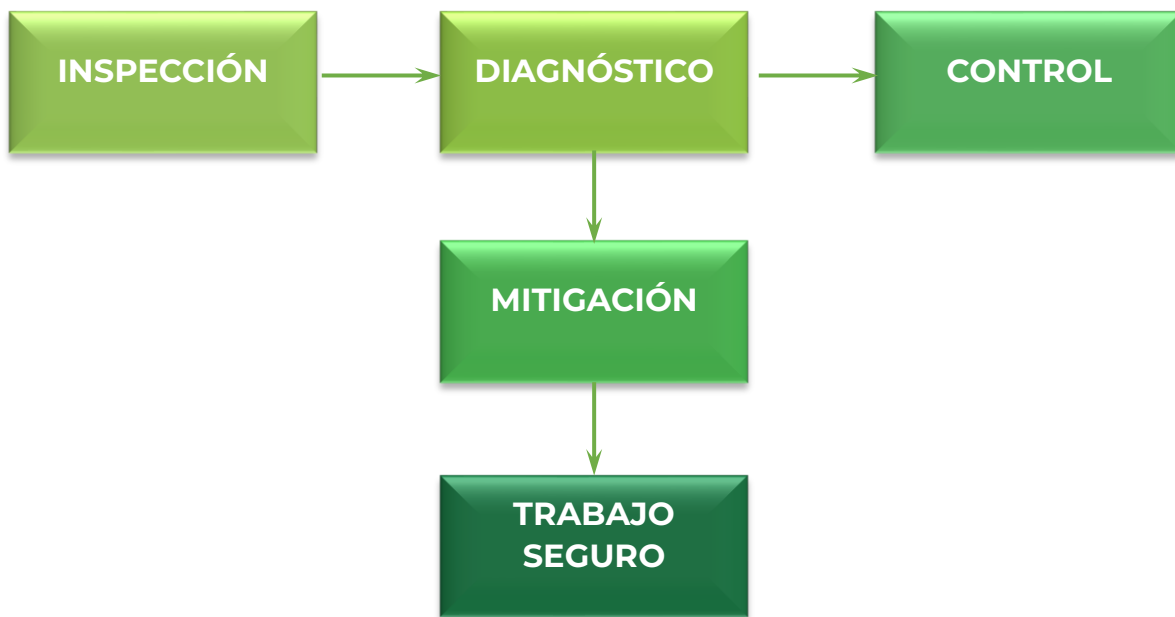
El plan de sostenimiento como su nombre lo indica, abarca una serie de actividades que debe realizarse al interior de una excavación minera para mejorar el soporte de la estructura rocosa. Estas acciones están orientadas hacia la mitigación y control de fenómenos derivados de los efectos

geomecánicos generados por la roca en las operaciones mineras subterráneas. Para tal fin, se debe realizar un programa de inspección, diagnóstico y análisis de los efectos de los esfuerzos generados a la matriz rocosa (fallas, fracturas de roca, dimensiones de la excavación, bóveda

de carga, etc.). De manera que, se puede diseñar una estructura que permita mitigar y prevenir condiciones de peligro en todas las áreas de la mina.

Un plan de sostenimiento adecuado y seguro dentro de las labores subterráneas debe contener mínimo los aspectos expresados en la Figura 89, de acuerdo con la evaluación técnica realizada.

Figura 89. Etapas de implementación del plan de sostenimiento.



Nota: Etapas contempladas para el desarrollo e implementación del Plan de sostenimiento.

1.4 Gestión del riesgo

1.4.1 Gestión de peligros y riesgos

La gestión del riesgo consiste en identificar, como primera medida, los peligros asociados a la actividad laboral que son fuente potencial de generar daño o causar lesiones y deterioro a la salud del minero (ISO 45001:2018), para

luego hacer una valoración objetiva de la probabilidad de que ocurra el evento, la exposición al peligro y las consecuencias que puede dejar.

La Guía Técnica Colombiana GTC-45 de 2012, es una herramienta metodológica que presenta una forma adecuada, lógica y sistemática para realizar el proceso de valoración y conocimiento de los peligros; usando para ello evaluaciones cualitativas y cuantitativas, cuyas conclusiones permiten definir el nivel de aceptación del riesgo, y los controles a implementar.

Controles de riesgo. Los controles de riesgo son todos los procedimientos, protocolos y directrices que permiten eliminar, reducir o controlar los riesgos identificados en frentes de trabajo. Constituyen una herramienta de gestión que lleva a consolidar un

control efectivo en los índices de lesiones y enfermedades, que a su vez afectan la productividad y sostenibilidad de las empresas.

En aquellas situaciones en que se requiere minimizar un riesgo, modificando o eliminando un proceso, dejar de utilizar ciertos productos o implementar programas de capacitación; tendientes a la interiorización de la cultura de prevención en los trabajadores.

En la Figura 90, se describen las diferentes fases que se pueden implementar para el control del riesgo por fallas geomecánicas y en la Tabla 66, se describen algunos ejemplos relacionados con el control de riesgo por este tipo de fallas.

Figura 90. Controles de riesgo



Nota: Fases propuestas para el control de riesgo por fallas geomecánicas.

Tabla 66. Ejemplos de control de riesgo por fallas geomecánicas.

Controles	Ejemplos
Eliminación (no posible)	Análisis de alternativas que me permitan aislarse del peligro geomecánico.
Sustitución	Modificar el tipo de sostenimiento utilizado en vías principales, de estibación y fortificación.
Controles de ingeniería	Reforzar los elementos de sostenimiento, para estabilizar el macizo rocoso y realizar monitoreo geotécnico continuo.
Controles administrativos	Capacitaciones del programa de gestión del riesgo por fallas geomecánicas. Programas de auditorías internas y externas.
Elementos de protección	Estudios higiénicos de puestos de trabajo para definir la convivencia de EPI.

1.4.2 Programa de Inspección y Mantenimiento en Sostenimiento

Dentro de la aplicación de las medidas de Seguridad y Salud en el Trabajo en la minería subterránea, se contemplan actividades de inspección de seguridad e investigación de accidentes. Los hallazgos encontrados permitirán hacer recomendaciones de control para evitar accidentes y enfermedades laborales. Especialistas de la Universitat de Illes Balears de España, definen la inspección de seguridad o revisión de las condiciones de trabajo, como una técnica analítica que permite estudiar las condiciones físicas en las instalaciones y las actuaciones en los puestos de trabajo, a fin de detectar peligros por causas

técnicas, materiales y humanas. Es la técnica analítica previa al accidente más utilizada, fácil y eficaz que puede usar el supervisor o encargado. Los tipos de inspecciones y sus características se presentan en la Tabla 67.

Principalmente, se pueden detectar fallas no previstas en la ejecución de las tareas, deficiencias en equipos e instalaciones, actos inseguros, cambios de métodos de trabajo y estado de las medidas correctivas implementadas con anterioridad (Seguridad Minera, 2017).

Tabla 67. Tipos de inspecciones

TIPO DE INSPECCIONES	CARACTERÍSTICAS	
Según su planeación	Informales o espontáneas	<p>Se realizan sin un cronograma previo No son sistemáticas No son detalladas Solo descubren condiciones obvias o llamativas El resultado depende de la observación Puede realizarlo cualquier persona. No es necesario capacitación Se reportan de inmediato las condiciones subestándares encontradas No se usa ningún sistema para clasificación y priorización de peligros o riesgos encontrados No requiere realizar informes de los resultados obtenidos.</p>
	Formales o planeadas	<p>Tienen un cubrimiento sistemático de acuerdo con los peligros específicos a vigilar Usan listas de chequeo Las personas que hacen inspección requieren entrenamiento. Tienen unos objetivos definidos de lo que se va a revisar Están dirigidos a la detección temprana de detalles y circunstancias que no son obvias y que pueden generar un siniestro Permiten la participación de trabajadores, jefes y supervisores. Tratan de determinar tanto la falla como lo que podría fallar. Requiere de un informe final detallado.</p>
Según su periodicidad	Determinada	Se llevan a cabo mensual, quincenal o semanal. Según cronograma y plan de acción definido.
	Intermitentes	Se realizan a intervalos irregulares de tiempo, sin un plan o cronograma específico. Busca afianzar una cultura de prevención a trabajadores y demás partes interesadas.
	Continuas	Estas inspecciones no planeadas pueden ser de dos tipos: una hace parte de la rutina de trabajo y se puede corregir inmediatamente y la otra obedece a un reporte diario de condiciones de riesgo.

La Resolución 1401 de 2007 del Ministerio de Salud define la investigación de accidentes o incidentes como un proceso sistemático de determinación y ordenación de causas, hechos o situaciones que generaron o favorecieron la ocurrencia. Se realiza con el fin de evitar su repetición mediante el control de los riesgos que lo produjeron.

La organización Internacional del Trabajo (OIT) define en su guía práctica para inspectores de trabajo, criterios determinantes en las investigaciones de sucesos no deseados oportunamente:

- Identifica cómo y por qué ocurrió el accidente, enfermedad o incidente.
- Establece las acciones para evitar un suceso similar.

Las investigaciones realizadas deben también identificar los siguientes aspectos en relación con el suceso que se investiga:

- Todos aquellos que tengan obligaciones legales; La empresa, trabajadores, proveedores etc.
- La legislación pertinente. Si se ha infringido, y todas las decisiones tomadas para hacer que se cumpla.
- La investigación es reactiva ya que algún suceso debe ocurrir antes de que pueda ser investigado. Se debe determinar no solo las consecuencias del suceso, sino también cómo y porque ocurrió, para poder identificar y poner en marcha las medidas de control, para evitar que se repita y se asegure la mejora en la gestión de seguridad y salud.

1.4.3 Auditorias

De acuerdo con la norma técnica ISO 19011:2018 la auditoría es un proceso sistemático, independiente y documentado para obtener evidencias objetivas, y evaluarlas con el fin de determinar el grado en que se cumplen los criterios de la auditoría.



Auditorías Internas.

Normalmente conocidas como auditoras de primera parte, son realizadas por o en nombre de la organización (ISO 9000, 2015)



Auditorías externas.

Incluidas las auditorías denominadas de segunda y tercera parte. Las de segunda parte son realizadas por partes que tienen algún

interés en la organización como clientes o individuos a su nombre. Las de tercera parte son realizadas por organismos independientes de auditoría, como aquellas que otorgan certificación/registro de

conformidad o agencias gubernamentales (ISO 9000, 2015).

En la Figura 91, se hace una descripción de las actividades que componen el proceso de auditoría.

Figura 91. Proceso de auditoría.



Nota: El proceso de Auditoría, está compuesta por 5 fases, descritas en la figura.

1.4.4 Indicadores de gestión

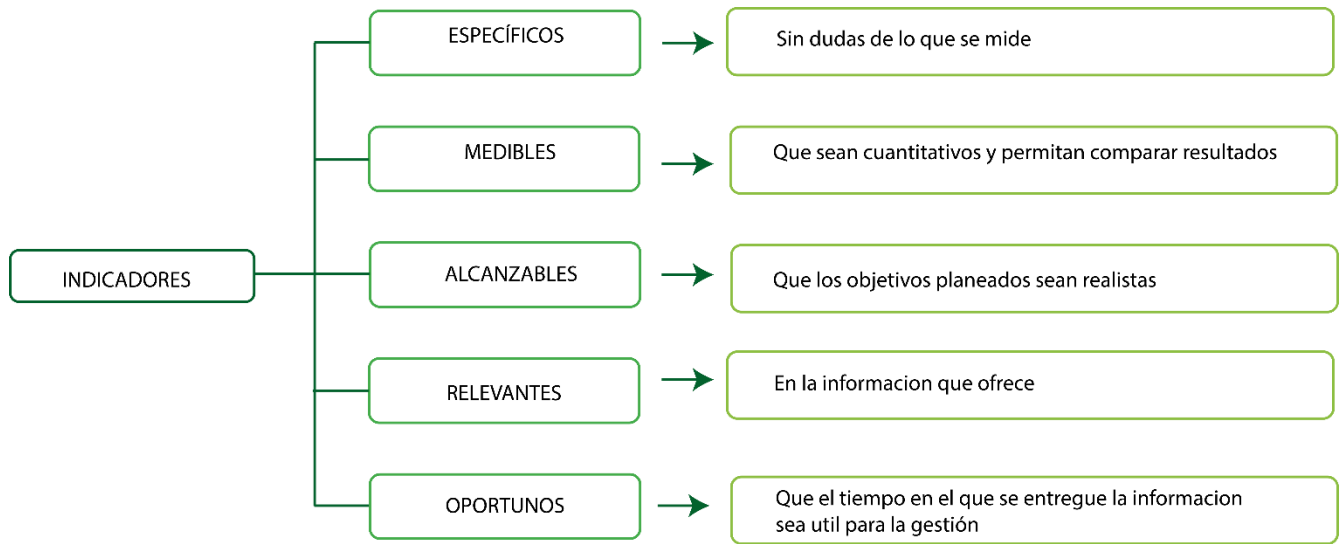
Según el Departamento Administrativo Nacional de Estadística (DANE), en su guía para diseño, construcción e interpretación de indicadores (DANE, 2021), define los indicadores de gestión como una expresión cualitativa o cuantitativa observable, que permite describir características comportamientos o fenómenos de la realidad, a través de la evolución de una variable, o la relación entre variables, cuya comparación con períodos anteriores, o bien frente a una meta o compromiso, permite evaluar el

desempeño y su evolución en el tiempo.

En nuestro caso podemos medir los resultados de todo el proceso de gestión en seguridad y salud en el trabajo, en relación con el comportamiento de los accidentes y enfermedades de tipo laboral que se pueden presentar.

En la Figura 92, se presentan algunas características que se deben considerar al momento de diseñar un indicador.

Figura 92. Indicadores de gestión



Nota: Características necesarias para el diseño de indicadores.

ANEXO 2. FORMATOS PARA INSPECCIONES

2.1 Lista de chequeo: Arcos de acero

LISTA DE CHEQUEO : SOSTENIMIENTO CON ARCOS DE ACERO					
Item/s inspeccionado/s: Estado del sostenimiento	Fecha:	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Nombre de la mina:	Responsable:	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Ubicación:		<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
	CUMPLE	NO CUMPLE	NO APLICA	OBSERVACIÓN	NO USA
¿Los materiales utilizados son los correctos?					
¿Se cumple con el tipo de acero y propiedades mecánicas (resistencia a la fluencia, flexión, tracción, etc.) según condiciones de servicio, para el diseño de sistema de sostenimiento (DISOST)?					
¿Los arcos se encuentran centrados y plomados?					
¿ El traslapo capiz-palanca-contacto se encuentra en buen contacto y las grapas están apretadas?					
¿ La distancia entre arcos, se encuentra en conformidad con el plan de sostenimiento ?					
¿ El capiz se encuentra en buen estado sin deformaciones o fallas?					
¿ Las palancas se encuentran en buen estado sin deformaciones o fallas?					
¿Los elementos metálicos del sostenimiento se encuentran libres de corrosión?					
¿El sostenimiento cuenta con todos los elementos necesarios?					
¿ Se encuentran la cantidad de tiples establecidos en el plan de sostenimiento?					
¿Las cunetas de desagüe se encuentran en buen estado y cumplen su función?					
¿La madera empleada para el forro y tiples se encuentra en buen estado sin presentar un deterioro que influya en la pérdida de sus propiedades mecánicas?					
¿El forro esta en contacto con la roca de techo, piso y paredes?					
¿Las zapatas se encuentran en buen estado y no presentan hundimiento o deterioro?					
¿ El canasteo de techo se encuentra en buen estado y no se encuentran espacios vacíos entre capiz y techo?					
¿El sistema de sostenimiento es el adecuado para las condiciones de la mina?					
Observaciones					
NOTA: N/A = No aplicable. N/P = No presenciado.					

2.2 Lista de chequeo: Puerta alemana

LISTA DE CHEQUEO : SOSTENIMIENTO CON PUERTA ALEMANA					
Ítem/s inspeccionado/s: Estado del sostenimiento	Fecha:	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Nombre de la mina:					
Ubicación:	Responsable:				
	CUMPLE	NO CUMPLE	NO APLICA	OBSERVACIÓN	NO USA
¿Las palancas tienen propiedades y tipo de madera necesarias para el diseño del sistema de sostenimiento)?					
¿El estado de la madera de los elementos de sostenimiento es bueno?					
¿ La puerta cuenta con forro ?					
¿ Las palancas se encuentran en buen estado, sin deformaciones o fallas?					
¿ Los capices se encuentran en buen estado, sin deformaciones o fallas?					
¿La distancia entre las puertas se encuentra de acuerdo a lo establecido en el plan de sostenimiento?					
¿Las cunetas de desagüe se encuentran en buen estado y cumplen su función?					
¿ Se encuentran la cantidad de tiples establecidos en el plan de sostenimiento?					
¿ Los capices y palancas cumplen con el diámetro establecido?					
¿El forro y el traslape están en contacto con la roca de techo, piso y paredes?					
¿Se encuentra en buen estado el ensamble del Capiz y la palanca?					
¿Se encuentra en buen estado el canasteo del techo ?					
¿El sostenimiento esta acorde a las necesidades de la mina ?					
¿ Los materiales utilizados son los correctos?					
¿Las puertas en mal estado han sido retiradas adecuadamente?					
Observaciones					
NOTA: N/A = No aplicable. N/P = No presenciado.					

2.3 Lista de chequeo: Pernos de anclaje

LISTA DE CHEQUEO : SOSTENIMIENTO CON PERNOS DE ANCLAJE					
Item/s inspeccionado/s: Estado del sostenimiento	Fecha:	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Nombre de la mina:					
Ubicación:	Responsable:				
	CUMPLE	NO CUMPLE	NO APLICA	OBSERVACIÓN	NO USA
¿Los materiales utilizados son los correctos?					
¿La separación entre pernos cumple con las condiciones seguras?					
¿El diseño de la malla electrosoldada esta de acuerdo a las condiciones de fracturamiento de roca?					
¿El diseño de la malla es el propuesto en el plan de sostenimiento?					
¿ Cuenta con platina y tuerca apretada?					
¿ Todos los pernos se encuentran en buenas condiciones?					
¿ Los pernos deformados han sido cambiado?					
¿ El espacio se encuentra libre de presencia de grietas y desplazamiento de los pernos?					
¿ Los elementos metálicos del sostenimiento se encuentran libres de corrosión?					
¿ El sostenimiento cuenta con todos los elementos necesarios?					
¿ Los elementos de sostenimiento se encuentran en buen estado?					
¿ El sostenimiento esta acorde a las necesidades de la mina ?					
Observaciones					
NOTA: N/A = No aplicable. N/P = No presenciado.					

2.4 Lista de chequeo: Intersecciones


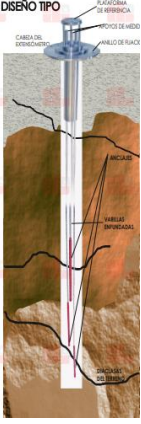
LISTA DE CHEQUEO: INTERSECCIONES					
Item/s inspeccionado/s: Estado de sostenimiento	Fecha:	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Nombre de la mina:	Responsable:	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
Ubicación:		<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>	<input type="text"/>
	CUMPLE	NO CUMPLE	NO APLICA	OBSERVACIÓN	NO USA
¿El sostenimiento empleado es conforme al plan de sostenimiento?					
¿Los materiales utilizados son los correctos?					
¿Se cumple con el tipo de acero y propiedades mecánicas(resistencia a la fluencia, flexión, tracción, etc.) según condiciones de servicio, para el diseño de sistema de sostenimiento (DISOST)?					
¿El canasteo del techo cumple con los parámetros de seguridad?					
¿Los elementos metálicos del sostenimiento se encuentran libres de corrosión?					
¿Se cumple que el estado de las esquinas de las intersecciones no estén deformadas, fracturadas, rotas?					
¿Las zapatas se encuentran en buen estado y no presentan hundimiento o deterioro?					
¿Las cunetas de desagüe se encuentran en buen estado y cumplen su función?					
¿La madera empleada para los forros o revestimiento se encuentra en buen estado sin presentar un deterioro que influya en la pérdida de sus propiedades mecánicas?					
Observaciones					
NOTA: N/A = No aplicable. N/P = No presenciado.					

2.5 Lista de chequeo: Sostenimiento natural

LISTA DE CHEQUEO: SOSTENIMIENTO NATURAL					
Ítem/s inspeccionado/s: Estado de sostenimiento	Fecha:	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	
Nombre de la mina:					
Ubicación:	Responsable:				
	CUMPLE	NO CUMPLE	NO APLICA	OBSERVACIÓN	NO USA
¿La mina cuenta con estudios de mecánica de rocas?					
¿El sostenimiento natural esta propuesto en el plan de sostenimiento?					
¿El espacio libre de techo, concuerda con el plan de sostenimiento?					
¿El techo se encuentra libre de grietas y fracturamiento de roca?					
¿El sostenimiento natural se encuentra en buen estado?					
¿El sostenimiento está acorde a las necesidades de la mina?					
Observaciones					
NOTA: N/A = No aplicable. N/P = No presenciado.					

ANEXO 3. PRINCIPALES INSTRUMENTOS PARA REALIZAR LAS MEDIDAS DE CONTROL

• AUSCULTACIÓN

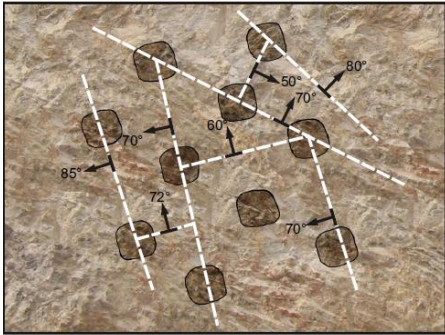
EQUIPO	MIDE	DESCRIPCIÓN	FOTOGRAFÍA
<p>CINTA DE CONVERGENCIA</p>	<p>Medidas de convergencia entre dos puntos.</p>	<p>Mediante orificios equiespaciados de alta precisión, además incorpora un dispositivo de tensado y un reloj comparador (Resolución 0.01-0.05 mm)</p>	 <p>Cinta convergencia. (LEICA GEOSYSTEMS, 2023)</p>
<p>EXTENSÓMETRO DE VARILLAS</p>	<p>Se emplea para conocer los movimientos y deformaciones en el interior del macizo rocoso. Con este equipo se pueden conocer zonas comprimidas activas y planos de deslizamiento.</p>	<p>Mediante una perforación radial al eje de la excavación se introduce un sistema de varillaje y luego se inyecta un mortero para anclar la varilla a distintas profundidades. Los movimientos se miden a través de transductores de cuerda vibrante y equipo de registro</p>	 <p>Extensómetro tipo. (AUSCULTACIÓN Y TALLER DE INGENIERÍA, 2023)</p>

EQUIPO	MIDE	DESCRIPCIÓN	FOTOGRAFÍA
CÉLULAS DE PRESIÓN	Tensiones en revestimientos.	Las células se instalan entre el terreno y el sostenimiento y a través de un circuito hidráulico de presión, transmite una señal a un equipo de registro	 <p>Célula de presión. (PATOLOGÍA +REHABILITACIÓN +CONSTRUCCIÓN, 2023)</p>
CÉLULAS DE CARGA	Mide las cargas a las que están sometidos los bulones (pernos) anclajes de sostenimiento	La célula va a acompañada por placas de distribución estándar, que permiten una correcta distribución de las cargas transmitidas por los bulones. La lectura se realiza con la unidad de lectura de sensores de cuerda vibrante o con un equipo de adquisición de datos.	 <p>Células de carga. (METTLER TOLEDO, 2023)</p>

VARIABLE	APARATO EQUIPO
DESPLAZAMIENTOS	<ul style="list-style-type: none"> ● Estación Total/GPS ● Hitos de nivelación (Fijos/combinados) ● LCA ● Electroniveles ● Inclínómetros (Fijos y postatil) ● Columnas Inclinoextensiométricas ● Extensómetros magnéticos ● Extensómetro incremental ● Bulón extensométrico ● Clinómetros

VARIABLE	APARATO EQUIPO
	<ul style="list-style-type: none"> • Laser 3d • Fisurómetros
TENSIONES	<ul style="list-style-type: none"> • Células de cargas en anclajes
DEFORMACIONES	<ul style="list-style-type: none"> • Extensímetros (Straining gages) • Extensímetros de fibra óptica
PRESIÓN INTERSTICIAL	<ul style="list-style-type: none"> • Piezómetros de tubo abierto o de casa grande • Piezómetros de cuerda vibrante

• SOSTENIMIENTO EN ESTRUCTURAS NATURALES

ASPECTO	CARACTERÍSTICAS DE CONTROL
EFFECTO ARCO	Efectuar el arqueado en el contorno de la excavación especialmente en el techo favorece la estabilidad de las labores mineras subterráneas, minimizando la necesidad de utilizar sostenimiento artificial.
PILARES	Los pilares son elementos autosoportantes que ayudan al control de estabilidad de las minas, y su nivel de efectividad está relacionado con su cálculo o diseño. También se puede asegurar un control de estabilidad, si los pilares se distribuyen en los puntos de intersección de fallas presentes en el macizo rocoso
	
Pilares en terrenos fallados. (ENERGÍA, Sostenimiento con estructuras Naturales y artificiales, 2004)	
ESCUDOS	<p>Consiste en dejar una capa de mineral especialmente en los hastiales de la excavación, en situaciones donde las rocas encajantes son de mala calidad y el mineral es de mejor calidad.</p> <p>Esta capa de protección se debe mantener a lo largo de los hastiales, ya que su ausencia llevaría a un incremento en el peligro de derrumbe.</p>

ASPECTO	CARACTERÍSTICAS DE CONTROL
	 <p>Protección con escudos. (ENERGÍA, Sostenimiento con estructuras naturales y artificiales, 2004)</p>

• **SOSTENIMIENTO EN ESTRUCTURAS ARTIFICIALES**

SOSTENIMIENTO ACTIVO	RECOMENDACIONES DE SEGURIDAD
<p>PERNOS (BULONES) DE ANCLAJE MECÁNICO</p>	<ul style="list-style-type: none"> • No usar en rocas fracturadas, débiles y con presencia de agua, ya que se puede deslizar bajo la acción de las cargas. Tampoco en rocas con sometidas a esfuerzos excesivos • El diámetro de la perforación para el anclaje del perno. Se recomienda diámetros de 35 a 38 mm para pernos comunes • Pierde su capacidad de anclaje por efectos de vibraciones de voladura. Por tanto, no se recomienda el uso en zonas cercanas de avances a labores con explosivos • Su uso debe ser temporal, si es permanente debe ser reforzado con pasta de cemento y protegidos de la corrosión si hay presencia de agua. • Presión máx. de tensión no mayor a 12 TM
<p>PERNOS DE VARILLA CEMENTADOS O CON RESINA</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Es el mejor sistema de sostenimiento para rocas de muy mala calidad, y de ambiente de grandes esfuerzos. • No es recomendable en zonas con discontinuidades abiertas o vacías a menos que la inyección de la pasta pueda ser verificada • Cuando se usa cemento (Inyectado o en cartuchos): <ul style="list-style-type: none"> ○ Se requiere de varios días de fraguado para que el perno trabaje a carga completa. ○ Es un sistema competente durable y de alta resistencia en roca dura ○ No usar taladros con agua y tesar inmediatamente • El diámetro de perforación requerido es de 32 a 36 mm • Cuando se trabaja con resina:

SOSTENIMIENTO ACTIVO	RECOMENDACIONES DE SEGURIDAD
	<ul style="list-style-type: none"> ○ Fraguado rápido (menos de 5 seg), fraguado lento (de 2 a 4 min). El perno trabaja a carga completa en 5 min aprox. ○ Proporciona una alta capacidad de carga en condiciones de roca dura ● Perno resistente a la corrosión y vibraciones de terreno. ● El diámetro del taladro para el mezclado y fraguado es de 20 a 32 mm.
SPLIT SETS	<ul style="list-style-type: none"> ● No es recomendable usar este sistema en rocas demasiado fracturadas o de resistencia baja. ● Perno de anclaje por fricción. ● El uso de un jumbo o jackleg en su instalación proporciona una acción de refuerzo inmediato. ● Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados ● El diámetro del taladro es eficiente para Split sets de 39mm en un rango de 35 a 38mm.
SWELLEX	<ul style="list-style-type: none"> ● Perno de anclaje por fricción ● Tiene un mejor rendimiento que los Split sets en terrenos de mala calidad ● Uso también en roca duras a suaves y terrenos muy fracturados ● Tiene buena respuesta a efectos cortantes de la roca ● Su gran flexibilidad permite su instalación en una longitud de hasta 3 veces la altura de la labor. ● Esta provisto de unas arandelas que permiten reforzar el control de los desprendimientos de roca mediante la instalación de malla electrosoldada. ● Para evitar la corrosión vienen con una capa protectora o son hechos con acero inoxidable.
<p>Además, tenga en cuenta en la instalación:</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Verificar las condiciones de seguridad previas a la instalación de los pernos, asegurándose que el desabombe o desatado de rocas sueltas se haya realizado previamente de manera correcta y exista una ventilación adecuada ● Si durante el desabombe la caída de fragmentos de roca es continua, se debe asegurar el techo con malla sujetadas con puntales o colocar una capa de shotcrete de 2" o 5 cm de espesor. ● Señalizar adecuadamente la ubicación de los pernos ● Asegurarse de la buena calidad de todos los materiales ● Tener en cuenta la dirección de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso. ● Nunca deje una perforación sin instalar de inmediato el perno. Instale los pernos comenzando de la zona ya sostenida y bien desatada, hasta la zona por sostener ● En lo posible los pernos deben ser colocados perpendicularmente a la superficie del contorno de la excavación tratando de amarrar todos los bloques de roca. ● El personal que instala los pernos debe estar bien capacitado y entrenado. 	
CABLES	<ul style="list-style-type: none"> ● Se utilizan en condiciones de roca duras o moderadamente fracturadas o fracturadas, que presenten bloques grandes a medianos, o cuando se quiere asegurar roca débil entre roca competente

SOSTENIMIENTO ACTIVO	RECOMENDACIONES DE SEGURIDAD
	<ul style="list-style-type: none"> • Su principio de funcionamiento se resume en una acción de refuerzo y de sujeción de bloques con pasta cementante • Son instalados de forma no tensionada para sostenimiento temporal en frentes de explotación. Y permanente en estructuras rocosas asociadas al minado • Proporcionan una alta capacidad portante en condiciones de roca dura • Para que el sistema trabaje a capacidad completa debe tener varios días de fraguado • Existe dificultad para la verificación de la calidad de la pasta cementante y la inyección de esta • No aconsejable su uso en presencia de agua • Asegurar el uso de elementos de calidad certificados y personal idóneo para su instalación
<p>Tenga en cuenta en la instalación:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Diámetro y longitud correcto de los taladros • Asegurarse que los cables estén limpios y que tengan todos los accesorios adecuadamente instalados • Asegurarse que el cemento este fresco y la inyección de agua/cemento sea la correcta • Asegurarse que la columna de pasta de cemento esté libre de burbujas aire 	

SOSTENIMIENTO PASIVO	RECOMENDACIONES DE SEGURIDAD
MALLAS METÁLICAS	<p>MALLA ESLABONADA:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Es preferible que su tejido sea galvanizado para evitar la corrosión y perdida de resistencia • Es flexible y resistente, pero no es recomendable el uso como refuerzo para el concreto lanzado, por la dificultad para hacer pasar el concreto por las mallas.
	<p>MALLA ELECTROSOLDADA:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Es de acero galvanizado para evitar la corrosión por presencia de agua • Es un elemento de refuerzo del concreto lanzado aumentando su resistencia y capacidad de soporte.
<p>Tenga en cuenta también:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Hacer un correcto desabombe o desatado de los bloques sueltos en el área donde se instalará la malla • Hacer un apuntalamiento de la malla adecuado, anclar con pernos y platina, según el contorno de la excavación y el shotcrete • Se debe evitar en lo posible superficies de malla suelta, ya que, si se aplica shotcrete, el revestimiento no sería uniforme y perdería resistencia • En áreas de excavación con grandes esfuerzos deben evitarse empalmes horizontales en el tercio inferior de los hastiales. En empalmes verticales se recomienda reforzar con varilla corrugada de 3/8" y 0.7m de longitud 	

SOSTENIMIENTO PASIVO	RECOMENDACIONES DE SEGURIDAD
<ul style="list-style-type: none"> La malla es propensa a dañarse con la voladura, por tanto, es recomendable reemplazarla, recortando los pedazos dañados 	
<p style="text-align: center;">CONCRETO LANZADO SHOTCRETE</p>	<ul style="list-style-type: none"> La acción de Shotcrete y la roca impiden una deformación independiente La interacción: concreto + roca genera un esfuerzo radial de confinamiento que controla las deformaciones y crea en la periferia de la excavación un arco de sustentación. El shotcrete por ser cementante relleno las discontinuidades evitando en desprendimiento de bloques y rocas La calidad del shotcrete depende de variables que van desde la limpieza del frente antes de la aplicación hasta los materiales usados y su proceso de mezclado. Entre menos contaminación tenga el concreto, mejor será la resistencia. Evitar el efecto rebote al aplicar la pasta cementante asegura que no se genere un shotcrete en falso. Cuando el shotcrete se instale en zonas con presencia de agua, esta se debe drenar mediante la instalación de tubos plásticos.
<p>Tenga en cuenta también:</p> <ul style="list-style-type: none"> Evitar el efecto rebote haciendo los ajustes en presión de aire, cantidad de finos, humedecimiento y el lanzado al contorno de la excavación El espesor de aplicación en el techo debe ser de 25 a 50 mm, para evitar el desprendimiento del cementante. En paredes verticales debe ser aplicado en capas o espesores simples El control de calidad del shotcrete depende del control que se tenga en variables como: diseño, materiales, equipo de aplicación, inspección y los procedimientos de ensayos de laboratorio: <ul style="list-style-type: none"> Ensayos de propiedades físicas antes durante y después de la aplicación Contenido de agua, cemento absorción. Estos ensayos definen el grado de aceptación del shotcrete. 	
<p style="text-align: center;">ARCO DE ACERO</p>	<ul style="list-style-type: none"> Los arcos de acero trabajan en macizos rocosos muy fracturados débiles, y de grandes esfuerzos Su resistencia mecánica y propiedades de deformación ante esfuerzos excesivos evitan el desprendimiento de bloques o rocas, ya que sigue trabajando de manera efectiva El paralelismo entre arcos es fundamental para que estos trabajen como un conjunto y su eficiencia sea mayor El arco debe estar bien asentado contra el contorno de la labor, a fin de desarrollar una capacidad de sostenimiento temprana antes de que aparezcan deformaciones significativas.
<p style="text-align: center;">PUNTALES (Tacos)</p>	<ul style="list-style-type: none"> Evita el desprendimiento de rocas encajantes para mineralizaciones de altos buzamientos y de poco espesor Trabajan a compresión por tanto es recomendable que, para evitar el pandeo y pérdida de resistencia, estén construidos con longitudes que no superen los 3.5 m. También es de vital importancia comprender que un puntal ofrece una mejor capacidad portante a menor longitud.

SOSTENIMIENTO PASIVO	RECOMENDACIONES DE SEGURIDAD
	<ul style="list-style-type: none"> Al usar puntales de sección circular se incrementa la capacidad portante en relación con las secciones cuadradas, y la plantilla distribuye los esfuerzos de techo en los extremos del puntal.
<p style="text-align: center;">CANASTAS</p>	<ul style="list-style-type: none"> Este sistema es eficiente cuando se presentan fallas estructurales en el techo de zonas de explotación, donde se necesita sostener un gran peso de roca muerta Para métodos de explotación como corte y relleno o cámaras y pilares, su instalación contribuye a mejoras de la estabilidad e incluso a la recuperación de pilares sin afectar la seguridad de la mina A mayor área superficial de soporte será mayor la capacidad portante <p>Se sugiere por estudios de buenas prácticas en este tipo de elemento de sostenimiento las siguientes medidas en los paquetes:</p> <ul style="list-style-type: none"> 0.45m x 1.2m (dimensiones externas) Madera cuadrada de 6" de lado <p>Un área efectiva de soporte de 0.63m² puede desarrollar una capacidad de soporte de hasta 90Ton.</p>
<p style="text-align: center;">PUERTA ALEMANA</p>	<ul style="list-style-type: none"> Deben ser usados en macizos rocosos intensamente fracturados y/o débiles, de RQD malo a muy malo. Sin embargo, por tradición es el elemento de sostenimiento más usado en minería subterránea La efectividad dependerá del estudio geomecánico y del diseño que se realice Los esfuerzos se distribuyen del techo al piso a través del Cápiz (Distribución uniforme) a las palancas Este sistema también es aplicable cuando la presión procede de los hastiales Junto con el forro, dispuesto alrededor de la excavación mejorará la capacidad portante La calidad del sostenimiento depende en gran medida de su instalación. Si hay defectos de nivelación o uniones defectuosas, la presión puede desviarla y colapsar la labor.
<p>Tenga en cuenta:</p> <ul style="list-style-type: none"> La madera seca dura más que la fresca o húmeda La madera sin corteza dura más que la que tiene corteza La madera inmunizada evita que la madera se descomponga más rápido La madera dispuesta en un área bien ventilada dura más que en una zona húmeda o caliente 	

ANEXO 4. MEDIDAS DE CONTROL RECOMENDADAS

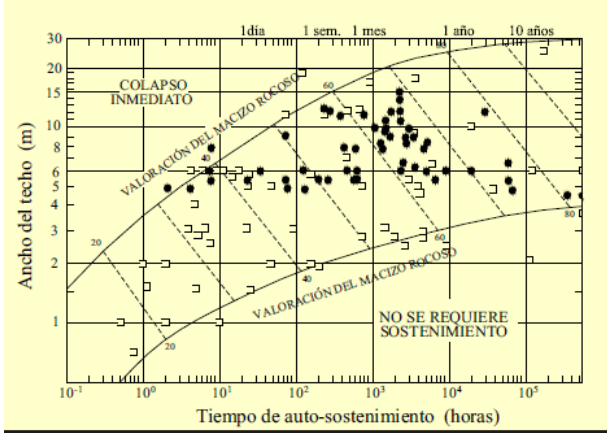
PROCESO	MEDIDAS
<p>INVESTIGACIONES GEOMECÁNICAS DE CAMPO (PERFORACIONES SUPERFICIALES)</p>	<p>Su contribución principal se centra en la evaluación de la calidad del macizo rocoso antes de iniciar el desarrollo minero. Los testigos proporcionan información sobre las familias de discontinuidades y los esfuerzos <i>in situ</i>.</p>
<p>CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO</p>	<p>Se puede caracterizar mediante diferentes métodos o principios, siendo los más utilizados (RMR, Q, SGI). Con este análisis se pueden dimensionar las diferentes variables de diseño que se aplicaran una vez se inicie el proyecto minero.</p>
<p>MODELO GEOMECÁNICO</p>	<p>Al considerar los elementos que conforman este modelo, como el modelo geológico, estructural, del macizo rocoso, hidrogeológico y de esfuerzos, es posible identificar el mecanismo de falla del macizo rocoso (ya sea por la calidad de la roca, aspectos estructurales o factores relacionados con los esfuerzos).</p>
<p>PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE LA MINA</p>	<p>Diseño minero</p> <p>Para el diseño de la mina se debe tener en cuenta el criterio de beneficio económico, así como considerar los métodos de explotación; especialmente donde los trabajadores están expuestos a un mayor riesgo durante la operación. Por lo tanto, es el diseño debe presentar las condiciones de estabilidad global de la mina.</p>
	<p>Forma de la excavación</p> <p>Para mejorar las condiciones de estabilidad, especialmente en labores de desarrollo, se recomienda que las excavaciones tengan forma de arco o circulares. Evite formas rectangulares o cuadradas.</p> <p>Cuando el macizo rocoso de una excavación muestre condiciones estructurales que sugieran la posible formación de cuñas en el techo o paredes de la labor, debido a la presencia de sistemas de discontinuidades, se ajustara la excavación conforme a los rasgos estructurales dominantes, incluso si esto afecta su estética, con el objetivo de mejorar su estabilidad. En caso contrario, se deberá implementar sostenimiento.</p>

PROCESO	MEDIDAS																																	
<p>PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE LA MINA</p>	<div data-bbox="821 302 1205 579" style="text-align: center;"> </div> <p data-bbox="688 604 1338 667" style="text-align: center;">Acomodo de la excavación según rasgos estructurales. (ENERGÍA S. n., 2004)</p> <div data-bbox="818 688 1208 966" style="text-align: center;"> </div> <p data-bbox="682 991 1344 1054" style="text-align: center;">Sostenimiento a favor de la estabilidad de la excavación. (ENERGÍA S. n., 2004).</p>																																	
	<p>Tamaño de las excavaciones</p> <p>El tamaño de las excavaciones depende de las condiciones geomecánicas. <i>El Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de roca</i>, presenta una guía para definir los tamaños adecuados para las vías principales de las minas, tomando en cuenta solamente la calidad del macizo rocoso:</p> <table border="1" data-bbox="574 1344 1302 1858"> <thead> <tr> <th rowspan="2">Calidad del macizo Rocosos</th> <th rowspan="2">Rango RMR</th> <th colspan="2">Tamaño de la excavación</th> </tr> <tr> <th>Ancho(m)</th> <th>Alto (m)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Muy Buena</td> <td>80-100</td> <td>25-35</td> <td>35-50</td> </tr> <tr> <td>Buena</td> <td>61-80</td> <td>16-25</td> <td>25-35</td> </tr> <tr> <td>Regular A</td> <td>51-60</td> <td>10-16</td> <td>8-25</td> </tr> <tr> <td>Regular B</td> <td>41-50</td> <td>6-10</td> <td>9-18</td> </tr> <tr> <td>Mala A</td> <td>31-40</td> <td>4-6</td> <td>6-9</td> </tr> <tr> <td>Mala B</td> <td>21-0</td> <td>2.5-4</td> <td>2.5-6</td> </tr> <tr> <td>Muy mala</td> <td><21</td> <td><2.5</td> <td><2.5</td> </tr> </tbody> </table>	Calidad del macizo Rocosos	Rango RMR	Tamaño de la excavación		Ancho(m)	Alto (m)	Muy Buena	80-100	25-35	35-50	Buena	61-80	16-25	25-35	Regular A	51-60	10-16	8-25	Regular B	41-50	6-10	9-18	Mala A	31-40	4-6	6-9	Mala B	21-0	2.5-4	2.5-6	Muy mala	<21	<2.5
Calidad del macizo Rocosos	Rango RMR			Tamaño de la excavación																														
		Ancho(m)	Alto (m)																															
Muy Buena	80-100	25-35	35-50																															
Buena	61-80	16-25	25-35																															
Regular A	51-60	10-16	8-25																															
Regular B	41-50	6-10	9-18																															
Mala A	31-40	4-6	6-9																															
Mala B	21-0	2.5-4	2.5-6																															
Muy mala	<21	<2.5	<2.5																															

PROCESO	MEDIDAS
<p>PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE LA MINA</p>	<p>Nota: Esta tabla muestra las dimensiones máximas para excavaciones conservando la estabilidad. Tomado del Manual Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de roca en minería subterránea. (pág. 80). Por Sociedad Nacional de MINERIA PETROLEO Y ENERGIA.2004.</p> <p>Determina las dimensiones máximas de labores principales sin sostenimiento. Sin embargo, las condiciones propias de los macizos pueden llevar a la necesidad de usar sostenimiento. Además, es necesario para el cálculo final de la sección tener en cuenta variables tales como: presencia de discontinuidades, bloques o cuñas, espesor de los estratos, humedad, esfuerzos, velocidad de avance minero, equipo personal etc.</p> <p>En presencia de agua es recomendable llevar áreas con secciones pequeñas y usar sostenimiento de manera permanente.</p> <hr/> <p>Orientación de las excavaciones</p> <p>Es recomendable adelantar el avance de las excavaciones de forma perpendicular al sistema dominante de discontinuidades, estratos, fallas principales o zonas de corte.</p> <div data-bbox="803 1123 1222 1444" style="text-align: center;"> </div> <p>Avance favorable en relación con discontinuidades. (ENERGIA S. n., 2004)</p> <p>Cuando las vetas, mantos o mineralizaciones son estrechas y presentan fuertes buzamientos, y los avances se realizan de manera paralela a las estructuras, se deberá instalar sostenimiento de acuerdo con el comportamiento geomecánico del macizo.</p>

PROCESO	MEDIDAS
<p>PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE LA MINA</p>	<div data-bbox="824 338 1198 613" data-label="Image"> </div> <p>Avance paralelo a las discontinuidades. (ENERGIA S. n., 2004)</p> <p>Para avance en zonas de pliegues (Anticlinales y Sinclinales) el avance de la excavación se deberá hacer perpendicular al eje de plegamiento. Evitar el avance en paralelo, en especial a los ejes de los sinclinales debido a la concentración de esfuerzos y agua en estas zonas.</p>
<p>PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE LA MINA</p>	<p>Secuencia de explotación</p> <p>Cabello Robles, en su guía de criterios geomecánicos, destaca la importancia de este factor en la estabilidad de la excavación. Por lo tanto, es fundamental llevar a cabo una ingeniería precisa a través de la aplicación de modelos numéricos, ensayos de laboratorio de mecánica de rocas y una detallada caracterización geomecánica.</p> <p>La secuencia de minado es única para cada mina, por lo que se presentarán algunos aspectos de control generales que deben tenerse en cuenta, especialmente en la fase de explotación:</p> <p>En caso de pilares:</p> <p>Los pilares en la estabilidad de la mina funcionan de manera más efectiva si no están atravesados por sistemas dominantes de discontinuidades estructurales.</p> <p>En el sistema de explotación, se deben incorporar fallas y zonas de corte a los pilares para mantener los techos en roca competente. No obstante, las estructuras no deben atravesar completamente los pilares. Para lograr esto, se debe aumentar la dimensión en la planta del pilar, asegurando así que las estructuras permanezcan dentro de este.</p> <p>En el método de cámaras y pilares, el esquema de ubicación de los pilares se puede planear para que estos soporten techos fallados, ubicándolos en las zonas de intersección de las fallas o cortes.</p>

PROCESO	MEDIDAS
<p>PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE LA MINA</p>	<p>Evite la construcción de pilares largos en paralelo al rumbo del yacimiento, ya que tienden a ser muy inestables. En caso de haberlos construido, una forma de estabilizarlos es aumentar su anchura o inclinar las paredes del pilar de manera perpendicular al buzamiento del yacimiento o cuerpo mineralizado. Los pilares largos paralelos al buzamiento son más estables.</p> <p>En ambientes de grandes esfuerzos no es recomendable disminuir el ancho del pilar, ya que este puede fallar.</p> <p>Haga los cálculos de los pilares siempre manteniendo el Factor de Seguridad recomendado.</p> <p>Excavaciones adyacentes</p> <p>Las labores mineras que se ubican cerca a zonas de explotación o de avance minero, deben ser protegidas manteniendo la distancia exigida según cálculos de separación y el factor de seguridad recomendado, debido a que están sometidos a grandes esfuerzos inducidos que puede generar problemas de estabilidad.</p> <p>Cuando las excavaciones avanzan hacia zonas de cortes o estructuras de falla, tenga en cuenta que se incrementaran los esfuerzos, lo que llevara obligatoriamente a utilizar sostenimiento adecuado.</p> <p>Cuando el avance de la labor se hace de manera horizontal hacia una estructura de falla genera inestabilidad. Por tanto, es recomendable cambiar la dirección de avance; es decir, hacer el arranque y avance desde la falla, alejándose de esta.</p> <p>En fallas regionales que atraviesan todo el yacimiento, se recomienda dejar machones de protección en el rumbo de la falla, disminuir la sección de las labores cercanas y utilizar el sostenimiento adecuado. En zonas de falla los esfuerzos se incrementan y generalmente hay presencia de agua.</p> <p>Avance hacia rocas de diferente calidad</p> <p>Cuando el avance se realiza desde una roca de baja calidad hacia una de alta calidad o viceversa, se tendrá en cuenta que los esfuerzos de la roca de baja calidad pueden transmitirse a la roca de alta calidad, lo que genera problemas de estabilidad. En este caso, el control recomendado es la implementación de un sostenimiento adecuado.</p> <p>Tiempo de autosostenimiento y velocidad de minado</p> <p>Según el tamaño de la excavación:</p>

PROCESO	MEDIDAS								
<p>PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE LA MINA</p>	<ul style="list-style-type: none"> ○ Las rocas de Muy Buena Calidad pueden permanecer sin sostenimiento varios años ○ Las rocas de Buena Calidad; Varios meses ○ Las rocas de Regular calidad; días o pocas semanas. ○ Las rocas de Muy Mala Calidad; Pocas horas. <p>La siguiente figura muestra la relación ancho-tiempo de autosostenimiento con base en la experiencia, y los ajustes propios para cada macizo rocoso.</p>  <p>Tiempo de autosostenimiento (Bieniawski, 1989)</p> <p>El tiempo de sostenimiento debe ser cotejado con el ciclo de minado que dependerá de la secuencia de avance de este. Cuanto mayor sea la velocidad del minado menor será la probabilidad de ocurrencia de inestabilidad del terreno.</p>								
<p>VOLADURAS</p>	<p>En procesos de perforación y voladura se recomienda:</p> <table border="1" data-bbox="602 1304 1330 1850"> <thead> <tr> <th>Aspecto</th> <th>justificación</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Cambios en la malla de perforación</td> <td>Ajustes en las condiciones geomecánicas Cambios en la energía explosiva afecta granulometría</td> </tr> <tr> <td>Alineación de barrenos de perforación</td> <td>Evitar sobrecavaciones Problemas considerables de inestabilidad</td> </tr> <tr> <td>Control de retardos de los detonadores</td> <td>Reducir efectos de vibraciones en el macizo rocoso Implementar monitoreo de vibraciones en zonas cercanas</td> </tr> </tbody> </table>	Aspecto	justificación	Cambios en la malla de perforación	Ajustes en las condiciones geomecánicas Cambios en la energía explosiva afecta granulometría	Alineación de barrenos de perforación	Evitar sobrecavaciones Problemas considerables de inestabilidad	Control de retardos de los detonadores	Reducir efectos de vibraciones en el macizo rocoso Implementar monitoreo de vibraciones en zonas cercanas
Aspecto	justificación								
Cambios en la malla de perforación	Ajustes en las condiciones geomecánicas Cambios en la energía explosiva afecta granulometría								
Alineación de barrenos de perforación	Evitar sobrecavaciones Problemas considerables de inestabilidad								
Control de retardos de los detonadores	Reducir efectos de vibraciones en el macizo rocoso Implementar monitoreo de vibraciones en zonas cercanas								

PROCESO	MEDIDAS	
	<p>Control de Tiros fallidos, y organización de la voladura</p>	<p>Evitar daños en el perímetro de la excavación Evitar sobredimensionamiento en el fracturamiento de los bloques Evitar formas irregulares en la excavación que pueda generar caída de rocas</p>
<p>DESABOMBE O DESATADO DE ROCAS</p>	<p>El proceso de desabombe es uno de los riesgos geomecánicos que generan mayor probabilidad de accidentalidad por caída de rocas, debido al nivel de exposición que tienen los trabajadores, siendo las principales causas la falta de conocimiento o competencia del personal, por la usencia y/o mal uso de equipos o por el exceso de confianza. Por lo anterior se tendra presente:</p> <ul style="list-style-type: none"> • El procedimiento documentado de la actividad de desabombe o desatado, es fundamental socializarlo con el personal y evaluarlo periódicamente • Si la altura de la excavación es superior a 4 m, es recomendable utilizar desatadores mecánicos • Para una mayor profundización en este tema, se puede consultar el "Protocolo y guía de procedimientos para el sostenimiento de las labores mineras del carbón", elaborado por el Ministerio de Minas y la UPTC. Este documento describe con detalle un procedimiento para el desabombe que puede ser replicado. 	
<p>SEGURIDAD MINERA</p>	<p>En materia de seguridad es importante tener presente:</p> <p>Implementar el SG - SST en la mina involucrando la gestión del riesgo geomecánico, ya que este comprende un alto nivel de riesgo en la operación minera. La documentación y registros son fundamentales para soportar las actividades de control.</p> <ul style="list-style-type: none"> • Procedimiento Estándar de trabajo seguro (PETS) • Permiso escrito de trabajo de alto riesgo (PETAR). • análisis de trabajo seguro (ATS) • Identificación de peligros y valoración de riesgos (IPVR). <p>Entidades Fiscalizadoras:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Ministerio de Minas y Energía • Agencia Nacional de Minería ANM. 	

PROCESO	MEDIDAS
	<p>Inspecciones de seguridad: en la presente guía se hace una explicación de los aspectos que deben ser considerados en las inspecciones de seguridad por fallos geomecánicos. No obstante, a continuación, se presentan otras metodologías que pueden ser aplicadas:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Sistema DUPONT: Se fundamenta en que todo accidente se puede prevenir, si ocurre un accidente fue debido a que se presentó a una falla de gestión. Concluye que, si no es posible realizar un proceso de forma segura, este proceso no debe ser implementado. • Det Norske Veritas (DNV)-LCM (Loss control Management): Considera que la mayoría de las pérdidas resultan principalmente de la deficiencia administrativa y no del comportamiento inseguro o dañino del empleado.

GUÍA TÉCNICA PARA LA GESTIÓN DE LOS RIESGOS MINEROS CAUSADOS POR FALLAS GEOMECÁNICAS



NOVIEMBRE

2023