

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA



TESIS

**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA
DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA 570, NIVEL 0
EN LA MINA CHAPARRAL UNIDAD SAN FRANCISCO VII – EMPRESA MINERA
GOLDEN RIVER RESOURCES S.A.C. - “CHÁPARRA-CARAVELÍ-AREQUIPA”**

Para Optar Título Profesional de:

INGENIERO GEÓLOGO

Autor:

Bach. Sánchez Peña José Leonardo

Asesor:

M.Cs.Ing. Gonzáles Yana Roberto Severino

Cajamarca – Perú

2023

AGRADECIMIENTO

Quiero brindar mi más profundo y sentido agradecimiento a Dios por ser quien guía mi camino.

Agradezco a mi alma mater, Universidad Nacional de Cajamarca, especialmente a la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Geológica, a mis docentes, quienes con su enseñanza y esmero contribuyeron satisfactoriamente con mi formación profesional.

Un agradecimiento especial a mi asesor, el M.Cs.Ing. Roberto Severino Gonzáles Yana, por su apoyo e interés mostrado durante el desarrollo de la presente tesis.

DEDICATORIA

La culminación de la presente investigación no hubiera sido posible sin el apoyo incondicional y el soporte diario que solo tus seres queridos te pueden brindar.

Esta tesis va dedicada a mis queridos padres Teresa y José, hermanos y a mi esposa e hijos quienes me alientan y me brindan su apoyo y cariño incondicional.

ÍNDICE

CONTENIDO	Pág.
AGRADECIMIENTO	i
DEDICATORIA	ii
ÍNDICE	iii
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
LISTA DE ABREVIATURAS	xiv
RESUMEN.....	xvi
ABSTRACT.....	xvii
CAPÍTULO I	1
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO II	3
MARCO TEÓRICO	3
2.1 Antecedentes de la Investigación.....	3
2.1.1 Antecedentes Internacionales.....	3
2.1.2 Antecedentes Nacionales.....	3
2.2 Bases Teóricas.....	5
2.2.1 Modelización en Ingeniería Geológica	5
2.2.2 Mecanismos de Falla.....	7
2.2.3 Túneles sujetos a desprendimiento de bloques o cuñas	9
2.2.4 Clasificaciones Geomecánicas de las Rocas	11
2.2.4.1 Clasificación RMR de Bienawski 1989	11
2.2.4.1.1 Resistencia Uniaxial del material rocoso	12
2.2.4.1.2 RQD (Índice de calidad de roca).....	12

	Pág.
2.2.4.1.3 Espaciamiento de Juntas o Discontinuidades.....	14
2.2.4.1.4 Condición de las Discontinuidades	14
2.2.4.1.5 Condiciones Hidrogeológicas	15
2.2.4.1.6 Orientación de las Discontinuidades	15
2.2.4.1.7 Estimación y Calificación según RMR	16
2.2.4.1.8 Tiempo de Auto soporte de Túneles	18
2.2.4.1.9 Requerimiento de Soporte según RMR.....	19
2.2.4.2 Clasificación Geomecánica Q de Barton	21
2.2.4.2.1 Índice de Diaclasado (Jn)	21
2.2.4.2.2 Índice de Rugosidad (Jr)	22
2.2.4.2.3 Índice de Alteración de Discontinuidades (Ja).....	23
2.2.4.2.4 Coeficiente reductor por presencia de agua (Jw)	25
2.2.4.2.4 Factor de Reducción de Estrés (SRF)	25
2.2.4.2.4 Recomendaciones de excavación y sostenimiento según la Q de Barton 1974	27
2.2.4.2.5 Correlación entre Q de Barton y RMR de Bienawski.....	29
2.2.5 Geological Strength Index (GSI)	29
2.2.6 Criterios de Rotura de Macizo Rocoso	31
2.2.7 Criterios de Diseño.....	33
2.2.8 Factor de Seguridad.....	35
2.2.9 Métodos de Sostenimiento	36
2.3 Definición de Términos.....	41
CAPÍTULO III	43
MATERIALES Y MÉTODOS	43
3.1 Generalidades	43

	Pág.
3.2 Ubicación	43
3.2 Accesibilidad.....	46
3.3 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	47
3.3.1 Principios básicos de la Investigación.....	47
3.3.2 Tipo de Investigación	47
3.3.3 Diseño de la Investigación	47
3.3.4 Población y Muestra.....	48
3.3.5 Unidad de Análisis	48
3.3.6 Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	48
3.3.7 Instrumentos de Investigación.....	48
3.4 Metodología	49
3.4.1 Etapa pre campo	49
3.4.2 Etapa de Campo	49
3.4.3 Etapa post campo	49
3.5 Marco Legal	50
3.6 Geología Regional.....	50
3.6.1 Volcánico Chocolate	51
3.6.2 Súper Unidad Tiabaya.....	52
3.6.3 Súper Unidad Linga	52
3.6.4 Estratigrafía	53
3.6.4.1 Proterozoico	53
3.6.4.2 Paleozoico	53
3.6.4.3 Mesozoico	53
3.7 Geología Local	56

	Pág.
3.8 Geología Estructural.....	57
3.8.1 Fracturas Pre Mineralizadas.....	57
3.8.2 Fallas.....	58
3.9.3 Geología Económica.....	58
3.10 Paragénesis.....	60
3.10.1 Mineralogía.....	60
3.11 Método de Minado.....	62
3.11.1 Ciclo de Minado.....	62
3.12 Caracterización Geomecánica de la Galería.....	67
3.12.1 Cálculo de RQD por estaciones geomecánicas.....	68
3.12.2 Cálculo del índice RMR según la Clasificación Geomecánica de Bieniawski (1989)	68
3.13 Análisis de datos en el Software Dips V6.....	69
3.13.1 Estación Geomecánica N° 01.....	69
3.13.2 Estación Geomecánica N° 02.....	74
3.13.3 Estación Geomecánica N° 03.....	78
3.13.4 Estación Geomecánica N° 04.....	82
3.13.5 Estación Geomecánica N° 05.....	86
3.13.6 Estación Geomecánica N° 06.....	90
3.13.7 Estación Geomecánica N° 7.....	94
3.13.8 Estación Geomecánica N° 8.....	98
3.14 Análisis del Tiempo de Auto sostenimiento de la excavación.....	102
3.15 Clasificación según Q de Barton.....	103
3.16 Correlación RMR y Q de Barton.....	107
3.17. Determinación de Sostenimiento según Q de Barton.....	107

	Pág.
3.18 Sostenimiento de la Excavación.....	109
3.18.1 Sostenimiento aplicando software Unwedge.	110
CAPÍTULO IV	117
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	117
4.1 Resultados	117
4.1.1 Análisis Estereográfico - Cinemático.....	117
4.1.2 Parámetros de Resistencia del Macizo Rocoso	118
4.1.3 Análisis del Macizo Rocoso mediante Software Unwedge	120
4.2 Contratación de la Hipótesis.....	120
CAPÍTULO V	121
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	121
5.1 CONCLUSIONES	121
5.2 RECOMENDACIONES	122
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	123
ANEXOS	125
PLANOS	134

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Interpretación de Valores de RQD (Deere, 1964).....	14
Tabla 2 Interpretación de los Valores de RMR.....	16
Tabla 3 Estimación de Sostenimiento propuesto por Bienawski.....	20
Tabla 4 Interpretación del Índice Q (Barton 1974).....	21
Tabla 5 Factores de seguridad recomendados según plazo de estabilidad.....	36
Tabla 6 Ubicación Política del Proyecto Minero	43
Tabla 7 Coordenadas de la Concesión San Francisco N° 7 en WGS84.....	44
Tabla 8 Accesibilidad al Proyecto.....	46
Tabla 9 Instrumentos utilizados en la Investigación	48
Tabla 10 Pies Perforados según sección de la labor	63
Tabla 11 Cálculo del Índice RQD por Estación Geomecánica	68
Tabla 12 Índice RMR por Estación Geomecánica	69
Tabla 13 Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 1 .	70
Tabla 14 Factor de Seguridad de las Cuñas Estación Geomecánica N°1.	73
Tabla 15 Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N°2 .	74
Tabla 16 Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N°2.....	77
Tabla 17 Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 3 .	78
Tabla 18 Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N° 3.....	81
Tabla 19 Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N°4. .	82
Tabla 20 Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N°4.....	85
Tabla 21 Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N°5 ..	86
Tabla 22 Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N°5.....	89
Tabla 23 Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 6 .	90
Tabla 24 Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N° 6.....	93
Tabla 25 Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 7 .	94
Tabla 26 Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N° 7.....	97
Tabla 27 Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 8 .	98
Tabla 28 Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N° 8.....	101

	Pág.
Tabla 29 Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 1	103
Tabla 30 Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 2	103
Tabla 31 Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 3	104
Tabla 32 Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 4	104
Tabla 33 Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 5	105
Tabla 34 Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 6	105
Tabla 35 Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 7	106
Tabla 36 Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 8	106
Tabla 37 Correlación comparativa del Índice RMR y Q de Barton.....	107
Tabla 38 Sostenimiento Aplicable en las Estaciones Geomecánicas.....	109
Tabla 39 Parámetros geomecánicos de las ocho estaciones geomecánicasutilizando software RocData v4.....	119
Tabla 40 Factor de Seguridad de Cuñas Mejorado con Sostenimiento	120

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Modelización en Ingeniería Geológica.....	7
Figura 2. Mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso, (Lorig, 2009).	9
Figura 3. Proyección estereográfica de cuña critica, 2) Representación en sección transversal, 3) Representación de cuña en bloques.	10
Figura 4. Proyecciones estereográficas: a) La cuña se encuentra estable, no cae, b) Cuña Inestable, posiblemente cae, c) Cuña muy inestable.....	11
Figura 5. Estimación del RQD, mediante el primer método, (medición por sondeos).	13
Figura 6. Espaciado de Discontinuidades.	14
Figura 7. Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad. (SNMPE, 2004).....	15
Figura 8. Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad. (SNMPE, 2004). ...	16
Figura 9. Parámetros de Clasificación RMR. (Bienawski, 1989).	17
Figura 10. Tiempo de auto - soporte versus luz de túnel según su clasificación RMR. Bienawski, 1989.	18

	Pág.
Figura 11. Índice de Diaclasado.....	22
Figura 12. Número de Rugosidad de Discontinuidades.....	23
Figura 13. Número de Alteración de Discontinuidad.....	24
Figura 14. Coeficiente reductor por presencia de agua.....	25
Figura 15. Factor de reducción (SRF).....	26
Figura 16. Categorías para la relación de Soporte de la Excavación.....	27
Figura 17. Ábaco de sostenimiento para túneles en roca (Grimstad, 2007).	28
Figura 18. Cuadro de estimación del GSI a partir de observación geológica (Hoek y Marinos, 2000).	30
Figura 19. Diagrama de Mohr Coulomb y Envolventes de Rotura.....	31
Figura 20. Envolvente de rotura del criterio de Hoek y Brown.....	33
Figura 21. Análisis estereográfico para evaluar caída de roca por gravedad o peso muerto. ..	34
Figura 22. Instalación de una barra helicoidal.....	37
Figura 23. Instalación perno de fricción Split set.....	38
Figura 24. Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos (Pakalnis, 2014).	39
Figura 25. Capacidad de absorción de energía de elementos de soporte (Káiser, 1996).	40
Figura 26. Esquema de un cuadro recto hecho con puntales de madera.....	41
Figura 27. Bocamina de la Mina Chaparral 675 m.s.n.m	44
Figura 28. Ubicación política de la provincia de Cháparra.....	45
Figura 29. Delimitación espacial de la Unidad San Francisco N°7.....	45
Figura 30. Ruta de Acceso al proyecto minero, (Google Earth Pro).	46
Figura 31. Súper unidades emplazadas en el segmento Arequipa del Batolito de la Costa, (Pitcher, 1985).....	51
Figura 32. Columna Estratigráfica del Sur del Perú. Región Arequipa-Mollendo-Moquegua.54	
Figura 33. Geología local del proyecto minero, donde se aprecia intrusivo de la Súper Unidad Linga, Roca andesita del Volcánico Chocolate y depósitos aluviales cuaternarios.....	55
Figura 34. (a)Afloramiento de Monzogranito rojo perteneciente a la Súper Unidad Linga. (b) Muestra de mano de la Súper Unidad Linga, tamaño granular variable, plagioclasas tabulares verde pálidas, roca de emplazamiento de la Veta Chaparral.	56

Figura 35. (a) Afloramiento de flujos de roca andesita correspondiente al Volcánico Chocolate. (b) Muestra de mano de andesita porfirítica de color marrón correspondiente al Miembro Lucmilla.	57
Figura 36. Afloramiento de la Veta Chaparral con Rumbo N45°E.	58
Figura 37. Mapa Metalogenético del Sur del Perú.	59
Figura 38. (a) Veta Chaparral N45°E- NV-360. (b) Muestra de mano correspondiente a la Veta Chaparral, presencia de cuarzo-oro-galena-esfalerita-calcopirita. Relacionada a intrusivos del Cretácico Superior.	61
Figura 39. Relicto de Oro en Cuarzo blanco lechoso, procedente de la Veta Chaparral, visto con lupa 20x.	62
Figura 40. Galería 570, Nivel 0, Mina Chaparral, Progresiva 1+710.	63
Figura 41. Programas de Avance y Producción.	65
Figura 42. Sección Longitudinal Veta Chaparral.	66
Figura 43. Nota. Medición de Dip y DD en familias de discontinuidades de la Estación Geomecánica N°2 con brújula Brunton azimutal.	67
Figura 44. Gráficas de Esfuerzo Mayor- Esfuerzo Menor (Izquierda) y Esfuerzo Normal – Esfuerzo de Corte (Derecha); Estación geomecánica N°1.	71
Figura 45. Proyección estereográfica respecto a la excavación , ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación desfavorable a la excavación.	72
Figura 46. Formación de cuñas con potencial de caída en hastial izquierdo (6) y corona (8), formados por	73
Figura 47. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal- Esfuerzo de Corte (derecha). Estación Geomecánica N°2.	75
Figura 48. Proyección estereográfica respecto a la excavación , ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación desfavorable a la excavación.	76
Figura 49. Formación de cuñas con potencial de caída en hastial izquierdo (2) y corona (8), formados por	77

Figura 50. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N° 3.....	79
Figura 51. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.....	80
Figura 52. Formación de cuñas con potencial de caída en hastial izquierdo (2) y corona (8), formados por	81
Figura 53. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°4.....	83
Figura 54. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.....	84
Figura 55. Formación de cuñas con potencial de caída en corona (3).	85
Figura 56. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°5.....	87
Figura 57. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.....	88
Figura 58. Formación de cuñas con potencial de caída en corona (3).	89
Figura 59. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°6.....	91
Figura 60. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.....	92
Figura 61. Formación de cuñas inestables en el techo de la excavación (6) y (8).	93
Figura 62. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°7.....	95
Figura 63. Proyección estereográfica respecto a la excavación , ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-2 con orientación regular a la excavación.....	96

Figura 64. Formación de cuña inestable en el techo de la excavación (8), Estación Geomecánica N°7.....	97
Figura 65. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°8.....	99
Figura 66. Proyección estereográfica respecto a la excavación , ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.	100
Figura 67. Formación de cuñas inestables en el techo de la excavación (8).....	101
Figura 68. Tiempo de Auto soporte Considerando la Sección de la Galería 570.	102
Figura 69. Ábaco para la estimación de sostenimiento según Índice Q de Barton en las 8 estaciones.	108
Figura 70. Diseño de sostenimiento en perspectiva aplicando empernado puntual de 3 metros de longitud en la cuña 8, elevando el Factor de Seguridad a 5.017.	110
Figura 71. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°3.....	111
Figura 72. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°4.....	112
Figura 73. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°5.....	113
Figura 74. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°6.....	114
Figura 75. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°7.....	115
Figura 76. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°8.....	116

LISTA DE ABREVIATURAS

WGS-84	:	Sistema Geodésico Mundial 1984
UTM	:	Universal Transversal de Mercator
GPS	:	Sistema de Posición Global
FS	:	Factor de Seguridad
NV	:	Nivel de Excavación
N	:	Newton
MPa	:	Mega pascales
D	:	Factor de perturbación
sigc	:	Resistencia a la Compresión Uniaxial
sigt	:	Resistencia a tracción del macizo rocoso
σ_3 max	:	Tensión de Confinamiento
σ_1	:	Esfuerzo principal mayor
σ_3	:	Esfuerzo principal menor
Kg	:	Kilogramos
GPa	:	Gigapascales
<i>mi</i>	:	Constante de roca intacta
<i>mb</i>	:	Constante para macizo rocoso
<i>s,a</i>	:	Cohesión
φ	:	Angulo de Fricción
λ	:	Número de discontinuidades
τ	:	Tensión tangencial
Em	:	Módulo de deformación
GSI	:	Índice de Resistencia Geológica
RQD	:	Índice de Calidad de Roca
RMR	:	Valoración de Masa rocosa
Q o NGI	:	Índice de Calidad de túneles

Jn	:	Numero de familia de discontinuidades
Jr	:	Numero de rugosidad de las diaclasas
Ja	:	Numero de alteración de las diaclasas
Jw	:	Factor de reducción por agua
SRF	:	Factor de reducción de tensiones
ESR	:	Relación de soporte de excavación
De	:	Diámetro equivalente
msnm	:	Metros sobre el nivel del mar
Osinermin	:	Organismo supervisor de la inversión en energía y minas
SNMPE	:	Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía

RESUMEN

La investigación determina la evaluación geomecánica para el posterior diseño del sostenimiento en la Galería 570, del Nivel 0, en la Mina Chaparral de la Unidad Minera San Francisco N°7, consta de una excavación de 92.3 metros, el macizo rocoso está conformado por roca monzogranito de la Súper Unidad Linga, el cual presenta problemas de deslizamiento por cuñas, el objetivo de la investigación es realizar la evaluación geomecánica para posteriormente determinar el sostenimiento a implementar. Se determinaron ocho estaciones geomecánicas en las cuales se partió desde la identificación de las familias de discontinuidades y el registro del buzamiento y dirección de buzamiento con la brújula geológica para analizarlas mediante el software Dips, posteriormente se realizó la clasificación geomecánica mediante el sistema RMR de Bienawsky. Los parámetros de resistencia del macizo rocoso fueron determinados por los criterios de Hoek – Brown y Mohr Coulomb apoyándonos en el software RocData. Todos estos parámetros y mediciones fueron aplicados en el software Unwedge, cuyo análisis permitió identificar las cuñas más inestables. Se determinó que a lo largo de las ocho estaciones geomecánicas se tiene una roca Tipo III de calidad Regular según el RMR de Bienawsky quien sugiere empernado sistemático de 4 metros de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 metros en el techo y según el sistema de clasificación de Q de Barton sugiere un empernado puntual. El análisis por software Ud wedge permitió identificar cuñas inestables en el techo y hastiales cuyos factores de seguridad fueron mejorados empleando sostenimiento sugerido por los métodos de clasificación de RMR y Q de Barton.

Palabras clave: Geomecánica, excavación, cuñas, inestabilidad, sostenimiento.

ABSTRACT

The investigation determines the geomechanical evaluation for the subsequent design of the support in Gallery 570, Level 0, in the Chaparral Mine of the San Francisco Mining Unit No. 7, it consists of an excavation of 92.3 meters, the rock mass is made up of rock monzogranite from the Linga Super Unit, which presents sliding problems due to wedges, the objective of the investigation is to carry out the geomechanical evaluation to later determine the support to be implemented. Eight geomechanical stations were determined, starting from the identification of the families of discontinuities and the recording of the dip and dip direction with the geological compass to analyze them using the Dips software, later the geomechanical classification was carried out using the Bienawsky RMR system. . The resistance parameters of the rock mass were determined by the Hoek-Brown and Mohr Coulomb criteria, supported by the RocData software. All these parameters and measurements were applied in the Unwedge software, whose analysis allowed us to identify the most unstable wedges. It was determined that throughout the eight geomechanical stations there is a Type III rock of Regular quality according to Bienawsky RMR who suggests systematic bolting 4 meters long, spaced from 1.5 to 2.0 meters on the roof and according to Barton's Q grading system suggests spot bolting. Udwedge software analysis allowed the identification of unstable roof and gable wedges whose safety factors were improved using support suggested by Barton's RMR and Q classification methods.

Keywords: geomechanics, excavation, wedges, instability, support.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

Para llevar a cabo el ejercicio de una operación minera de manera eficiente es necesario ejecutar los planes desarrollados en estudios previos, tales como la resolución del método de minado, dimensionamiento de las zonas de explotación, diseño de relleno, costo operacional, entre otros, es sabido que cuando realizamos excavaciones subterráneas para la explotación de yacimientos minerales, las tensiones naturales existentes se desequilibran presentándose un reacondo de tensiones además de deformación, la cual podría inducir a rotura en zonas circundantes a las excavaciones. El procedimiento regular para evaluar y controlar el comportamiento del macizo rocoso frente al avance de la explotación minera mediante sus etapas de perforación y voladura es el de utilizar en primera instancia métodos empíricos de sostenimiento tales como Sostenimiento según la caracterización RMR de Bienawsky 1989 o sostenimiento según Q de Barton (NGI), , que constituyen la fase inicial de todo estudio geológico – geotécnico y que tienen por objetivo evaluar las propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso compuesto por la roca intacta y sus discontinuidades , las cuales a su vez proponen soluciones referentes al sostenimiento aplicable para la excavación, siendo estas evaluadas mediante análisis numéricos en programas computacionales como Udwedge de la marca Rocsciense, que nos permitirá diseñar y evaluar el sostenimiento que se va a implantar de acuerdo a las condiciones de la excavación basando en un análisis Estereográfico previo. Geológicamente, la Galería 570 Mina Chaparral, de la Unidad San Francisco N°7, está conformada por roca monzodiorita de la Súper- unidad Linga. Geomecánicamente, presenta problemas de inestabilidad por cuñas debido a la influencia de tres familias principales de discontinuidades.

Con la presente investigación se busca encontrar respuesta a la pregunta ¿Cuál es la influencia de la evaluación geomecánica en la determinación del tipo de sostenimiento en la Galería -570 del Nivel-0 en la Mina Chaparral de la Unidad Minera San Francisco N° 7, para la cual se tiene la siguiente hipótesis: Con la evaluación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y el análisis de estabilidad se ha determinado el tipo de sostenimiento del macizo rocoso en la Galería -570 del Nivel-0 en la Unidad San Francisco N° 7.

La presente tesis permite determinar el comportamiento geomecánico de la excavación a lo largo del eje de la Galería 570 en la Mina Chaparral de la Unidad Minera San Francisco N°7, para posteriormente diseñar el tipo de sostenimiento requerido teniendo en consideración el

sostenimiento según métodos empíricos y el análisis computacional de acuerdo a programas de evaluación según métodos numéricos.

El avance de la Galería 570, está condicionado por caída de rocas del tipo monzodiorita de color rojiza de la Súper- unidad Linga debido a la presencia de cuñas correspondientes a tres familias de discontinuidades, además de fallas dextrales perpendiculares a la labor que influyen en el comportamiento geomecánico de la misma.

En el capítulo I se detalla la ubicación y objetivos de la investigación, el capítulo II corresponde al marco teórico y definiciones generales referentes a la caracterización geomecánica, además de métodos de sostenimiento y criterios de rotura, el capítulo III corresponde a lo referente al Material de Estudio empleado para la investigación, procedimiento y tratamiento de datos, el capítulo IV detalla el análisis y discusión de resultados, el capítulo V corresponde a las conclusiones y recomendaciones posteriores a la investigación.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la Investigación

2.1.1 Antecedentes Internacionales

Gonzáles, (2018), En su investigación “Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotecnia, en el sector Lucarqui, Loja – Ecuador”, el autor analizó cinco estaciones geomecánicas, a partir de las cuales determinó que la calidad del macizo rocoso es del tipo II (Buena) y del tipo III (Regular), dando como resultado que la evaluación de la zona de estudio se considere estable o parcialmente estable, las zonas más susceptibles a fallamiento son la zona 1, zona 4 y zona 8, debido a su alto grado de fracturamiento y agentes erosivos, finaliza concluyendo en que los métodos de clasificación empíricos: RMR, Q de Barton y GSI, se complementan entre sí.

Castresana, (2016), En su tesis de maestría denominada “Análisis comparativo de metodología de sostenimiento de túneles”, se plantea analizar en detalle las propuestas de sostenimiento con métodos empíricos y numéricos en los dos mayores túneles de España: Guadarrama y Pajares. Para lo cual aplicó los métodos empíricos de sostenimiento como son: Bieniawski, Barton, ICE y Romana, en donde concluye en que la aplicación de métodos empíricos de sostenimiento debe ir de la mano con su análisis en programas computacionales que utilicen patrones numéricos, puesto que estos van a servir para unificar o ajustar más el diseño de sostenimiento que se va a sugerir, ya que se ha comprobado que en ocasiones las propuestas por métodos empíricos dan lugar a elevados factores de seguridad.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

Calcina, (2019), En su tesis denominada “Diseño y Sostenimiento del BYPASS 945 (Nivel 3340) para optimizar la seguridad de las operaciones en la Mina Chipmo” cuyo objetivo general fue la caracterización geomecánica mediante la determinación de las propiedades geotécnicas de los testigos proveniente de las perforaciones de exploración y de los ensayos de laboratorio tales como, ensayos de compresión, ensayos de carga puntual, resistencia a la tracción, resistencia al corte en discontinuidades, densidad volumétrica, absorción y velocidades de ondas de corte. El autor se basó en las tablas de Bieniawski 1989 y en el análisis estereográfico

ejecutado en el software Dips (datos estructurales), además del software Unwedge, en el cual dimensiono las cuñas originadas por las principales familias de discontinuidades y a su vez determinó el factor de seguridad de las mismas, llegando a concluir que de acuerdo a la caracterización geomecánica del macizo rocoso en el bypass 942 se tiene una roca de calidad mala de tipo IV, la cual requiere sostenimiento con pernos, shotcrete y marcos ligeros de acero.

Quispe (2018), En su tesis denominada “Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del Nivel 720, Sociedad Minera Corona S.A”, se planteó como objetivo determinar la influencia de la caracterización geomecánica en la elección del tipo de sostenimiento en el túnel minero, posterior a ello determinó los factores de seguridad en la excavación. Los métodos de clasificación empíricos fueron: RMR de Bienawski y el GSI, llegando a concluir en que luego de realizar la caracterización geomecánica en el túnel, se determinó que el tipo de sostenimiento a utilizar en la estación geomecánica N° 1 será el de empernado helicoidal de 7’ pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros. En la estación geomecánica N° 2 se deberá sostener con malla electrosoldada más perno helicoidal de 7’ con un espaciado de 1.2x1.2 metros, en un tramo de 150 metros. En la estación geomecánica N° 3 se debe sostener con Shotcrete de 2” pulgadas más perno helicoidal de 7’ pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros. En la estación geomecánica N° 4 se deberá sostener con Cimbras metálicas tipo H6 en un tramo de 100 metros. Finalmente concluye en que el coeficiente de seguridad influye directamente en la elección del tipo de sostenimiento del túnel, siendo así que si el F.S es mayor que 1.5, se logrará la estabilidad de las labores.

Mamani, (2018), En su tesis denominada “Diseño Geotécnico del XC 410 Mina, Shalca”, se plantea como objetivo determinar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso en el XC-410 y la mineralización de la Mina Shalca como factor influyente, caracterizando el área del proyecto mediante sistemas de clasificación geomecánico empíricos, tales como RMR de Bienawski(89) y Q de Barton(74), evaluando además el tiempo de auto soporte de la excavación basándose en las tablas de Bienawski, posterior a ello evalúa el tipo de Sostenimiento mediante el programa computacional Phase 2 con datos geotécnicos obtenidos en el software RocData, llegando concluir en que para labores permanentes en el XC-410, de acuerdo a la condición litológica del terreno, el tiempo de auto soporte para un avance de 3 metros es de aproximadamente 14 horas, mientras que el tiempo de auto soporte para avances de 4 metros

sin sostenimiento es de 9 horas, además de identificar que todas las secciones se encuentran en una zona D (Mala), donde según el sostenimiento mediante Q de Barton, sugiere pernos espaciados a 1 metro y lanzado de shotcrete de 2” de espesor.

2.2 Bases Teóricas

2.2.1 Modelización en Ingeniería Geológica

La Ingeniería Geológica tiene sus fundamentos en la geología y en el comportamiento mecánico de los suelos y las rocas. Incluye el conocimiento de las técnicas de investigación del subsuelo, tanto mecánicas como instrumentales y geofísicas, así como métodos de análisis y modelización del terreno. González de Vallejo et al. (2002).

El proceso metodológico de estudio se describe a continuación:

- Identificación de materiales y procesos. Definición de la geomorfología, estructuras, litología, y condiciones del agua subterránea.
- Investigación geológica- geotécnica del subsuelo.
- Distribución espacial de materiales, estructuras y discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas, tensionales y ambientales.
- Caracterización de propiedades geomecánicas, hidrogeológicas y químicas.
- Caracterización de los parámetros geológicos utilizados en la construcción, extracción de recursos naturales y trabajos de protección medioambiental.
- Comportamiento geológico- geotécnico bajo las condiciones del proyecto.
- Evaluación del comportamiento mecánico o hidráulico de suelos y macizos rocosos. Predicción de los cambios de las anteriores propiedades con el tiempo.
- Determinación de los parámetros que deben ser utilizados en los análisis de estabilidad para excavaciones, estructuras de tierra y cimentaciones.
- Evaluación de los tratamientos del terreno para su mejora frente a filtraciones, asentos, inestabilidad de taludes, desprendimientos, hundimientos, etc.
- Consideraciones frente a riesgos geológicos e impactos ambientales.
- Verificación y adaptación de los resultados del proyecto a las condiciones geológico – geotécnicas encontradas en obra. Instrumentación y auscultación.

Para el desarrollo completo del proceso metodológico de estudio se definen tres modelos:

Modelo Geológico

Representa la distribución espacial de los materiales, estructuras tectónicas, datos geomorfológicos e hidrogeológicos, entre otros, presentes en el área de estudio y su entorno de influencia, (González de Vallejo et al. 2002).

Modelo Geomecánico

Representa la caracterización geotécnica e hidrogeológica de los materiales y su clasificación geomecánica, (González de Vallejo et al. 2002).

Modelo Geotécnico

Representa la respuesta del terreno durante la construcción y después de la misma, (González de Vallejo et al. 2002).

Esta metodología constituye la base de las siguientes aplicaciones de la ingeniería geológica a la ingeniería civil y al medio ambiente:

- Infraestructuras para el transporte.
- Obras hidráulicas, marítimas y portuarias.
- Edificación urbana, industrial y de servicios.
- Centrales de energía.
- Minería y canteras.
- Almacenamientos para residuos urbanos, industriales y reactivos.
- Ordenamiento del territorio y planificación urbana.
- Protección civil y planes de emergencia.

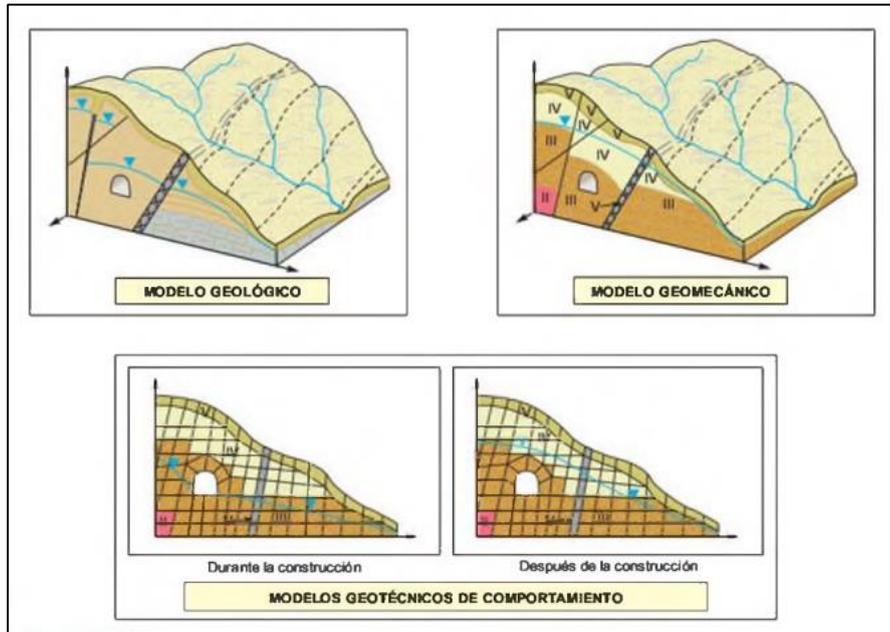


Figura 1. Modelización en Ingeniería Geológica

Fuente: Ingeniería Geológica (González de Vallejo et.al, 2002).

2.2.2 Mecanismos de Falla

La estabilidad de toda excavación en mina subterránea está influenciada principalmente por el macizo rocoso, estructuras y los esfuerzos presentes, así cada uno individualmente o en combinación puede determinar las condiciones de estabilidad.

2.2.2.1 Mecanismos de Falla Controlada por Esfuerzos

La influencia de los esfuerzos en una excavación minera depende generalmente de la magnitud y la orientación de los esfuerzos, dimensiones de las excavaciones y tipo y/o calidad del macizo rocoso.

En una roca levemente fracturada, masiva rígida con altas condiciones de esfuerzos se pueden presentar lajamientos y estallido de rocas, este último se presenta si las magnitudes de los esfuerzos son altos, en una roca fracturada, considerando cierto grado de presencia de sistema de discontinuidades, los esfuerzos inducen el deslizamiento de las cuñas y bloques presentes; en una roca muy fracturada a intensamente fracturada el fallamiento de la roca por influencia de los esfuerzos plastificará la roca y los bloques y cuñas se deslizarán a través de las superficies de las discontinuidades. En zonas débiles como fallas y zonas de corte (baja resistencia del macizo rocoso, la influencia de los esfuerzos hace que el macizo rocoso se encuentre relajado por lo que este cederá fácilmente. (Osinermin, 2017).

2.2.2.2 Mecanismos de Falla Controlada por Estructuras

Una excavación minera a poca profundidad está influenciada principalmente por los sistemas estructurales del macizo rocoso. A medida que el minado profundiza, los esfuerzos inducidos en las excavaciones aumentan considerablemente llegando a originar zonas de fallamiento por sobre esfuerzos.

Al realizar una excavación se origina una cara libre, quedando expuestos bloques o cuñas definidas como un volumen de roca que se puede deslizar sobre una superficie o caer por su propio peso. Se debe realizar la evaluación de las estructuras (discontinuidades) y de los factores que influyen en la inestabilidad como los parámetros de resistencia entre las discontinuidades (cohesión y ángulo de fricción). Es importante identificar si los sistemas principales de discontinuidades son paralelos a la labor o perpendiculares a esta; una labor con avance paralelo a un sistema de discontinuidades será crítica, a diferencia de una labor que avanza perpendicularmente ya que en la primera se generan cuñas de mayor volumen.

Para determinar este mecanismo de falla en una excavación se deben conocer las orientaciones predominantes de los sistemas de discontinuidades que formaran las cuñas, así como la forma, ubicación de cuñas (hastiales y/o techo), tamaño de las cuñas y factor de seguridad. Para este análisis se puede utilizar software Geotécnico Unwedge de Rocsciense u otro equivalente. (Osinergmin, 2017).

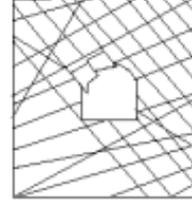
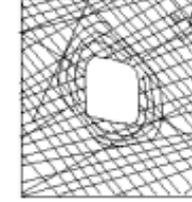
	Masivo (RMR>75)	Moderadamente fracturada (50>RMR<75)	Altamente fracturada (RMR<50)
Esfuerzos in situ bajos	 <p>Respuesta elástica lineal</p>	 <p>Deslizamiento o caída de bloques y cuñas</p>	 <p>Desplazamiento de bloques de la superficie de la excavación</p>
Esfuerzos in situ intermedios	 <p>Falla rígida adyacente al contorno de la excavación</p>	 <p>Falla rígida localizada de roca intacta y movimiento de bloques</p>	 <p>Falla rígida de roca intacta y desplazamiento a lo largo de las discontinuidades</p>
Esfuerzos in situ altos	 <p>Falla rígida alrededor de la excavación</p>	 <p>Falla rígida de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques</p>	 <p>Roca deformable, comportamiento plástico</p>

Figura 2. Mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso, (Lorig, 2009).

Fuente: (Osinergmin, 2017).

2.2.3 Túneles sujetos a desprendimiento de bloques o cuñas

Para excavaciones donde la estructura del macizo rocoso está definida por distintas familias de discontinuidades (fracturas, estratificación, foliación), La estabilidad de la excavación puede estar regida por la potencial formación de bloques o cuñas inestables. En el proyecto deben definirse los mecanismos cinemáticamente admisibles de inestabilidad basados en la cartografía estructural que se llevara cabo durante la campaña de estudios y posteriormente durante el seguimiento de la obra.

El procedimiento más común consiste en definir cuñas-tipo, basándose en técnicas estadísticas con estas revisar los sostenimientos propuestos para la excavación, para fines de cálculo estructural, resulta conveniente implementar técnicas de análisis de estabilidad tales que, puedan acotar los niveles de seguridad para rangos amplios de posibles escenarios geotécnicos.

Por lo anterior, la estabilidad de una excavación regida por la formación de bloques solo puede calcularse de forma estimativa, basada en una serie de hipótesis sobre la orientación y las condiciones de las juntas, que solo serán verificables durante la ejecución de la obra, (Gavilanes y Andrade, 2004).

Los pasos a seguir para tratar el problema de cuña potencialmente inestables son los siguientes:

- Determinar las orientaciones y buzamientos promedio de las familias más representativas.
- Identificar las cuñas potenciales, tanto las que pueden deslizar como las que pueden caer.
- Calcular el factor de seguridad de las cuñas mediante análisis numérico.
- Estimación del sostenimiento adecuado para normalizar el factor de seguridad en la excavación.

La técnica comúnmente utilizada para la representación de cuñas y sus tipos de falla se da a través del uso de estereogramas, el cual para el presente informe será aplicado mediante el uso del programa computacionales Dips de la marca Rocsciense. (Gavilanes y Andrade, 2004).

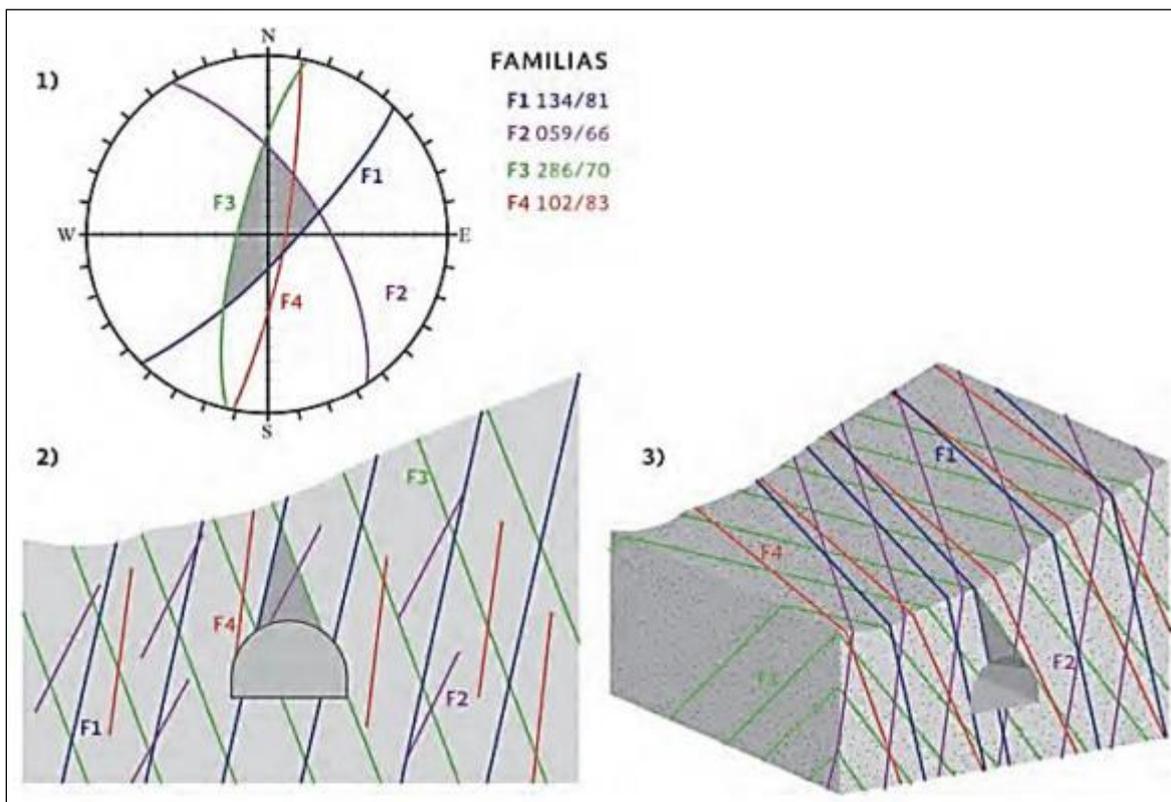


Figura 3. Proyección estereográfica de cuña crítica, 2) Representación en sección transversal, 3) Representación de cuña en bloques.

Fuente: Tomado de (Consultec Ingenieros Asociados. S.C. 2012).

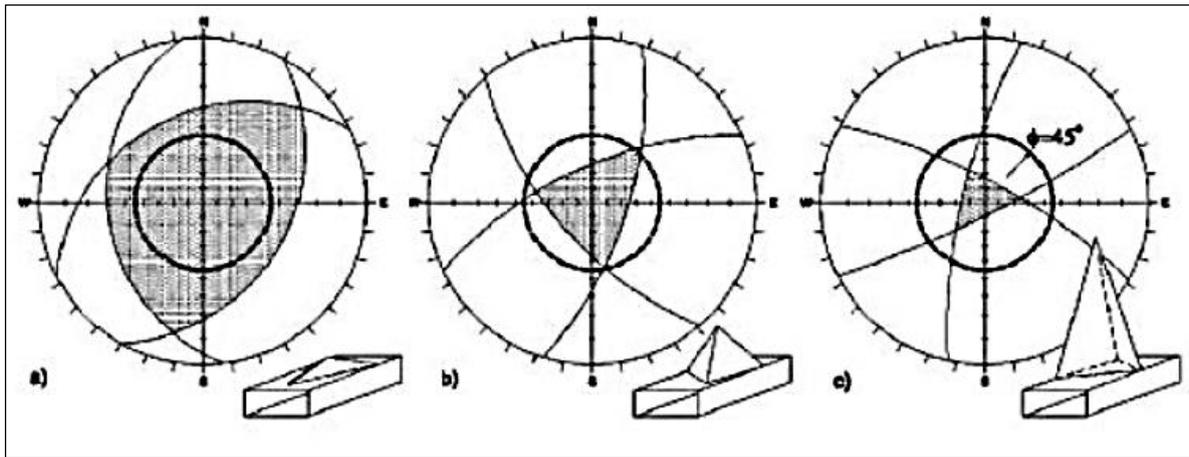


Figura 4. Proyecciones estereográficas: a) La cuña se encuentra estable, no cae, b) Cuña Inestable, posiblemente cae, c) Cuña muy inestable.

Fuente: Tomado de Centro Geotécnico Internacional, (CGI, 2017).

2.2.4 Clasificaciones Geomecánicas de las Rocas

Los sistemas de clasificación del macizo rocoso constituyen un enfoque para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la industria minera, el índice GSI y los sistemas RMR y Q de Barton, son parámetros de entrada para distintos métodos de diseño, así como también como parámetro de entrada para diferentes programas de modelamiento numérico. Los sistemas de clasificación geomecánica se constituyen como un intento de representar con un solo valor las propiedades de resistencia de un macizo rocoso, el cual es usualmente anisotrópico y puede ser representado por más de un sistema de clasificación.

Estos sistemas de clasificación serán útiles para determinar la extensión de los dominios geomecánicos en una mina.

El ingeniero geomecánico debe estimar el valor de clasificación más realístico para los requerimientos de diseño a su vez de su aplicación en cada sistema de clasificación geomecánico. (Osinermin, 2017).

2.2.4.1 Clasificación RMR de Bienawski 1989

El sistema de clasificación RMR fue desarrollado por Bienawski y clasifica los macizos rocosos en una puntuación que va de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena. Las versiones más utilizadas son las de RMR (76) y RMR (89), ambas incluyen los siguientes parámetros:

- Resistencia uniaxial del material rocoso.

- Grado de fracturación en términos del RQD.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

Las valoraciones de los cinco primeros parámetros se suman para dar la valoración final del RMR y se aplica finalmente la corrección por orientación de discontinuidades de manera que finalmente se obtiene:

$$\text{RMR} = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) - (6) \quad \text{Ecuación 1}$$

2.2.4.1.1 Resistencia Uniaxial del material rocoso

Este parámetro tiene una valoración máxima de 15 puntos, y se puede utilizar como criterio el resultado del ensayo de resistencia a compresión simple, martillo de Schmidt o martillo de geólogo.

2.2.4.1.2 RQD (Índice de calidad de roca)

El índice de calidad de roca, conocido como RQD (Deere, 1964), es uno de los sistemas más empleados para caracterizar la competencia del macizo rocoso.

El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso, de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente: condición de suelo).

La calidad de roca R.Q.D se puede determinar a partir de trozos de rocas testigos mayores de 10cm recuperados en sondeos o a partir de juntas Jv.

Primer Método (Cálculo de RQD para Sondeos)

$$\text{R. Q. D (\%)} = \frac{\text{Longitud de los núcleos mayores de 100mm}}{\text{Largo del Barreno}} \times 100 \quad \text{Ecuación 2}$$

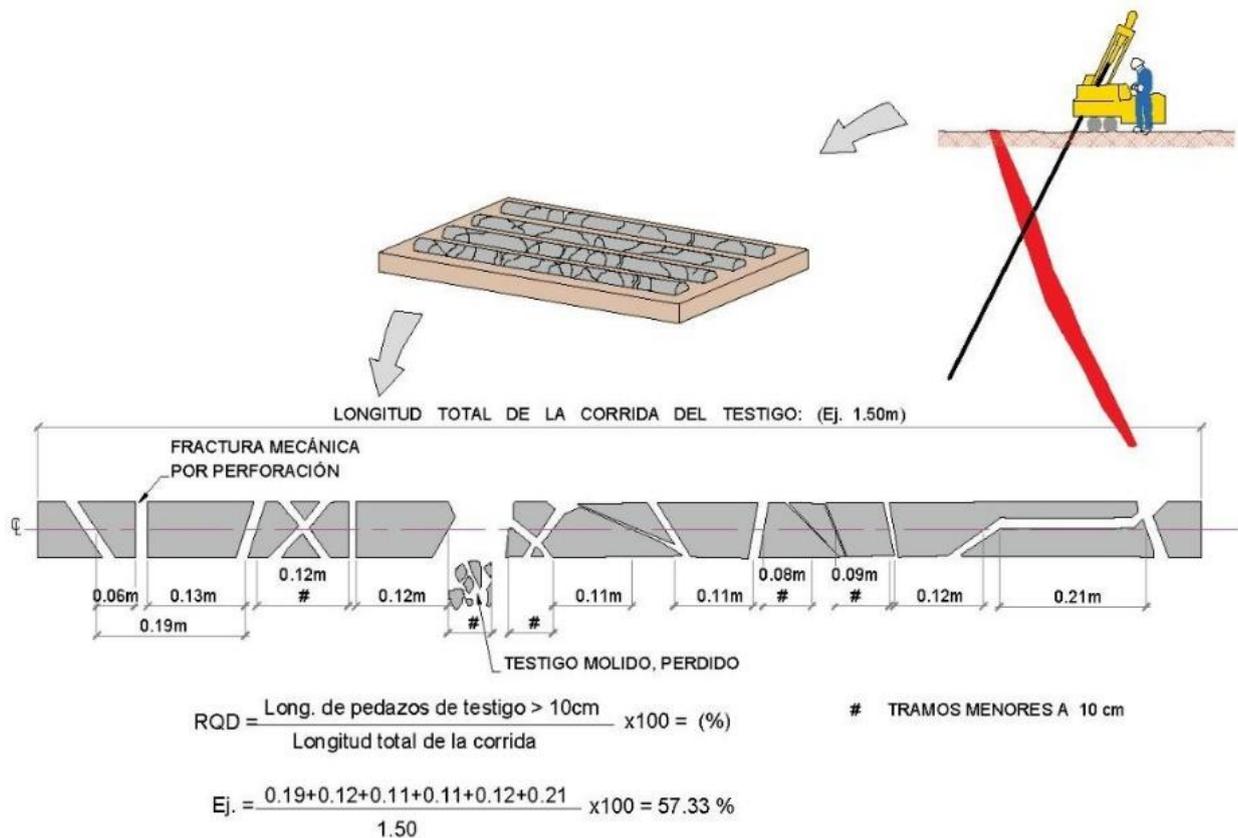


Figura 5. Estimación del RQD, mediante el primer método, (medición por sondeos).

Fuente: (Osinermin, 2017).

Cálculo de RQD para una línea de Mapeo

A falta de disponibilidad de testigos de roca es posible calcular el RQD, a partir del número de juntas o diaclasas por unidad de volumen, en donde se considera el número de juntas por metro de cada familia. En este caso puede usarse una ecuación aproximada para macizos libres de arcillas (Palmstrom, 2005).

$$\text{RQD} (\%) = 115 - 3.3J_v \quad \text{Para } J_v > 4,5$$

$$\text{RQD} = 100 \quad \text{Para } J_v < 4,5$$

$$\text{RQD} = 0 \quad \text{Para } J_v > 35$$

J_v = Número de Juntas por metro cúbico

Tabla 1.

Interpretación de Valores de RQD (Deere, 1964)

RQD	Rock Mass Quality
<25%	Muy Pobre
25-50%	Pobre
50-75%	Regular
75-90%	Bueno
90-100%	Muy Bueno

Fuente: Guía de Criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas, (Osinergmin, 2017.p, 21)

2.2.4.1.3 Espaciamiento de Juntas o Discontinuidades

El tamaño de los bloques de la matriz rocosa es condicionado por el espaciado entre los planos de discontinuidad y, por tanto, detalla la función que esta tendrá en el comportamiento mecánico del macizo rocoso y su relevancia con respecto a la influencia de las discontinuidades.

Descripción	Espaciado (m)	Calificación
Muy amplio	> 2	20
Amplio	0.6 - 2	15
Moderado	0.2 - 0.6	10
Cerrado	0.06 - 0.2	8
Muy cerrado	< 0.06	5

Figura 6. Espaciado de Discontinuidades.

Fuente: (Bhawani y R.K., 2011,46).

2.2.4.1.4 Condición de las Discontinuidades

Es el parámetro más influyente, con una valoración máxima de 30 puntos. Dentro de este parámetro geomecánico se identifican y califican otros 5 sub parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de la junta.

2.2.4.1.5 Condiciones Hidrogeológicas

En este parámetro la valoración máxima es de 15 puntos. Generalmente el agua en el interior de un macizo rocoso proviene del flujo que transita por las discontinuidades (permeabilidad secundaria), se califica según su presencia visible en campo desde Seco, ligeramente húmedo, húmedo, goteando y flujo constante de agua.

2.2.4.1.6 Orientación de las Discontinuidades

En este parámetro se tiene una valoración negativa, la cual varía entre 0 y -12 puntos. La corrección por orientación de discontinuidades está en función del buzamiento de la familia de discontinuidades y de su rumbo, en relación con el eje de la excavación (paralelo o perpendicular), se tiene una clasificación por orientación de las discontinuidades en cinco clases: desde muy favorable hasta muy desfavorable.



Figura 7. Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad. (SNMPE, 2004).

Fuente: (Osinergmin, 2017).

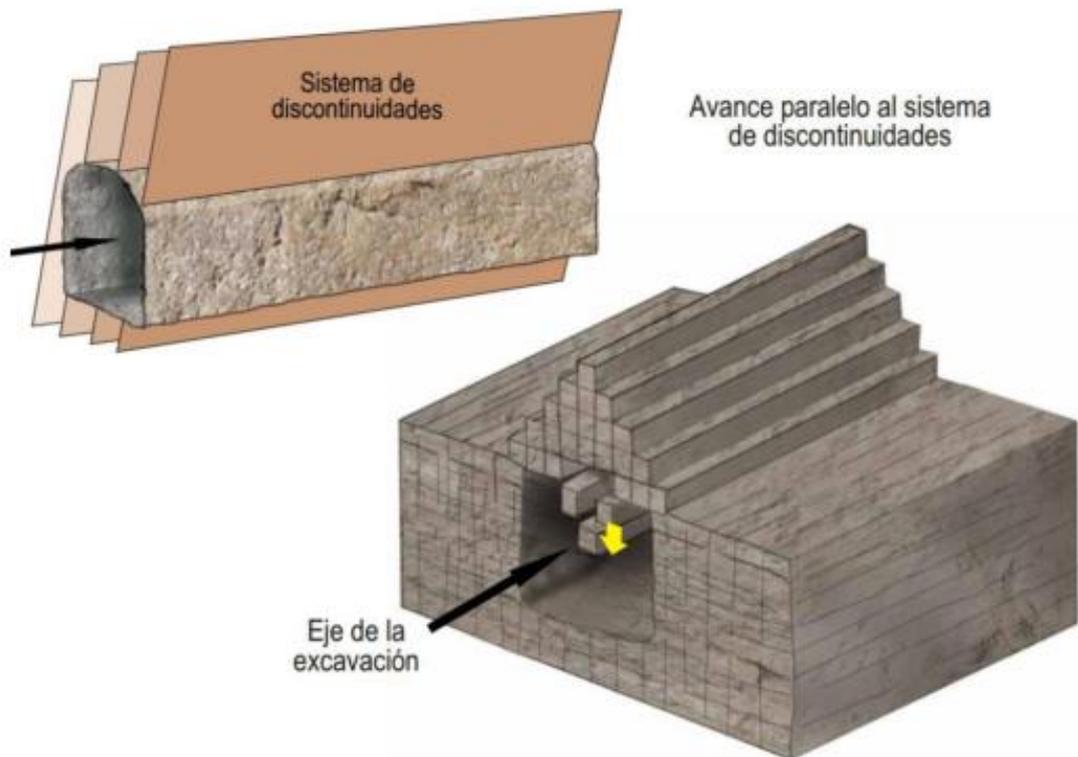


Figura 8. Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad. (SNMPE, 2004).

Fuente: (Osinergmin, 2017).

2.2.4.1.7 Estimación y Calificación según RMR

Tabla 2

Interpretación de los Valores de RMR.

Clase de Macizo Rocoso	RMR	Descripción
I	81 – 100	Roca Muy Buena
II	61 - 80	Roca Buena
III	41 - 60	Roca Regular
IV	21 - 40	Roca Mala
V	0 - 20	Roca Muy Mala

Fuente: Bienawski, 1989.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	>10	10-4	4 - 2	2 - 1	Compresión simple (MPa)			
		Compresión simple	>250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25-5	5-1	<1	
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%			
	Puntuación		20	17	13	6	3			
3	Separación entre diaclasas		> 2m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06-0,2 m	<0,06 m			
	Puntuación		20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	>20 m			
		Puntuación		6	4	2	1	0		
		Abertura		Nada	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	>5 mm		
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación		6	5	3	1	0		
		Relleno		Ninguno	Relleno duro <5 mm	Relleno duro >5 mm	Relleno blando <5 mm	Relleno blando >5 mm		
		Puntuación		6	4	2	1	0		
		Alteración		Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación		6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 litros/min	10 25 litros/min	25 - 125 litros/min	>125 litros/min			
		Relación: Presión de agua/tensión principal mayor		0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	>0,5		
		Estado general		Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0			

Corrección por la orientación de las discontinuidades

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Figura 9. Parámetros de Clasificación RMR. (Bienawski, 1989).

En la Figura 9, se muestra la clasificación completa de Bieniawski (89), en la cual se incluyen las puntuaciones para cada parámetro, la resistencia a la compresión uniaxial, RQD, espaciado de las discontinuidades, estado de las discontinuidades, agua freática y la corrección por orientación de las discontinuidades.

2.2.4.1.8 Tiempo de Auto soporte de Túneles

No es muy conocido el comportamiento que depende del tiempo de Autosostenimiento del macizo rocoso, sin embargo, la clasificación RMR de Bienawski proporciona una idea muy realista del tiempo que permanecerá auto estable una excavación sin sostenimiento. los daños en el macizo rocoso por la voladura contribuyen a desestabilizar los hastiales de la excavación y disminuye el tiempo de auto sostenimiento. Guía de criterios geomecánicos (Osinermin, 2017).

El sistema RMR propuesto por Bienawski correlaciona la luz o ancho de la excavación(Span) con el tiempo de auto sostenimiento (stand up time).

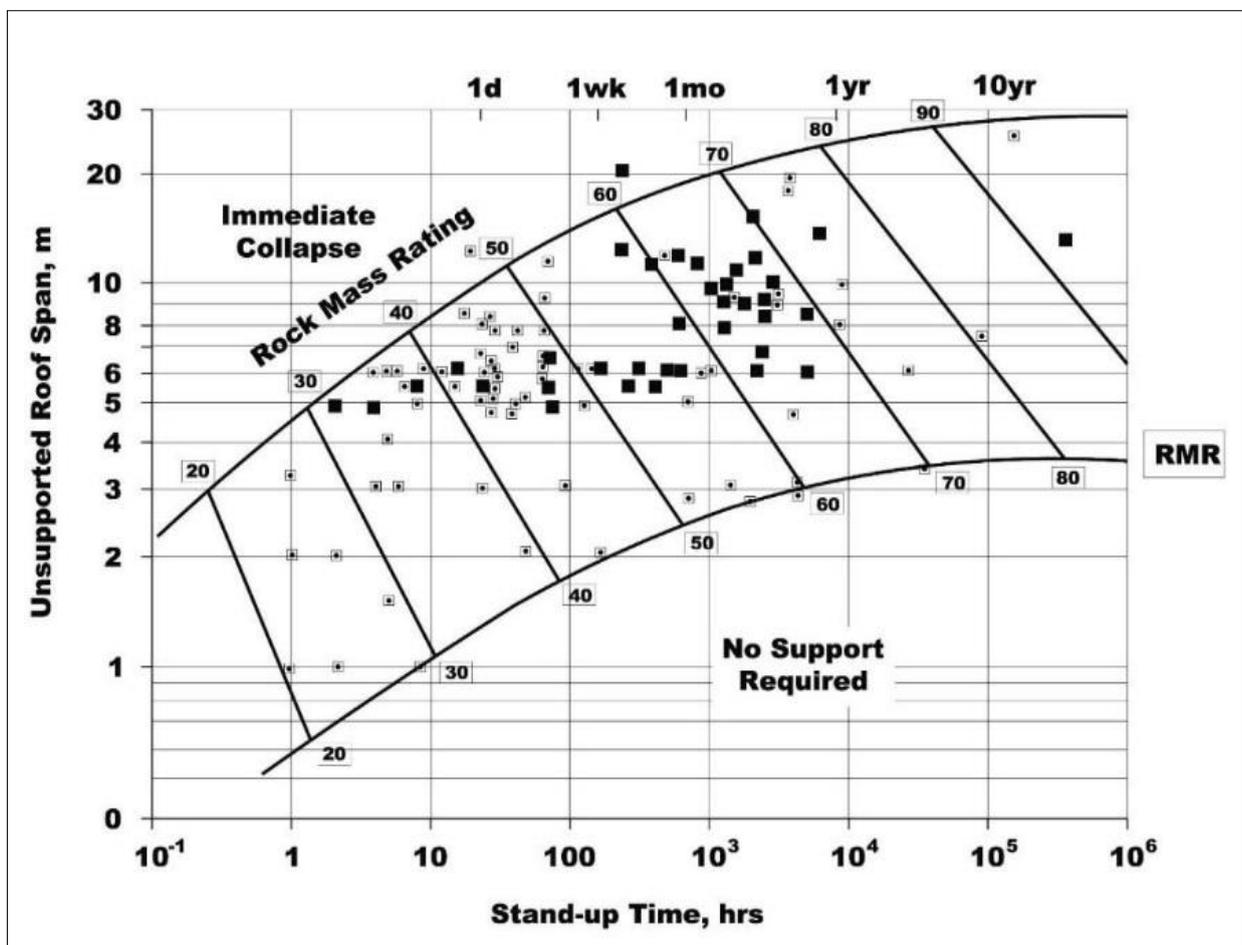


Figura 10. Tiempo de auto - soporte versus luz de túnel según su clasificación RMR. Bienawski, 1989.

Fuente: (Osinermin, 2017).

2.2.4.1.9 Requerimiento de Soporte según RMR

En el sistema de clasificación RMR, Bieniawski (1989) proporciona una guía para estimar los requerimientos de soporte en túneles con luz libre de 10 m, excavado según el método convencional o Drill and Blast. De igual manera, la guía es aplicable en función de factores como la profundidad desde la superficie (para tener presente problemas de sobrecarga o tensiones in situ), tamaño del túnel y método de excavación. En tal guía se puede apreciar el tipo de sostenimiento a aplicar en la excavación de acuerdo a la clasificación RMR que se haya obtenido en campo y la cual sugiere elementos de sostenimiento tales como empernado, sostenimiento con shotcrete lanzado y sostenimiento con marcos de acero.

Tabla 3

Estimación de Sostenimiento propuesto por Bienawski.

Clase de macizo rocoso	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos (ϕ 20 mm, adhesión total)	Shotcrete	Marcos de acero
Roca muy buena I RMR: 81 - 100	Avances de 3 (m) a sección completa	Generalmente no se necesita sostenimiento, excepto algunos pernos para refuerzo local		
Roca buena II RMR: 61 - 80	Avances de 1 a 1.5 (m) a sección completa. Sostenimiento total a 20 (m) del frente	Pernos locales en el techo, 3 (m) de largo y espaciado de 2.5 (m) con malla ocasional	50 (mm) en el techo donde fuera necesario	No
Roca Regular III RMR : 41 - 60	Media sección y blanqueo progresionales de 1.5 a 3.0 (m) en la media sección. Sostenimiento primario después de cada voladura. Sostenimiento completo a 10 (m) del frente.	Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla en el techo.	50 – 100 (mm) en el techo, 30 (mm) en las paredes.	No
Roca Mala IV RMR: 21 - 40	Media sección y blanqueo, progresiones de 1.0 a 5(m) en la media sección. Hay que instalar los refuerzos conforme el avance, a 10 (m) del frente. banqueo,	Empernado sistemático de 4 a 5 (m) de largo, espaciados de 1.0 a 1.5 (m) en el techo y paredes con malla.	100 a 150 (mm) en el techo. 100 (mm) en las paredes	Marcos ligeros a medianos separados 1.5 (m), donde haga falta
Roca Muy Mala V RMR: < 20	Galerías múltiples. (0.5- 1.5 en avance) Sostenimiento simultáneo con la excavación. Concreto proyectado inmediatamente después de la Voladura.	Sistemáticamente en clave y hastiales. L = 5-6 m. Espaciados a 1.0-1.5 m. Con Bulonar la contrabóveda.	150 - 200 (mm) en el techo. 150 (mm) en las paredes y 50 (mm) en el frente	Medias a pesadas, espaciadas a 0.75 m, donde sea necesario. Contrabóveda

Fuente: (Bienawski, 1989).

2.2.4.2 Clasificación Geomecánica Q de Barton

El gráfico de sostenimiento del sistema Q fue desarrollado por Barton en 1974 cuya última actualización en el año 2007 la realizó Grimstad, la cual muestra además recomendaciones de sostenimiento (espesor de concreto lanzado con fibra), espaciamiento entre pernos y longitud entre los mismos.

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

Ecuación 3

Dónde:

- J_n = Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso. (Varía entre 0.5 y 20).
- J_r = Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas. (Varía entre 1 y 4).
- J_a = Índice que indica la alteración de las discontinuidades. (Varía entre 0.75 y 20).
- J_w = Coeficiente reductor por la presencia de agua. (Varía entre 0.05 y 1).
- SRF (stress reducción factor) = Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

El índice Q obtenido a partir de ellos varía entre 0,001 y 1.000, con la siguiente clasificación del macizo rocoso, entre:

Tabla 4

Interpretación del Índice Q (Barton 1974).

Descripción	Q
Roca Excepcionalmente Mala	0.001 - 0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01 - 0.1
Roca Muy Mala	0.1 - 1
Roca Mala	1 - 4
Roca Regular	4 - 10
Roca Buena	10 - 40
Roca Muy Buena	40 - 100
Roca Extremadamente Buena	100 - 400
Roca Excepcionalmente Buena	400 - 1000

Fuente: (Singh y Goel, 2011, p.84)

2.2.4.2.1 Índice de Diaclasado (J_n)

La forma y el tamaño de los bloques en un macizo rocoso dependen de la geometría de la junta, las juntas dentro de un conjunto de juntas serán casi paralelas entre si y mostrarán un espacio

entre juntas característico, las juntas que no ocurren sistemáticamente o que tienen un espaciamiento de varios metros se llaman juntas aleatorias, sin embargo, el efecto del espaciamiento depende en gran medida de la luz o la altura de la abertura subterránea la cual tiene un efecto en la estabilidad. La fracción RQD/J_n representa el tamaño relativo de los bloques en los macizos rocoso, además de ser útil para tomar notas referentes al tamaño real y forma de los mismos.

	Condición	J_n
A	Masivo, con pocas discontinuidades o sin discontinuidades	0.5-1.0
B	Una familia de discontinuidades	2
C	Una familia de discontinuidades más aleatorias	3
D	Dos familias de discontinuidades	4
E	Dos familias de discontinuidades más aleatorias	6
F	Tres familias de discontinuidades	9
G	Tres familias de discontinuidades más aleatorias	12
H	Cuatro o más familias de discontinuidades, fuertemente unidas “como cubo de azúcar”	15
I	Roca triturada, como tierra o suelo	20

Figura 11. Índice de Diaclasado

Fuente: (Singh y Goel, 2011, p.86)

2.2.4.2.2 Índice de Rugosidad (J_r)

El rozamiento de las juntas depende de la naturaleza de las superficies de las paredes de las juntas, si son onduladas, planas, áspero o liso. El número de rugosidad conjunta describe estas condiciones. En los casos en los que las zonas de debilidad o el relleno de las juntas sean lo suficientemente gruesos para evitar el contacto con la pared de roca durante el cizallamiento entonces J_r siempre será 1. Si solo un par de uniones en el conjunto de uniones relevantes están expuestas en la abertura subterránea en un punto determinado se debe usar $J_r + 1$.

	Condición	J_r
	(a) Contacto de pared rocosa y (b) Contacto de pared rocosa antes de 10 cm de corte	
A	Discontinuidad discontinua	4.0
B	Rugosa o irregular, ondulante	3.0
C	Lisa, ondulante	2.0
D	Resbaladizo, ondulante	1.5
E	Rugosa o irregular, planar	1.5
F	Lisa, planar	1.0
G	Resbaladizo, planar	0.5
	(c) No hay contacto con la pared de roca cuando se corta	
H	Zona conteniendo minerales de arcilla lo suficientemente gruesa para prevenir el contacto de pared rocosa	1.0
I	Zona arenosa, gravosa o triturada suficientemente gruesa para prevenir el contacto de pared rocosa	

Figura 12. Número de Rugosidad de Discontinuidades.

Fuente: (Singh y Goel, 2011, p.87).

2.2.4.2.3 Índice de Alteración de Discontinuidades (J_a)

Además de la rugosidad de la junta, el relleno es importante para la fricción de la misma. Cuando consideramos el relleno de las juntas existen dos factores muy importantes: espesor y fuerza, los cuales dependen de la composición mineral.

El relleno de las juntas se divide en tres categorías (a, b y c), las cuales se caracterizan de acuerdo al espesor y al grado de contacto con la pared de roca cuando se corta a lo largo del plano de la junta.

La función J_r/J_a es una buena aproximación al ángulo de fricción real que uno podría esperar para las diversas combinaciones de rugosidad entre la pared y materiales de relleno de las juntas, cuando las juntas de las rocas tienen rellenos minerales arcillosos delgados la resistencia al corte se reduce significativamente.

	Condición	ϕ_r aproximado (grados sexagesimales)	J_a
	(a) Contacto de pared rocosa (sin relleno mineral, solo revestimiento)		
A	Estrechamente sano, duro, no suavizante, relleno impermeable, es decir, cuarzo o epidota		0.75
B	Paredes de discontinuidades no alteradas, sólo manchado superficial	25-35	1.0
C	Paredes de discontinuidades ligeramente alteradas; revestimientos minerales no suavizantes, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25-30	2.0
D	Revestimientos arcillosos siliciosos o arenosos, pequeña fracción arcillosa (no suavizante)	20-25	3.0
E	Revestimientos minerales de arcilla de ablandamiento o de baja fricción, es decir, caolinita y mica; también clorito, talco, yeso y grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas hinchadas (recubrimientos discontinuos de 1-2 mm de espesor)	8-16	4.0
	(b) Contacto de la pared rocosa antes de 10 cm de cizallamiento (rellenos minerales delgados)		
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25-30	4.0
G	Recubrimientos minerales de arcilla fuertemente consolidados y no suavizantes (continuos, <5 mm de grosor)	16-24	6.0
H	Sobre-consolidación media o baja, ablandamiento, rellenos minerales de arcilla (continua, <5 mm de grosor)	12-16	8.0
I	Relleno de arcilla hinchada, es decir, montmorillonita (continua, <5 mm de espesor); el valor de J_a depende del porcentaje de partículas hinchadas de tamaño de arcilla y el acceso al agua, etc.	6-12	8-12
	(c) No hay contacto con la pared de roca cuando se corta (rellenos minerales gruesos)		
K,L,M	Zonas o bandas de rocas y arcillas desintegradas o trituradas (véase G, H, I para la descripción de la condición de arcilla)	6-24	6, 8, ó 8-12
N	Zonas o bandas de arcilla limosa o arenosa, pequeña fracción de arcilla (no suavizante)	-	5.0
O,P,R	Zonas gruesas o continuas o bandas de arcilla (ver G, H, I para la descripción de la condición de la arcilla)	6-24	10, 13, ó 13-20

Figura 13. Número de Alteración de Discontinuidad.

Fuente: (Singh y Goel, 2011, p.88).

2.2.4.2.4 Coeficiente reductor por presencia de agua (J_w)

El agua de las juntas puede ablandar o lavar el relleno mineral y por lo tanto reducir la fricción en el conjunto de juntas, la presión del agua puede reducir la tensión normal en las paredes de las juntas y hacer que los bloques se corten fácilmente.

La determinación del factor de reducción de agua se basa en la entrada y la presión del agua observada en una abertura subterránea.

En una abertura subterránea cerca de la superficie, el flujo de entrada puede variar con las estaciones y cantidad de precipitación. El flujo de entrada puede aumentar en periodos con alta precipitación y disminuir en temporadas secas, estas condiciones deben tenerse en cuenta al determinar el factor de reducción de agua conjunta.

	Condición	Presión de agua aproximada (MPa)	J_w
A	Excavación en seco o infiltración menor, es decir, 5 lt./min localmente	<0.1	1
B	Infiltraciones o presiones medias, lavados ocasionales en el relleno de discontinuidad	0.1-0.25	0.66
C	Infiltración grande o presión alta en roca competente con discontinuidades sin relleno	0.25-1.0	0.5
D	Infiltraciones grandes o presiones altas, lavados considerables en el relleno de discontinuidades	0.25-1.0	0.33
E	Infiltración excepcionalmente alta o presión de agua en la voladura, decayendo con el tiempo	>1.0	0.2-0.1
F	Infiltración excepcionalmente alta o presión de agua continua sin decaimiento notable	>1.0	0.1-0.05

Figura 14. Coeficiente reductor por presencia de agua.

Fuente: (Singh y Goel, 2011, p.89).

2.2.4.2.4 Factor de Reducción de Estrés (SRF)

En general, SRF, describe la relación entre la tensión y la resistencia de la roca alrededor de una excavación subterránea. Los efectos de las tensiones generalmente se pueden observar en una abertura subterránea como astillado, formación de placas, deformación, compresión, dilatación y liberación de bloques. Sin embargo, puede pasar tiempos considerable antes de que los fenómenos de estrés sean visibles.

DESCRIPCIÓN			
1. Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.			SRF
A	Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).		10
B	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m).		5
C	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m).		2.5
D	Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).		7.5
E	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m).		5
F	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad mayor de 50 m).		2.5
G	Discontinuidades abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).		5
2. Rocas competentes, problemas de tensiones en las rocas.			
		σ_c/σ_1	σ_t/σ_1
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200	>13
J	Tensiones medias.	200-10	13-0,66
K	Tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales).	10-5	0,66-0,33
L	Explosión de roca suave (roca masiva).	5-2,5	0,33-0,16
M	Explosión de roca fuerte (roca masiva).	<2,5	<0,16
σ_c y σ_t son las resistencias a compresión y tracción, respectivamente, de la roca; σ_1 es la tensión principal máxima que actúa sobre la roca.			
3. Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.			SRF
N	Presión de flujo suave.		5-10
O	Presión de flujo intensa.		10-20
4. Rocas expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.			SRF
P	Presión de expansión suave.		5-10
R	Presión de expansión intensa.		10-20
- Observaciones al SRF:			
i. Reducir los valores del SRF en un 25-50% si las zonas de rotura sólo influyen, pero no intersectan a la excavación.			
ii. En los casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del mismo, se sugiere aumentar el SRF de 2,5 a 5 (ver H).			
iii. Para campos de tensiones muy anisótropos (si se miden) cuando $5 < \sigma_1/\sigma_3 < 10$, reducir σ_c y σ_t a $0,8 \sigma_c$ y $0,8 \sigma_t$ cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_c y σ_t a $0,2 \sigma_c$ y $0,6 \sigma_t$, donde σ_3 es la tensión principal mínima que actúa sobre la roca.			

Figura 15. Factor de reducción (SRF).

Fuente: (Singh y Goel, 2011, p.90).

2.2.4.2.4 Recomendaciones de excavación y sostenimiento según la Q de Barton 1974

Con respecto al sistema de clasificación Q y sus diseños de sostenimiento y soporte en excavaciones subterráneas, Barton definió un parámetro adicional llamado diámetro equivalente (De), obtenido según la relación

Diámetro Equivalente (De)

$$De = \frac{\text{Luz, diametro o altura de la excavacion(m)}}{\text{Relacion de soporte de la excavacion (ESR)}} \quad \text{Ecuación 4}$$

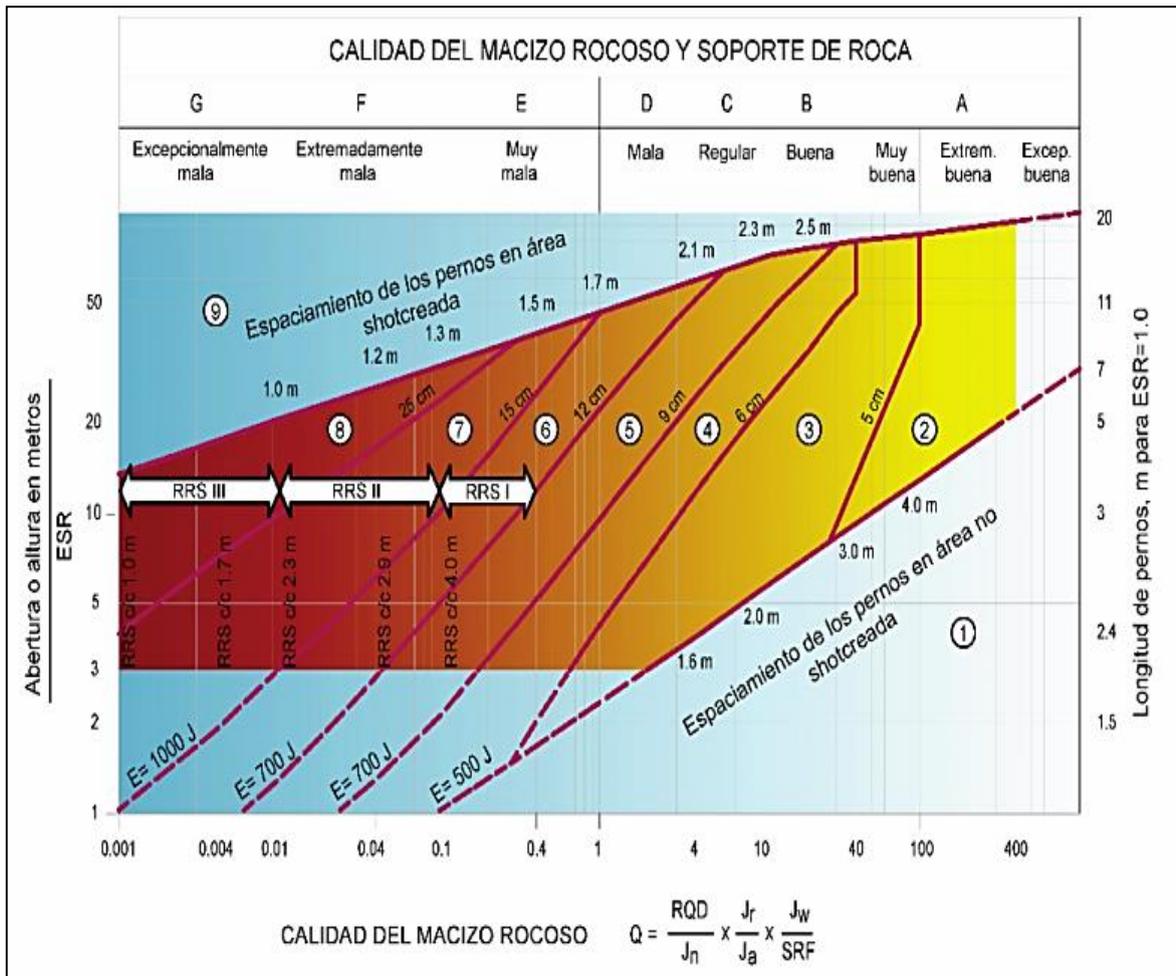
ESR, es un valor definido por Barton el cual será identificado de acuerdo al uso o tipo de excavación que se tenga en el proyecto, de esta manera Barton lo dividió en cuatro categorías con valores desde 0.5 hasta 5, las cuales se muestran en la figura 16.

	Tipo of excavación	ESR
A	Apertura de mina temporal	2 - 5
B	Apertura permanente de mina, túneles de agua para energía hidroeléctrica (excluyendo tuberías forzadas de alta presión), túneles piloto, desvíos y rumbos para aberturas grandes, cámaras de sobretensión	1.6 - 2.0
C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, carretera secundaria y túneles de ferrocarril, túneles de acceso	1.2 - 1.3
D	Central eléctrica, rutas principales y túneles de ferrocarril, cámaras de defensa civil, portales, intersecciones	0.9 - 1.1
E	Estaciones de energía nuclear subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles de gaseoductos principales	0.5 - 0.8

Figura 16. Categorías para la relación de Soporte de la Excavación.

Fuente: (Singh y Goel, 2011)

Posteriormente, los valores obtenidos en la clasificación geomecánica por Q de Barton, previa evaluación de los parámetros descritos en las tablas, son interpolados con los valores obtenidos en los diámetros equivalentes, ubicándolos de esta manera en siete tipos de calidad de roca y nueve zonas definidas según sostenimiento.



<p>CATEGORÍAS DE REFUERZO</p> <ol style="list-style-type: none"> ① Sin soporte o emperrado puntual ② Emperrado puntual, SB ③ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 5-6 cm con fibra, B + Sfr ④ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 6-9 cm con fibra, Sfr(E500) + B ⑤ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 9-12 cm con fibra, Sfr(E700) + B ⑥ Cimbras, emperrado sistemático y shotcrete proyectado con espesor 12-15 cm con fibra, Sfr(E700) + RRSI + B ⑦ Cimbras, emperrado sistemático y shotcrete proyectado con espesor > 1.5 cm con fibra, Sfr(E1000) + RRSII + B ⑧ Revestimiento con concreto, CCA o Sfr(E1000) + RRSIII + B ⑨ Evaluación especial Espaciamento de pernos principalmente basado con Ø20 mm E = Absorción de energía en fibra reforzada con shotcrete proyectado ESR = Radio de soporte de la excavación Áreas con líneas de daño que no tiene data empírica 	<p>RRS- Espaciamento relacionado con el valor de Q</p> <div style="margin-bottom: 10px;"> Si 30/6 Ø16 - Ø20 (abertura de 10 m) D40/6+2 Ø16 - 20 (abertura de 20 m) </div> <div style="margin-bottom: 10px;"> Si 35/6 Ø16 - 20 (abertura de 5 m) D45/6+2 Ø16 - 20 (abertura de 10 m) D55/6+4 Ø20 (abertura de 20 m) </div> <div style="margin-bottom: 10px;"> D40/6+4 Ø16 - 20 (abertura de 5 m) D55/6+4 Ø20 (abertura de 10 m) Evaluación especial (abertura de 20 m) </div> <p>Simbología:</p> <p>Si30/6= Única capa de concreto proyectado más 6 pernos de anclaje</p> <p>D = Doble capa de refuerzo</p> <p>Ø16 = Pernos de diámetro de 16 mm</p> <p>c/c = Espaciamento RSS, Centro - Centro</p>
--	--

Figura 17. Ábaco de sostenimiento para túneles en roca (Grimstad, 2007).

Fuente: (Osinergmin, 2017).

2.2.4.2.5 Correlación entre Q de Barton y RMR de Bienawski.

Dada la variedad de sistemas de clasificación de los macizos rocosos y su gran aceptación en la industria minera, diversos autores han propuesto correlaciones entre los diversos sistemas de clasificación, de los cuales el propuesto por Barton en función del RMR (89) es el más aceptable y conservador.

$$RMR = 9 \cdot \ln(Q) + 44$$

Ecuación 5

Cabe resaltar que esta expresión es la más conocida y usada.

2.2.5 Geological Strength Index (GSI)

El índice de resistencia Geológica (GSI), es un índice de caracterización de macizos rocoso que evalúa el macizo rocoso en función a dos criterios: estructura geológica y condición superficial de las juntas. El índice fue modificado por Vallejo (2002), con el objetivo de utilizar las tablas originales de manera práctica y sencilla para clasificar cualitativamente el macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido. Cabe señalar que el índice GSI, fue originalmente desarrollado con la finalidad de obtener parámetros para el criterio de rotura de Hoek y Brown las tablas resultan ser muy prácticas para ser empleadas por los colaboradores y trabajadores en general, sin embargo, corresponde al área de geomecánica de cada empresa, la adecuación específica, así como la aplicación y revisión.

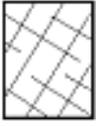
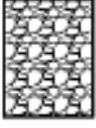
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es más realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		MUY BUENA Muy rugoso, Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
DISMINUYE EL ENRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓	 Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in roca in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90			N/A	N/A
	 Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades	80	70			
	 Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o más familias de discontinuidades		60	50		
	 Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad			40	30	
	 Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	 Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte		N/A	N/A		10

Figura 18. Cuadro de estimación del GSI a partir de observación geológica (Hoek y Marinos, 2000).

Fuente: (Osinergmin, 2017).

2.2.6 Criterios de Rotura de Macizo Rocosos

2.2.6.1 Criterio de rotura lineal de Mohr - Coulomb

El criterio de rotura de Mohr-Coulomb, introducido por primera por Coulomb, inicialmente pensado para el estudio en suelos, es un criterio de rotura lineal, esto significa, que la ecuación que define la superficie de fluencia es una ecuación lineal.

La ventaja del criterio de Mohr Coulomb es su simplicidad, sin embargo, presenta inconvenientes sobre todo relacionados con el comportamiento tensión- deformación, no lineal de los macizos rocosos, por lo que es un criterio adecuado para la estimación de sus resistencias. No obstante, en determinados casos el criterio puede ser empleado para macizos rocosos resistentes en los que la rotura se produzca a favor de la superficie de discontinuidad teniendo en cuenta que deben adoptarse valores para la cohesión y el ángulo de fricción. (González de Vallejo, 2002).

$$\tau = c + \sigma_n \tan \phi$$

Ecuación 6

- “c” es la cohesión, una constante que representa la tensión cortante que puede ser resistida sin que haya ninguna tensión normal aplicada.
- “ ϕ ” es el ángulo de fricción.
- “ τ ” es la tensión tangencial que actúa en el plano de rotura.
- “ σ_n ” es el esfuerzo normal al plano de rotura.

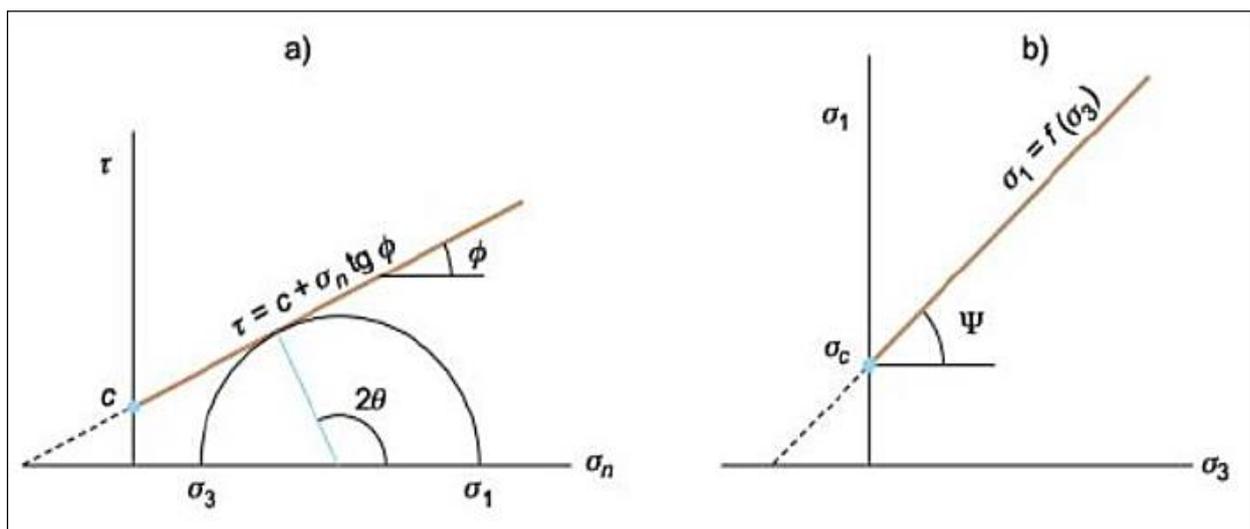


Figura 19. Diagrama de Mohr Coulomb y Envolventes de Rotura.

Fuente: (González de Vallejo et.al, 2002).

2.2.6.2 Criterio de rotura no lineal de Hoek & Brown

Es un criterio de rotura válido para macizos rocoso isótropos, y tiene en cuenta los factores que determinan la rotura de un medio rocoso a gran escala, como son la no linealidad con el nivel de tensiones, la influencia del tipo de roca y del estado del macizo rocoso, la relación entre la resistencia a la compresión y a la tracción, la disminución del ángulo de rozamiento interno con el aumento de tensión de confinamiento, etc.

El uso del criterio no solo en macizos rocosos duros, sino también en macizos de rocas débiles, ha supuesto una reformulación del criterio, así como la introducción de nuevos parámetros.

Su última versión se expresa

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m \cdot \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0,5} \quad \text{Ecuación 7}$$

Donde:

- σ_1' y σ_3' , son las tensiones principales mayor y menor en el momento de rotura.
- σ_{ci} es la resistencia a compresión uniaxial del material intacto
- “ m ” y “ s ” son constantes del material, que dependen de las propiedades de la roca y del grado de fracturación de la roca antes de someterla a las tensiones de rotura. El parámetro s es la medida de disminución de la resistencia a compresión simple de la roca debido a la fracturación. Por su parte, m influye en la resistencia al corte del material. Ambos parámetros se pueden obtener a partir de la clasificación geomecánica Rock Mas Rating (RMR), introducida por Bieniawski, 1976.

un análisis sencillo en un estereograma, si los círculos máximos de las familias de discontinuidades encierran al centro, es posible una caída por fuerza de gravedad. En el caso contrario, si los círculos no encierran al centro, ocurrirá un deslizamiento de cuña, una vez que se ha identificado que puede ocurrir una caída de cuña por gravedad (peso muerto), se puede estimar conservadoramente que la altura del bloque o cuña es 0,5 el ancho de la excavación.

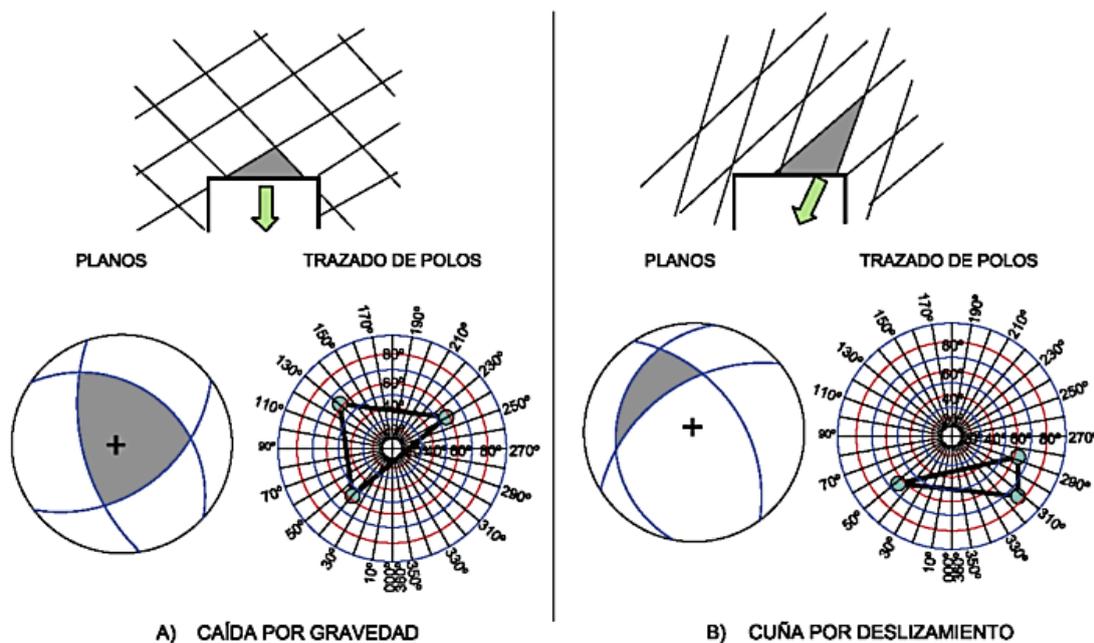


Figura 21. Análisis estereográfico para evaluar caída de roca por gravedad o peso muerto.

Fuente: (Osinergmin, 2017).

2.2.7.2 Método Empírico Sistema Q

El gráfico de sostenimiento del sistema Q que se muestra en la Figura 8, desarrollado por Barton en (1974), ha tenido dos revisiones principales: en 1993 se actualizó tomando como base 1050 casos de excavaciones principalmente en Noruega (Grimstad y Barton, 1993). En 2002 se actualizó basándose en 900 casos nuevos de excavaciones en Noruega, Suiza e India. Esta actualización también incluyó una investigación analítica respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados de concreto lanzado (RRS), como función de la carga y de la calidad del macizo rocoso (Grimstad, 2002), siendo la última versión del gráfico de sostenimiento la que afinó Grimstad (2007), la Figura 8 de este documento muestra la actualización más reciente del sistema Q.

2.2.7.3 Métodos Numéricos de Sostenimiento

En contraste con los métodos de diseño ya descritos, los análisis numéricos, tales como los elementos finitos, ofrecen modelar y diseñar el sostenimiento de túneles y obras subterráneas. Dentro de los elementos finitos existen programas como el Phase2 (RS2), de Rocsciense. La utilización de este programa permite superar algunas deficiencias que presenta la aproximación mediante las Clasificaciones Geomecánicas, los cuales se detallan a continuación:

- Cuantificar los coeficientes de seguridad de los elementos de sostenimiento.
- Tener en cuenta el efecto del estado tensional natural.
- Considerar el efecto de la forma del túnel.
- Permite considerar el efecto de las fases de excavación.
- Modelizar tantos tipos de terreno como se desee. (López Jimeno, 1997)

Dentro del análisis mediante métodos Numéricos, se existe el programa computacional Ud wedge, también de la marca Rocsciense, el cual basa su análisis en Coeficiente de Seguridad del Macizo rocoso de acuerdo a un análisis estereográfico en el que se define el patrón de inestabilidad (Caída de rocas por peso muerto o por cuñas). Este programa también permite incorporar soluciones en cuanto al sostenimiento aplicable en la labor minera y/o de construcción.

2.2.8 Factor de Seguridad

El enfoque clásico utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería es considerado la relación entre las fuerzas estabilizadoras y fuerzas desestabilizadoras sobre el sistema. El factor de seguridad (FS) es una medición determinística.

El factor de seguridad de una estructura se define como:

$$F.S = \text{Fuerzas estabilizadoras (F.E.)} / \text{Fuerzas desestabilizadoras (F.D.)}$$

Existen tres posibles escenarios:

- Cuando $F.S. > 1$, el sistema es estable.
- Cuando $F.S. < 1$, el sistema es inestable.
- Cuando $F.S. = 1$, el sistema está en equilibrio límite.

Tabla 5

Factores de seguridad recomendados según plazo de estabilidad.

Plazo	Rangos de FS
Estabilidad a largo plazo (lp)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (mp)	1.3 - 1.5
Estabilidad a corto plazo (cp)	1.1 - 1.3

Fuente: (Osinergmin, 2017)

Un factor de seguridad de 1.3 generalmente se considera adecuado para una apertura temporal de la mina, mientras que un valor de 1.5 a 2.0 puede ser requerida para una excavación permanente como una estación de trituración subterránea. (Hoek et al, 1993).

2.2.9 Métodos de Sostenimiento

Sostenimiento: Se refiere a los elementos estructurales de sujeción del terreno, aplicados inmediatamente después de la excavación del túnel, con el fin de asegurar su estabilidad durante la construcción y después de ella, así como garantizar las condiciones de seguridad. (Gonzales de Vallejo, 2002).

En minería subterránea se tienen muchos métodos de sostenimiento los cuales tiene un fin único el cual es impedir la generación de esfuerzos en el macizo rocoso que provoquen el fallamiento del macizo rocos y la prevención de accidentes.

2.2.9.1 Fierro helicoidal cementado o con resina

Este elemento de sostenimiento activo consiste en una varilla de fierro con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. La eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento.

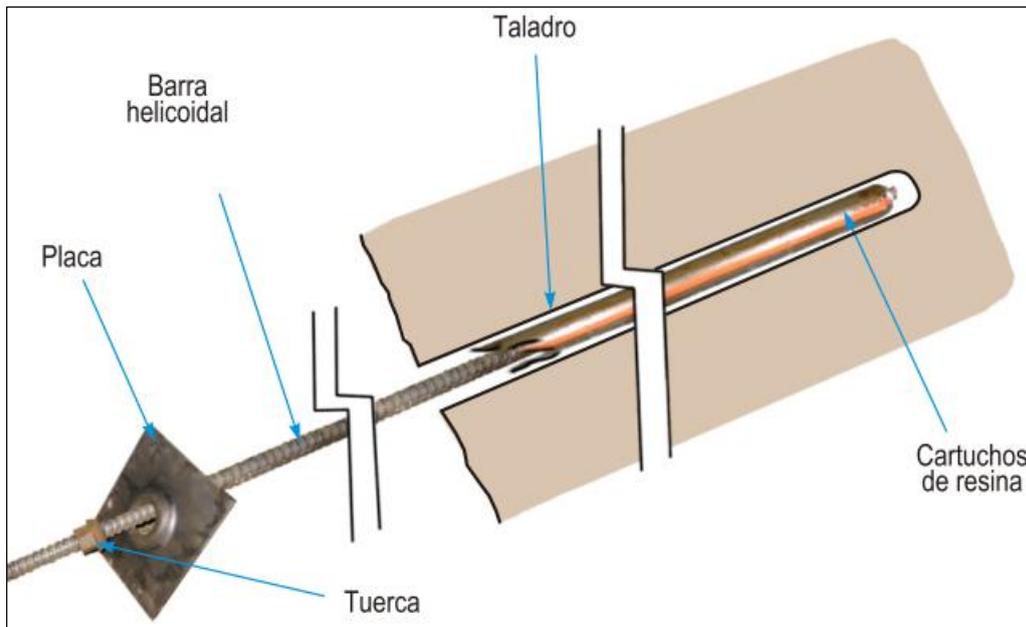


Figura 22. Instalación de una barra helicoidal.

Fuente: Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2005.

2.2.9.2 Pernos de fricción (Split sets)

Este elemento de sostenimiento activo, consiste en un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opone al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

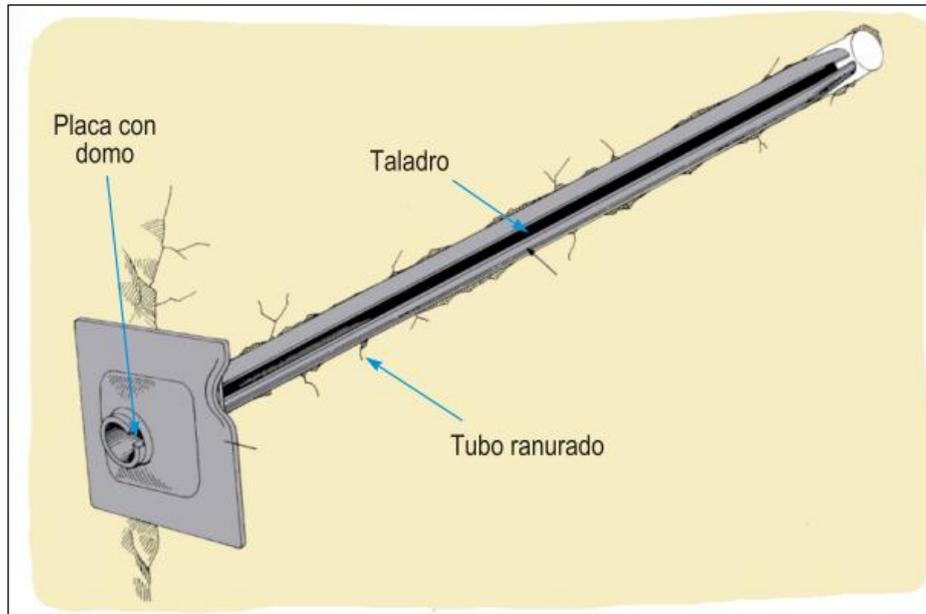


Figura 23. Instalación perno de fricción Split set.

Fuente: Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2005.

Los estabilizadores de fricción (Split set), son muy sensibles al diámetro del taladro, para Split set de 39 mm, el taladro será de 35 a 38 mm, no se deberán emplear en rocas suaves. Se empleará en sostenimientos provisionales.

2.2.9.3 Malla metálica

La instalación de malla en el techo y en los hastiales de la excavación es un método muy eficaz para retener la caída de bloques pequeños de roca. En este caso la malla se emplea conjuntamente con el perno de anclaje. Se pondrá especial atención a la fijación de la malla mediante la placa de reten del perno.

La malla metálica es un sostenimiento de seguridad que deberá ser capaz de soportar los fragmentos de roca que se pueden desprender entre un perno a otro, es muy efectiva y económica comparada con otros sistemas de retención de rocas sueltas, (Ucar, 2004).

Existen tres tipos de malla: malla no metálica, malla de alambre tejido y la malla electrosoldada, esta última es la más rígida pero la más adecuada para emplearla conjuntamente con el concreto lanzado.

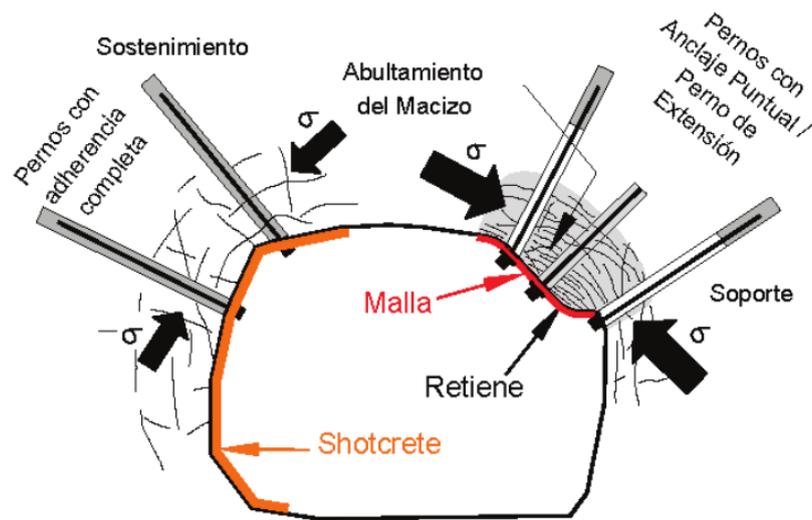


Figura 24. Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos (Pakalnis, 2014).

Fuente: (Osinermin, 2017).

2.2.9.5 Concreto lanzado

El concreto lanzado es un mortero que es transportado a través de mangueras y lanzado neumáticamente sobre la superficie a recubrir, fraguando, endureciendo y adquiriendo considerable resistencia, (Ucar,2004).

Se utilizan dos procesos de mezclado: mezcla seca y mezcla húmeda, cada una con características propias. la tendencia actual es emplear el concreto reforzado con fibras de acero y/o sintéticas.

En su utilización se tendrá en cuenta:

- Diseño de mezcla del concreto lanzado.
- Resistencia de trabajo del concreto lanzado.
- El espesor del concreto lanzado.
- La presencia de aguas subterráneas en la labor.
- La calidad del agua.
- El empleo de micro sílice, aumenta la resistencia a la compresión.
- El empleo de aditivos (plastificantes o acelerantes).

2.2.9.6 Cimbras Metálicas

Este típico sostenimiento pasivo es utilizado para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada, sometida a condiciones de altos esfuerzos.

Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares.

Este tipo de soporte se utiliza en casos extremos de roca de muy mala calidad. Hay que considerar que en macizos rocoso de muy mala calidad se requiere el auxilio de otros elementos de soporte (concreto lanzado, micropilotes, marchavantes), como pre refuerzo antes de colocar las cimbras.

En la tabla siguiente se muestra la capacidad de absorción de energía de algunos elementos de soporte más utilizados en el rubro minero.

Descripción	Carga máxima (kN)	Límite de desplazamiento (mm)	Energía de absorción (kJ)
Perno helicoidal con resina (19 mm)	120-170	10-30	1-4
Cable bolt (16 mm)	160-240	20-40	2-6
Perno mecánico de 2 m (16 mm)	70-120	20-50	2-4
Cable bolt de 4 m (16 mm)	160-240	30-50	4-8
Barra cementada lisa (16 mm)	70-120	50-100	4-10
Split set	50-100	80-200	5-15
Swellex	80-90	100-150	8-12
Super Swellex	180-190	100-150	18-25
Cone bolt (16 mm)	90-140	100-200	10-25
Malla soldada de calibre #6	24-28	125-200	2-4/m ²
Malla soldada de calibre #4	34-42	150-225	3-6/m ²
Malla tejida de calibre #9	32-38	350-450	3-10/m ²
Shotcrete y malla soldada	2 x malla	< malla	3-5 x malla

Figura 25. Capacidad de absorción de energía de elementos de soporte (Káiser, 1996).

Fuente: (Osinermin, 2017.p, 97).

2.2.9.7 Cuadros

Éstos son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos. Si las labores son conducidas en mineral, el enmaderado debe ser más sustancial para mantener la presión y el movimiento de roca en los contornos de la excavación.

Los principales tipos de cuadros que usualmente se utilizan son: los cuadros rectos, los cuadros trapezoidales o denominados también cuadros cónicos y los cuadros cojos. Todos estos son elementos unidos entre sí por destajes o por elementos exteriores de unión, formando una estructura de sostenimiento.

Las precauciones más importantes a tenerse en cuenta en el armado de cuadros son:

- El personal estará entrenado y capacitado adecuadamente para realizar el sostenimiento.
- Deberá conocer las reglas de seguridad y las diversas técnicas de enmaderado.
- Se hará el desate de rocas encajonantes.
- Sostener provisionalmente la labor con guarda cabezas.
- Los cuadros serán rectos o cónicos, los postes serán preferentes cilíndricos de 8 “de diámetro.
- El cuadro armado deberá ser vertical y perpendicular a los hastiales.

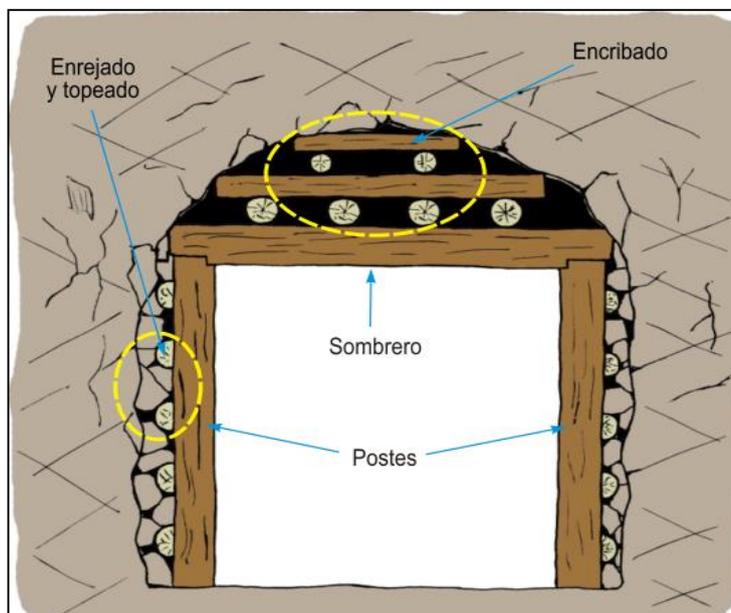


Figura 26. Esquema de un cuadro recto hecho con puntales de madera.

Los cuadros rectos son usados cuando la mayor presión procede del techo, están compuestos por tres piezas, un sombrero y dos postes, asegurados con bloques y cuñas, en donde los postes forman un ángulo de 90° con el sombrero.

2.3 Definición de Términos

- **Matriz Rocosa:** Material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. (González de Vallejo, 2002).

- **Discontinuidades:** Referencia a cualquier plano de separación en el macizo rocoso, pudiendo tener origen sedimentario, como las superficies de estratificación o laminación, diagenético o tectónico, como las diaclasas o las fallas. (González de Vallejo, 2002).
- **Autosostenimiento:** También llamado auto soporte de una excavación subterránea en rocas masiva y estructural, según el contorno de la línea de corte, estabilidad de una excavación en un tiempo definido, sin elementos de soporte. (Marinos, 2000).
- **Factor de Seguridad:** Es un concepto que se origina del método de equilibrio limite en el análisis de estabilidad. Este factor es un índice que expresa la relación entre: la resistencia al corte medio del material del macizo rocoso a lo largo de una potencial superficie de rotura versus la resistencia de corte estrictamente necesaria para mantener el terreno en equilibrio, (Suárez, 2016).
- **Junta:** Indica un plano de división, a lo largo del cual no existen desplazamientos sensibles. Una junta puede ser abierta o cerrada, (Romana, 2001).
- **Geomecánica:** Es la ciencia que estudia la respuesta mecánica de los materiales geológicos, es decir la conducta de los suelos y rocas y esta la unión de la mecánica de suelos más la mecánica de rocas, (Mitchell, 2012).
- **Métodos Empíricos:** Evalúan la estabilidad de la infraestructura minera mediante estudios estadísticos de condiciones subterráneas las cuales se soportan en la experiencia práctica y el criterio del ingeniero, (Arroyave, 1991).
- **Galería:** Conjunto de labores principales que comunican las explotaciones con la superficie (de vida relativamente larga), mediante las cuales se accede al yacimiento, (Arroyave, 1991).
- **Sostenimiento:** Término usado para describir los materiales y procedimientos utilizados para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad portante de la roca en los bordes de una excavación subterránea, (López, 2011).
- **Resistencia Uniaxial:** Se denomina resistencia a la comprensión simple o uniaxial de una roca (RCS), al esfuerzo medido sobre la misma de una manera técnica, (Suarez, 2020).

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Generalidades

La empresa Minera Golden River Resources S.A.C viene funcionando desde el año 2007 en el Distrito de Cháparra, Provincia de Caravelí, Departamento de Arequipa, su actividad extractiva principal consiste en la explotación de vetas de Oro, posteriormente el mineral extraído es llevado a la planta de beneficio de Minera Confianza S.A.C, ubicado en el distrito de Chala, para la recuperación del mineral.

3.2 Ubicación

La zona del presente estudio Mina Chaparral Unidad San Francisco N°7; Empresa Minera Golden River Resources S.A.C. está ubicado a 2km de la quebrada torrecillas en el distrito de Cháparra, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa; a una altitud de 675 m.s.n.m., carta nacional 32-ñ (Chala), los terrenos superficiales no corresponden a ninguna comunidad campesina registrada en el lugar. Se encuentra así mismo en el extremo sur del distrito aurífero de la costa; en la unidad minera de Golden River Resources S.A.C., dentro de las concesiones mineras de la Cía. Minera.

Zona: 18

Tabla 6

Ubicación Política del Proyecto Minero.

Ubicación Política	
Distrito	Cháparra
Provincia	Caravelí
Departamento	Arequipa
Ubicación Geográfica	
Altura Promedio	675 m.s.n.m

Tabla 7

Coordenadas de la Concesión San Francisco N° 7 en WGS84

ITEM	NORTE	ESTE
1	8,241,349.47	609,162.67
2	8,240,879.45	608,602.54
3	8,241,230.51	608,757.51
4	8,241,634.36	607,842.70
5	8,240,440.30	607,315.61
6	8,241,629.05	606,318.11
7	8,242,328.74	607,246.16
8	8,242,502.43	607,115.21
9	8,243,034.25	607,748.96



Figura 27. Bocamina de la Mina Chaparral 675 m.s.n.m

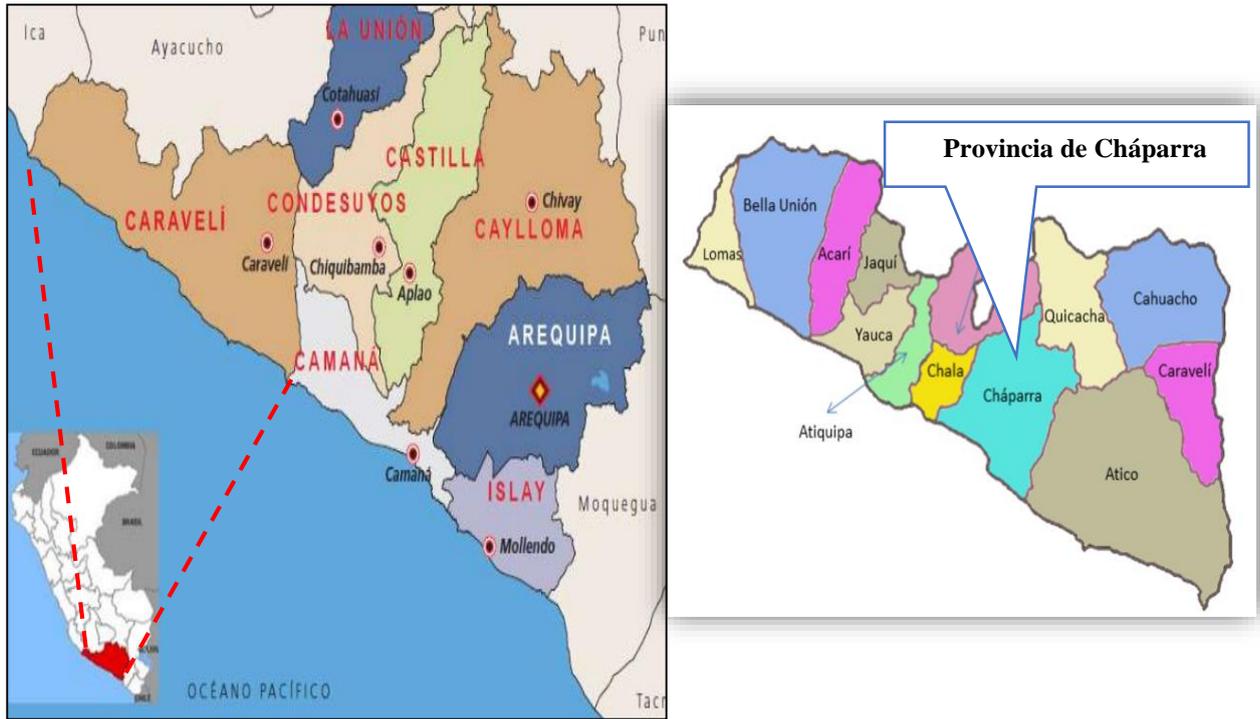


Figura 28. Ubicación política de la provincia de Cháparra.



Figura 29. Delimitación espacial de la Unidad San Francisco N°7.

Fuente: Google Earth Pro.

3.2 Accesibilidad

El acceso a la Mina Chaparral; Unidad San Francisco N°7, se realiza a través de la carretera panamericana sur hasta llegar desde la ciudad de Lima al distrito de Chala en Arequipa. A partir de esta ruta desde el Km-642, parte un ramal que se dirige al Distrito de Cháparra, desde el cual debemos continuar con la dirección inicial NO-SE en la panamericana sur cubriendo una distancia aproximada de 10 Km, hasta llegar al desvío finalmente para llegar a la mina hay una trocha carrozable de 12 Kms. Que se caracteriza por su fuerte pendiente en algunas zonas por lo que es solo transitable por vehículos de doble tracción.

Tabla 8

Accesibilidad al Proyecto

TRAMO	ACCESO	DISTANCIA	TIEMPO (Aprox.)
Lima – Mina Chaparral			
Lima - Chala	Vía Asfaltada	620 Kms	9 Horas
Chala – Cháparra	Vía Asfaltada	10 Kms	1 Horas
Desvío Panamericana – Mina Chaparral	Trocha carrozable	12 Kms	40 Min



Figura 30. Ruta de Acceso al proyecto minero, (Google Earth Pro).

3.3 METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.3.1 Principios básicos de la Investigación

En la presente investigación se juntan la teoría, la metodología y las técnicas de una ciencia. La teoría como conocimiento que tenemos acerca de lo que vamos a estudiar, la metodología como los principios que hemos establecido para obtener un conocimiento que sea aceptado como científico y que nos orientará en la formulación del método y las técnicas como el conjunto de instrumentos que utilizaremos para recopilar información acerca de lo que se va a estudiar.

3.3.2 Tipo de Investigación

La metodología desarrollada consiste en una investigación descriptiva y correlacional, teniendo como base los datos obtenidos en campo, posteriormente en gabinete proponer los puntos y estaciones geomecánicos de control, así como reconocer las unidades estratigráficas y litológicas alrededor de la excavación, con los que se generan las interpretaciones y conclusiones. Hay que tener en cuenta que dichos datos obtenidos en campo son reales y no están sujetos a ser manipulados o modificados, generando resultados objetivos que fueron analizados por el tesista.

3.3.3 Diseño de la Investigación

Esta investigación se encuentra dentro del diseño de Campo no Experimental del tipo transeccional o transversal, dado que se observaron los fenómenos, hechos, situaciones o sujetos en su ambiente natural. La variable independiente no ha sido manipulada.

El estudio es descriptivo, porque se pretende describir las propiedades y características geomecánicas del macizo rocoso para obtener su índice de calidad y posteriormente analizarlo de acuerdo a los diferentes parámetros establecidos por la geomecánica.

Correlacional, porque se busca medir y describir la relación entre la estabilidad durante la excavación y la calidad del macizo rocoso, planteando alternativas de solución ante los diferentes problemas de estabilidad que se pueden producir durante y después de la construcción de la excavación.

3.3.4 Población y Muestra

3.3.4.1 Población de Estudio

La población que será considerada para el presente estudio estará conformada por el macizo rocoso de la Mina Chaparral en la Unidad Minera San Francisco N° 7.

3.3.4.2 Muestra

Las ocho estaciones geomecánicas contenidas en el macizo rocoso de la GA-570 de la Mina Chaparral en Unidad Minera San Francisco N° 7, con una longitud de excavación de 86 metros respectivamente.

3.3.5 Unidad de Análisis

Zonas críticas de la Galería 570, mediante clasificación por métodos empíricos, RMR y Q de Barton.

3.3.6 Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.3.6.1 Materiales y Equipos

- Carta Geológica (1:100000)
- Formatos Geomecánicos para clasificación
- Plano Topográfico (1:250) – Interior Mina

3.3.7 Instrumentos de Investigación

Tabla 9

Instrumentos utilizados en la Investigación

Brújula Brunton	<ul style="list-style-type: none">• Medir el DIP y DIP Direction de las diferentes estructuras encontradas en cada estación geomecánica.
Flexómetro	<ul style="list-style-type: none">• Utilizado para la medición de longitudes.
Picota	<ul style="list-style-type: none">• Instrumento utilizado para extraer muestras, además de ser usado para la estimación de la Resistencia Uniaxial de la Roca Intacta.
Lupa Iwamoto 20x	<ul style="list-style-type: none">• Usada para visualizar estructuras y minerales a menor escala.
Cámara Fotográfica	<ul style="list-style-type: none">• Dispositivo electrónico utilizado para capturar y almacenar fotografías en formato digital.
Computadora	<ul style="list-style-type: none">• Maquina electrónica utilizada para procesar, analizar y almacenar datos obtenidos en campo.
Ficha de datos	<ul style="list-style-type: none">• Recolección de datos de campo

3.4 Metodología

3.4.1 Etapa pre campo

- **Etapa de Planificación:** Se elaboró un plan de trabajo, para poder realizar todos los trabajos siguiendo el programa.
- **Recopilación de información:** Adjuntar formatos de Mapeo geomecánico para trabajo de campo.
- **Logística:** Organizar los equipos y materiales a utilizar en el trabajo de campo.

3.4.2 Etapa de Campo

En esta etapa posterior se realizaron las siguientes actividades:

- Recopilación y análisis de información previa a la zona de investigación.
- Reconocimiento geológico y unidades geomorfológicas de la zona.
- Determinación de la Resistencia a la compresión Uniaxial de la roca mediante picota de geólogo mango largo.
- Mapeo geomecánico del macizo rocoso mediante métodos empíricos, (RMR de Bienawsky y Q de Barton).
- Identificación de las principales familias de discontinuidades y la obtención de datos estructurales para su interpretación en Dips v6.
- Toma de muestras para reconocimiento y descripción litológica.

3.4.3 Etapa post campo

En esta etapa se procederá a realizar el análisis de los datos obtenidos en campo, lo cual permitirá obtener una clasificación geomecánica del macizo rocoso, además del comportamiento estructural de las familias de discontinuidades y conforme a las propiedades geotécnicas de la roca diseñar un método de sostenimiento, detallado en las siguientes actividades:

- Revisión de la información geológica recopilada de la mina.
- Reconocimiento litológico y geomorfológico en la zona de investigación.

- Caracterización geomecánica del macizo rocos mediante métodos de clasificación empíricos.
- Procesamiento de los datos estructurales obtenidos en campo y su interpretación en software Dips.
- Obtención de datos geotécnicos de la roca intacta en software RocData, los cuales serán aplicados en el desarrollo del sostenimiento de la excavación.
- Simulación en computadora del análisis de estabilidad y diseño de sostenimiento, aplicando software geomecánico Unwedge.
- Elaboración de Mapas Geológicos, de Ubicación y Geomecánicos en AutoCAD y Arcgis.
- Elaboración y redacción de la tesis.

3.5 Marco Legal

Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (D.S. N° 024- 2016-EM) y su Modificatoria D.S N° 023- 2017-EM)

Gestión De Las Operaciones Mineras

Estándares De Las Operaciones Mineras Subterráneas

Ingeniería del Macizo Rocoso

Artículo 213.- En la ejecución de las labores mineras horizontales, inclinadas o verticales y otras, se procederá a su sostenimiento sistemático inmediato, sobre la base de los estudios geomecánicos, antes de continuar las perforaciones en el frente de avance, aplicando el principio de “labor avanzada, labor sostenida”, en lo que sea aplicable.

3.6 Geología Regional

El basamento está constituido por el Complejo Basal de la Costa del Precámbrico (macizo de Arequipa), está constituido por cientos de plutones individuales, agrupados en un número limitado de súper unidades, geográficamente está dividido en cinco grandes segmentos, caracterizadas cada súper unidad por un ensamble litológico particular, el segmento de mayor magnitud corresponde a Arequipa con 900Km, (Cobbing, 1977).

Las unidades lito estratigráficas del área comprenden un rango cronológico amplio dentro del cual las edades van desde el Jurásico superior, cretácico superior, Paleoceno inferior, hasta el cuaternario reciente.

La Geología Regional del área de Investigación está constituida por el Volcánico Chocolate que sobreyace sobre monzogranitos de la Súper Unidad Tiabaya. Los fondos de quebrada están cubiertos por depósitos fluvio aluviales y en general toda el área está cubierta por una delgada capa de suelos, principalmente depósitos de pie de monte.

SE G M E N T O D E A R E Q U I P A	T o n a l i t a - G r a n o d i o r i t a	Tiabaya Se extiende a lo largo de todo el segmento.	Granodiorita de horblenda – biotita, con variaciones menores a tonalita y monzogranitos.
		Incahuasi Es la más importante súper unidad del segmento, continuando al sur del río Vitor 30 km al NW de Arequipa.	Las litologías predominantes son granodioritas de horblenda – biotita y cuarzo monzodioritas, existiendo variaciones a cuarzo dioritas y monzogranitos.
		Pampahuasi El afloramiento esta restringido a unos 105km de longitud dentro de la franja Ica – Pisco.	Unidad temprana de tonalitas de horblenda – biotita a cuarzo diorita. Unidad Tardía tonalita leucocrata de horblenda – biotita.
	M o n z o d i o r i t a	Linga Ocurre a lo largo del flanco oeste del segmento.	Esta dentro de un rango de litologías monzoníticas, tenemos desde monzogabros a monzogranitos.

Figura 31. Súper unidades emplazadas en el segmento Arequipa del Batolito de la Costa, (Pitcher, 1985).

3.6.1 Volcánico Chocolate

En los cuadrángulos de Chala y Cháparra, afloran similares depósitos que descansan discordantemente sobre las rocas del Grupo Tarma o las del Complejo Basal e infrayace concordantemente a las rocas del Jurásico Medio y Superior, por intemperismo adopta una matriz marrón- rojizo.

El promedio general de la dirección de las capas es de NE y su buzamiento no es mayor de 30°. No se observan pliegues y está afectada por grandes fallas trasandinas, cuya dirección predominante es NW.

Se han considerado dos miembros característicos dentro de esta formación, uno inferior al que se le denomina como Miembro Chala compuesto especialmente por sedimentos y otro superior, formado en su mayor parte por andesitas porfiríticas marrones.

A. Miembro Chala

Está constituido por areniscas, conglomerados y brechas andesitas. No se observa la base, pues se pierde en el mar e infrayace concordantemente a los volcánicos del miembro Lucmilla.

B. Miembro Lucmilla

Está compuesto principalmente por andesitas porfirítica de color marrón, descansa concordantemente sobre el Miembro Chala y subyace con discordancia paralela a las formaciones Socosani y Guaneros.

3.6.2 Súper Unidad Tiabaya

En el área de estudio, la Súper Unidad Tiabaya corresponde a los emplazamientos más antiguos del segmento Arequipa, se ubica como la segunda en orden de amplitud del Batolito y se caracteriza principalmente porque sus cristales se encuentran compuestos por minerales ferromagnesianos los cuales le dan una tonalidad que la distingue de las demás Súper Unidades. Las rocas que conforman esta Súper Unidad presentan un color de gris a gris claro, de grano medio a grueso, de buena cristalización y formadas por minerales ferromagnesianos bien desarrollados además de la presencia de feldespatos, otra característica importante en el reconocimiento de esta Súper Unidad es la presencia de xenolitos redondeados de grano más fino.

La Súper Unidad Tiabaya se emplazó hace 80 MA en el Cretáceo Superior, (Pitcher y Cobbing, 1985).

3.6.3 Súper Unidad Linga

La Súper- unidad Linga al igual que la Súper Unidad Tiabaya corresponde a los emplazamientos más antiguos del segmento Arequipa cuya litología predominante es la monzonita y pequeños cuerpos de monzonita con cuarzo, a su vez presenta variaciones internas,

de tamaño granular variable con feldespato potásico y biotita haciéndola variar entre monzogranitos, monzonitas con cuarzo y monzodioritas grises a claras. (Calderón,2016).

Dentro del área de estudio sus afloramientos están más restringidos a la faja occidental mejor expuestos en los cuadrángulos de Cháparra.

3.6.4 Estratigrafía

Conforme a los trabajos de campo realizados por INGEMMET, (Boletín N° 34, Serie A, 1980. Hojas 32-ñ, Chala y 32-o, Cháparra) identifica las siguientes formaciones geológicas.

3.6.4.1 Proterozoico

- **Complejo Basal de la Costa.** - Afloramientos de poca extensión ubicado al sur este del cerro el Venado en el valle del río Ático, (sur de la hoja de Cháparra).

3.6.4.2 Paleozoico

- **Grupo Ambo.** – Afloramientos estratificados de color gris oscuro, sobre yaciendo en discordancia angular a las rocas del Complejo Basal de la costa y conformado por areniscas de grano fino, se observan a la altura de la caleta de Puerto Viejo.
- **Grupo Tarma.** – Facies de este grupo se han reconocido en Pampa redonda, cerros Vilcayo, Puerto Viejo y en la quebrada Vilca Punta, (Hoja de Cháparra), infrayaciendo a las rocas del grupo Mitu y Formación Chocolate.
- **Grupo Mitu.** - Constituido por arcosas y areniscas con un color rojo superficial característico, descansa en discordancia angular sobre rocas del grupo Tarma con estratificación poco definida.

3.6.4.3 Mesozoico

- **Volcánicos Chocolate.** – Agrupado en dos miembros, el miembro inferior denominado Miembro Chala constituido por areniscas, conglomerados y brechas y el Miembro superior denominado Miembro Lucmilla constituido por andesitas porfíricas de color marrón. Aflora en los cuadrángulos de Chala y Cháparra.
- **Formación Guaneros.** – Secuencia de areniscas blancas a verdes de grano medio a grueso, intercaladas con lutitas, limolitas, seguida de una columna de andesíticas porfíricas, aflora en el cuadrángulo de Chala.

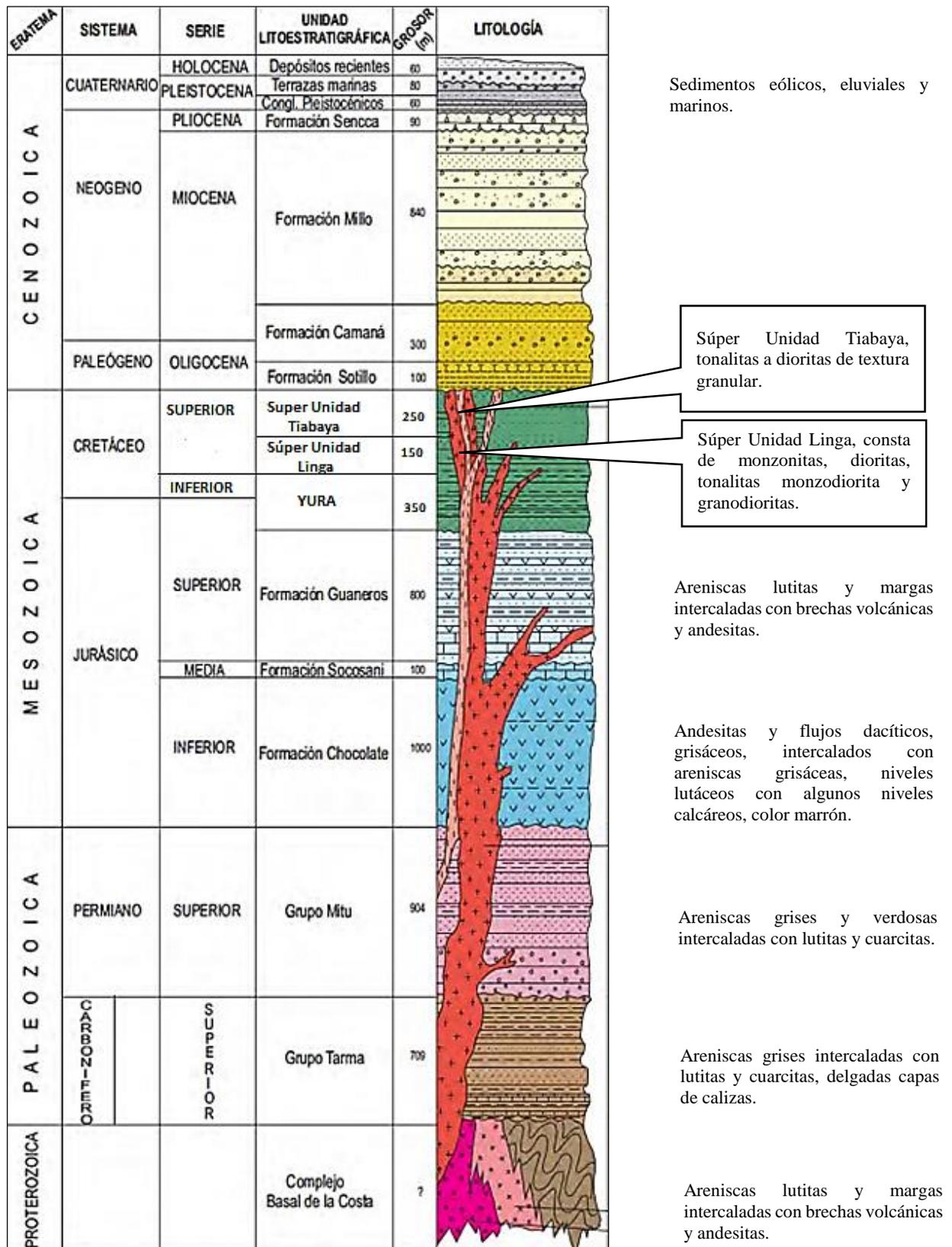


Figura 32. Columna Estratigráfica del Sur del Perú. Región Arequipa-Mollendo-Moquegua.

Fuente: INGEMMET.

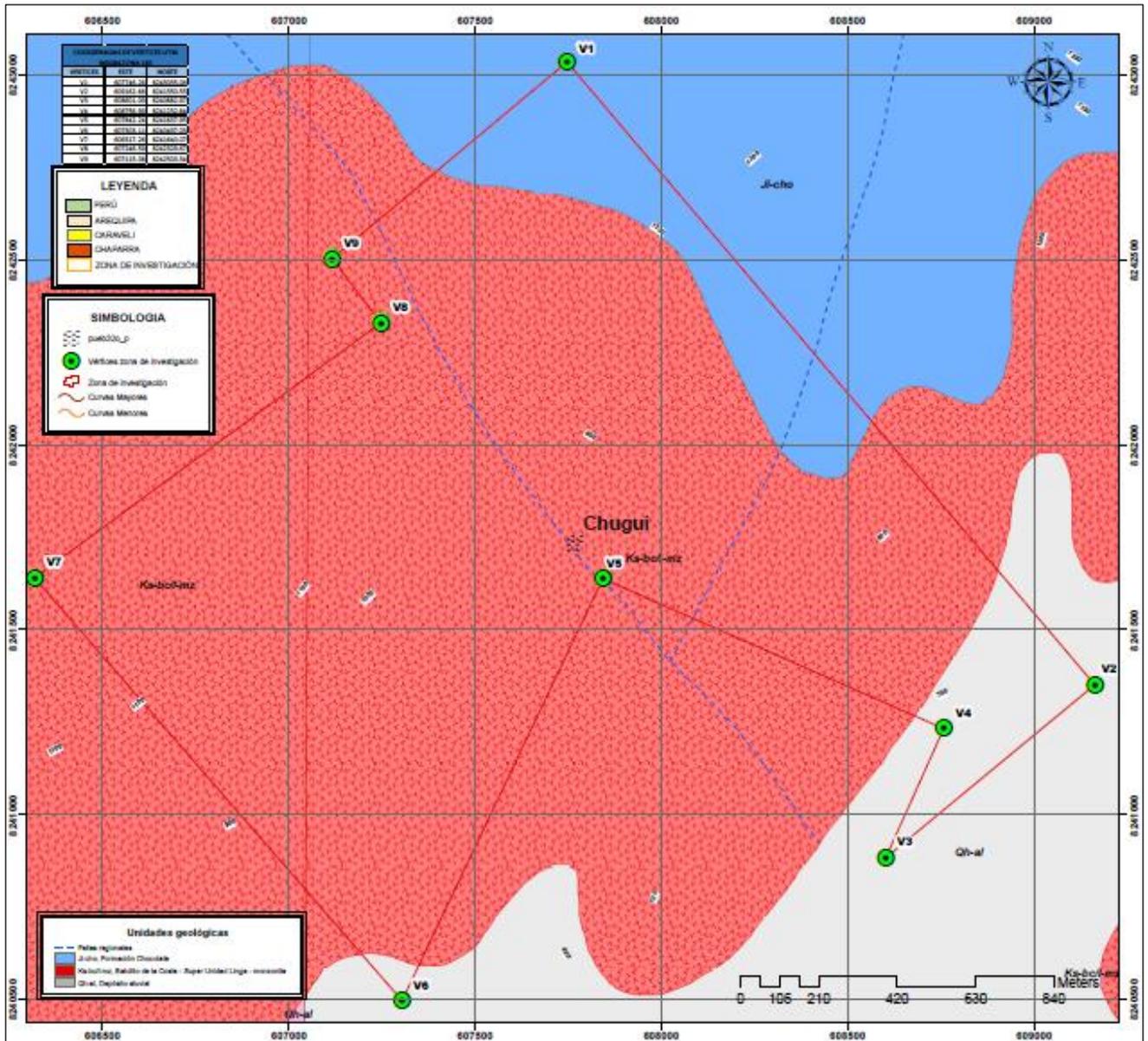


Figura 33. Geología local del proyecto minero, donde se aprecia intrusivo de la Súper Unidad Linga, Roca andesita del Volcánico Chocolate y depósitos aluviales cuaternarios.

3.7 Geología Local

La mina Chaparral se encuentra ubicada dentro de la Súper unidad Linga del Batolito de la Costa. Dentro de esta Súper unidad correspondiente al Cretácico Superior predomina la monzonita, la misma que de acuerdo a su composición mineralógica presenta variaciones internas entre monzogranito, monzodiorita, monzonita clara a grises compactas y además textura granural fanerítica (Calderón,2016).

En cuanto al aspecto que abarca la mineralización de carácter económico está Súper unidad es muy importante debido a que su emplazamiento estuvo asociado a la mineralización de soluciones de Cu y Fe auríferos (Agar, 1978).

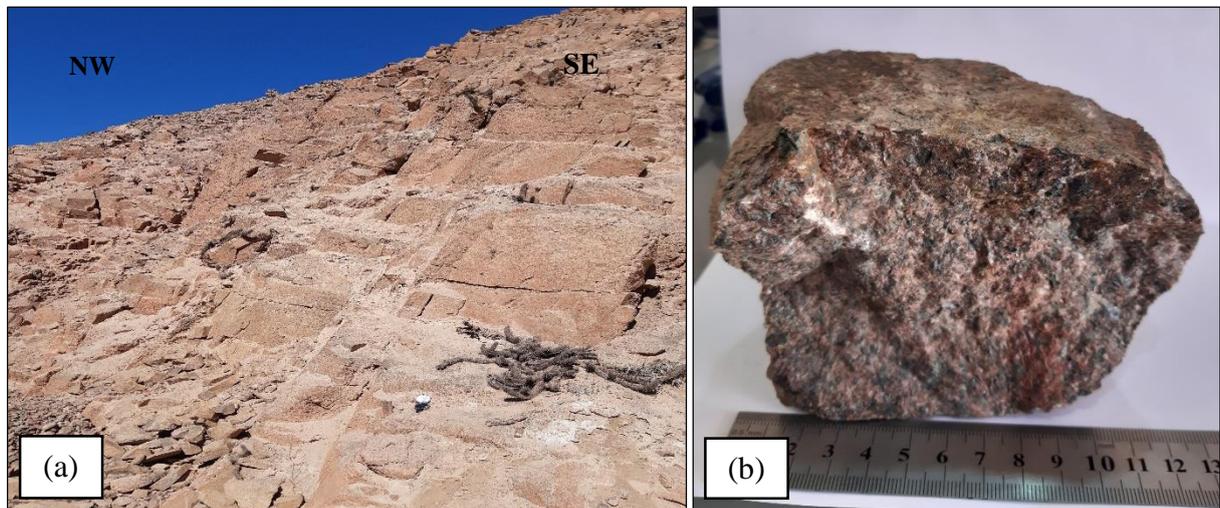


Figura 34. (a)Afloramiento de Monzogranito rojo perteneciente a la Súper Unidad Linga. (b) Muestra de mano de la Súper Unidad Linga, tamaño granular variable, plagioclasas tabulares verde pálidas, roca de emplazamiento de la Veta Chaparral.

A su vez en las proximidades del proyecto minero también nos encontramos con afloramientos correspondientes a la Formación Chocolate, la cual está conformada por secuencias de rocas volcánicas y lavas andesíticas de textura porfiritica de color pardo a marrón intercalado con algunos niveles de brechas volcánicas, que afloran al NE del proyecto.

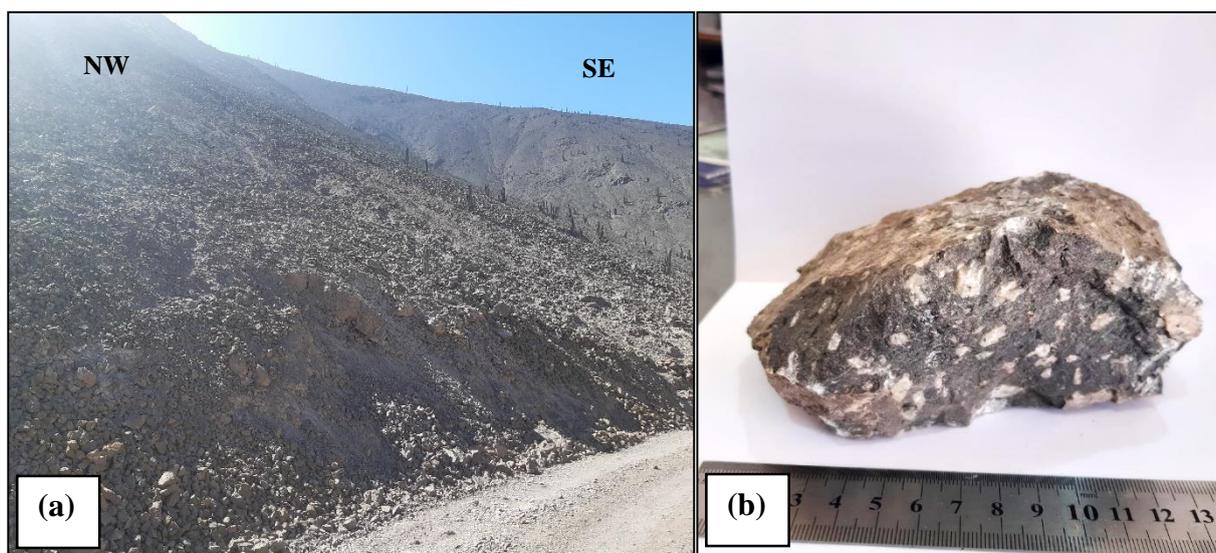


Figura 35. (a) Afloramiento de flujos de roca andesita correspondiente al Volcánico Chocolate. (b) Muestra de mano de andesita porfírica de color marrón correspondiente al Miembro Lucmilla.

3.8 Geología Estructural

El proyecto se encuentra ubicada dentro de una Zona de Fallamiento en Bloques, ubicado en el lado occidental cuyas estructuras afectan principalmente a las formaciones paleozoicas y mesozoicas, separadas por una discordancia angular, así como también al Complejo Basal de la Costa, con respecto a las unidades suprayacentes. Tales formaciones no se hallan plegadas y adoptan una estructura homoclinal inclinada orientada hacia el N y NW.

Los intrusivos de la Súper-unidad Linga como: monzonita, monzodiorita y monzogranito forman la unidad estructural más importante en la cual se produjeron una serie de condiciones estructurales (fracturas y fallas), después de su consolidación.

El sistema estructural de fracturamiento es paralelo al levantamiento de los andes (E-W), dentro del cual se pueden observar fallas regionales formando la quebrada chaparral de largo alcance fuera del área de estudio. A consecuencia de las cuales se han formado fracturas locales que han sido ocasionadas por fuerzas compresivas.

3.8.1 Fracturas Pre Mineralizadas

La mineralización presente en el yacimiento de la Mina Chaparral es del tipo relleno de fracturas (Vetiforme) y de clasificación hidrotermal emplazado en las rocas del batolito de la costa (Super Unidad Linga), posteriormente seguido de un relleno progresivo de cuarzo blanco y pirita depositados en distintos eventos.

3.8.2 Fallas

El fallamiento a nivel regional es de comportamiento sinistral originado por fenómenos de subducción de la placa de Nazca y la placa Sudamericana con rumbos de NW-SE y NE-SW, las cuales facilitan el emplazamiento del batolito de la costa.

El fallamiento pre mineral ha servido como fuente de recepción a la mineralización, es local y regional, de tal manera que la mayoría de las vetas con un rumbo aproximando NW-SE, van a tener igual comportamiento estructural en las vetas emplazadas en la Mina Chaparral.

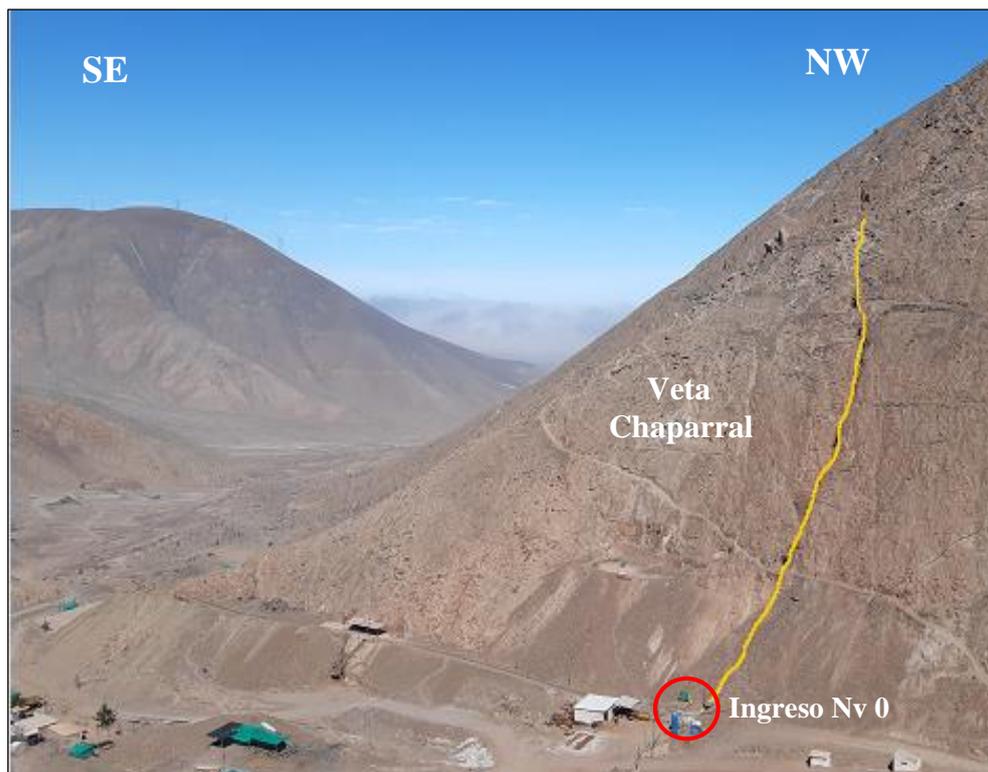


Figura 36. Afloramiento de la Veta Chaparral con Rumbo N45°E.

3.9.3 Geología Económica

En la región Arequipa se han reconocido hasta 9 franjas metalogénicas que tienen orientación NW-SE, el yacimiento correspondiente al área de estudio se encuentra ubicado dentro de la Franja IX de Depósitos de Au-Pb-Zn-Cu relacionados con Intrusivos de Cretácico Superior.

Esta franja se extiende en forma discontinua en el territorio nacional, donde parte del segmento sur Saramarca-Nazca-Ocoña se emplaza en Arequipa. La mineralización se encuentra en vetas de cuarzo-oro-galena-esfalerita-calcopirita hospedadas en granitoides del Cretácico superior del Batolito de la Costa. Estas estructuras mineralizadas están controladas por fallas con orientaciones NW-SE, N-S y E-W.

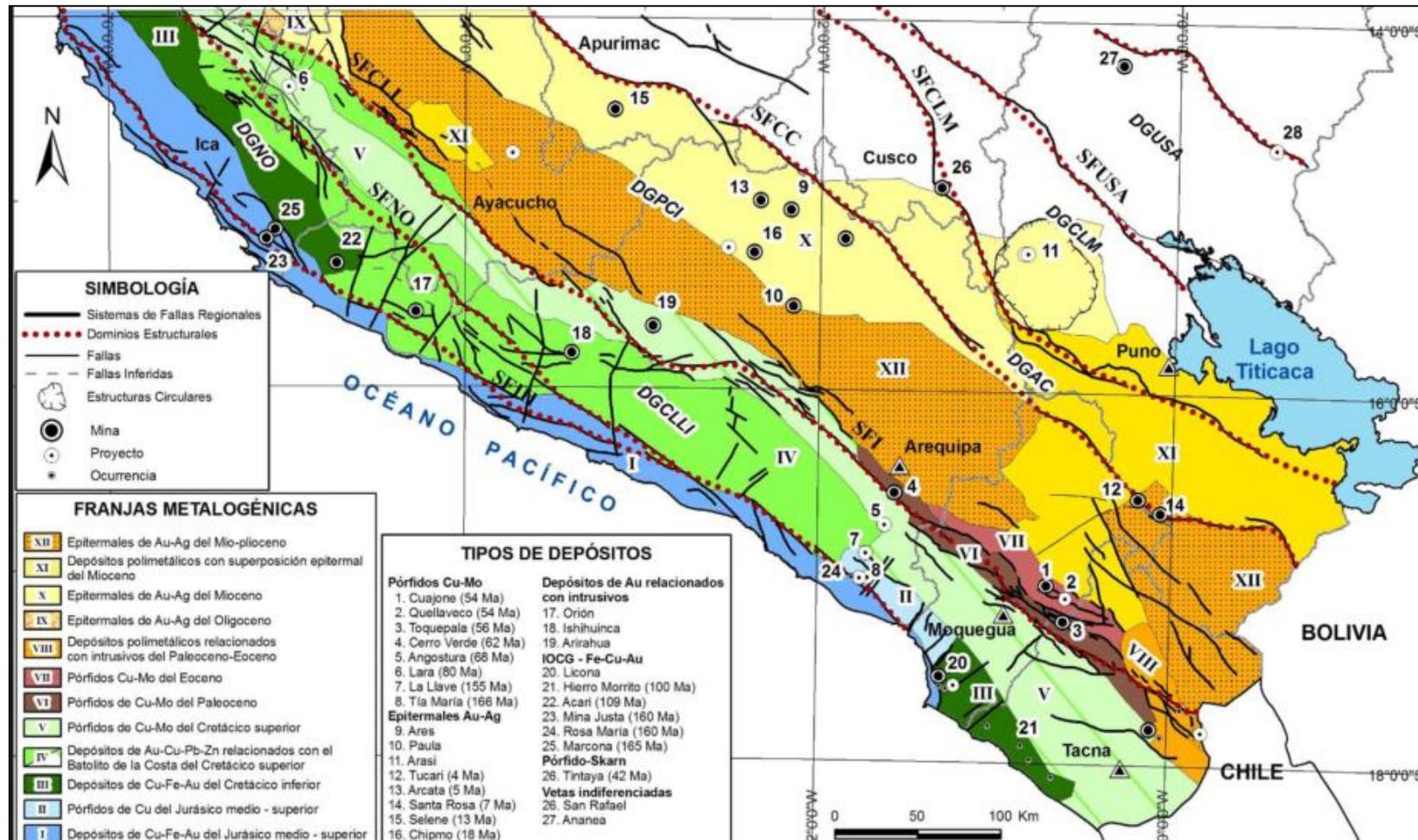


Figura 37. Mapa Metalogénico del Sur del Perú.

Fuente: Acosta, et.al. 2004.

3.10 Paragénesis

Se constituye como un depósito Hidrotermal (Epitermal de baja Sulfuración) conformado por una serie de vetas paralelas (3 filones) teniendo una veta principal que se encuentra en etapas de explotación en el NV-0, denominada Veta Chaparral la cual actualmente tiene 7 niveles, desde la bocamina del NV-0 hasta el tope predomina una orientación del cuerpo mineralizado de promedio de N45°E y un buzamiento de 70° NW con un ancho de veta que varía 15 cm. hasta un máximo de 60 cm, esta estructura (Veta Chaparral) se caracteriza por ser una veta de cuarzo blanco con pirita, arsenopirita, hematitas y limonitas cortadas por fallas principales dextrales y algunas sinestrales de poco desplazamiento, (Departamento de Geología Mina Chaparral, 2021).

3.10.1 Mineralogía

A. Mineralogía de Mena

Como la mayoría de yacimientos vetiformes, las vetas presentan dos zonas: oxidada y primaria. La zona oxidada es el resultado del fenómeno supérgeno de lixiviación de los sulfuros primarios (pirita, calcopirita y arsenopirita en menor proporción), la que está constituida por óxidos de hierro (hematita, goethita, limonita, malaquita y jarosita) con cuarzo, conteniendo oro libre.

Posteriormente, se identificó una zona primaria que contiene cuarzo blanco con contenido aurífero, pirita fina en pequeños cristales con inclusiones de oro, calcopirita y algunos otros minerales hipógenos parcialmente oxidados. (Departamento de Geología Mina Chaparral, 2021).

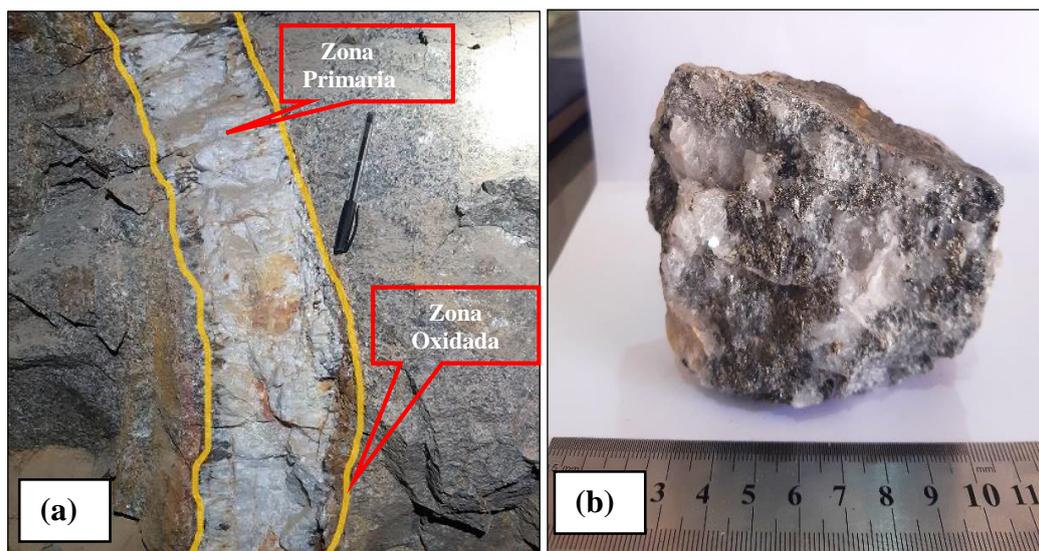


Figura 38. (a) Veta Chaparral N45°E- NV-360. (b) Muestra de mano correspondiente a la Veta Chaparral, presencia de cuarzo-oro-galena-esfalerita-calcopirita. Relacionada a intrusivos del Cretácico Superior.

B. Distribución del oro y Formas que presentan

La mineralización presente en el yacimiento es del tipo hidrotermal proveniente de fuentes magmáticas calcó alcalinas provenientes de la fusión parcial de la corteza terrestre o de niveles subcorticales siendo los minerales principales: Cuarzo blanco con contenido aurífero, pirita, calcopirita, galena argentífera.

La presencia de mineral aurífero que se encuentran en el cuarzo blanco en la zona primaria se distribuyen con leyes de 10 a 30 gramos por TM y en la zona oxidada con leyes de 15 gr/TM en promedio.

Además de ello se identifican óxidos de hierro de origen supergénico que rellena fracturas de la roca encajonante.

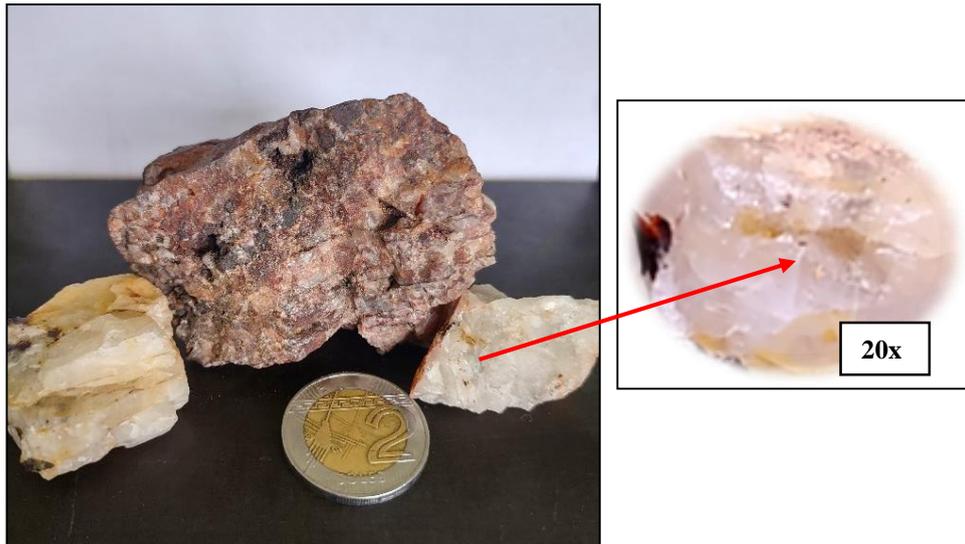


Figura 39. Relicto de Oro en Cuarzo blanco lechoso, procedente de la Veta Chaparral, visto con lupa 20x.

C. Mineralogía de Ganga.

En su mayoría los minerales de ganga están conformados por: Pirita, calcita, yeso, óxido de manganeso, limonita, hematita y rodocrosita.

3.11 Método de Minado

El mineral es extraído por el método de corte y relleno ascendente convencional. Los principales niveles de producción de mineral son el NV-0; NV-850 y NV-895 en los cuales se encuentran el mayor número de labores. El método permite realizar la extracción del mineral mediante el corte de franjas horizontales utilizando equipo convencional mecanizado.

3.11.1 Ciclo de Minado

A. *Perforación*

La perforación es del tipo de perforación vertical y horizontal la cual va a del modelo geométrico que presente el cuerpo mineralizado y el avance en la perforación será evaluado de acuerdo al comportamiento del macizo rocoso.



Figura 40. Galería 570, Nivel 0, Mina Chaparral, Progresiva 1+710.

B. Voladura

La voladura se realiza utilizando dinamita Famesa de 65%, mediante cartuchos de 1 1/8". La distribución en los taladros responde a la calidad de la roca (mineral y desmonte) y la geometría de la estructura mineralizada, de modo que, una vez realizada la voladura, no se dañe la corona y cajas de labor.

Tabla 10

Pies Perforados según sección de la labor

LABOR	SECCION	N° TALADROS	LONG.TALADRO	PIES PERFORADOS
GA-570	2.40*2.10 metros	40	5 pies	200
CONSUMO DE EXPLOSIVOS				
CARMEX	DINAMITA FAMESA 65 %	MECHA RAPIDA	AVANCE	
38	180 Unid	15 metros	1.40 metros	

C. Acarreo y Transporte

El mineral roto (disparado) en los tajeos, es generalmente acarreado con equipos mecanizados hacia los echaderos. A partir de éstos, el mineral es descargado a carros mineros (U-35), de 0.8 TM y transportado mediante locomotoras a las Tolvas de acumulación en superficie Nv-0 y

Veta Norte, donde se acumula el mineral para ser cargado en volquetes de 20 toneladas, a fin de ser conducidos a la planta de beneficio.

D. Relleno

El relleno de los tajos se realiza usando el desmote generado por los avances en interior mina. El promedio mensual que se genera alcanza el volumen de 380 TMH/MES. De este volumen, el 72% (273.6 TM) se utiliza como relleno en los tajos y el 28% (106.4 TM) restante es evacuado a la superficie y transportado al depósito de desmontes de Sector Norte.

E. Programas de Avance y Producción

Dentro de los proyectos ejecutados y en fase de ejecución se encuentran:

- Avance de 70 metros en el Pique-760 desde el Nivel 276 hasta el Nivel-235 con el fin de cubicar y explotar reservas probadas en el TJ-480W y TJ-480E, con leyes de 14 gr/TM Au.
- Avances de 43,72 metros en la GA-280E, del NV-360, proyectos de recuperación de mineral en los Tajos 991 y 965 con leyes de 5 gramos/TM Au.
- Avances de 35 metros en la GA-295W, en el NV-316, como proyecto prospectivo de recursos inferidos con leyes de 5 gr/Tm Au.
- Avances en la GA-570 W en el NV-0, proyecto de exploración para definir la ubicación de la Veta Chaparral cortada por la Falla “Melany” de comportamiento dextral normal

PROGRAMA DE AVANCES MES DE JUNIO 2021															
NIVEL	BLOCK	FASE	TIPO DE LABOR	LONGITUD (m)	SECCION (m2)		AVANCE * DISPARO	Peso Especifico (TMH/m3)		POTENCIA	Produccion Estimada TMH		%Cmpl.	LEY (gr-Au/TMS)	PRIORIDAD
					Ancho	Alto		DESMONTE	MINERAL		DESMONTE	MINERAL			
NIVEL 360	CHAPARRAL	DESARROLLO	GALERIA 280E	15	2.1	2.4	1.35	2.5	2.7	0	189	0	0	0	FASE I
		EXPLORACION	ESTOCADA 280	10	1.8	2.1	1.35	2.5	2.7	0	94.5	0	0	0	FASE II
NIVEL 316		DESARROLLO	GALERIA 295W	10	1.6	1.8	1.1	2.5	2.7	0	72	0	0	0	FASE II
		EXPLORACION	PIQUE 680	10	2.4	1.2	0.85	2.5	2.7	0	72	0	0	0	FASE I
NIVEL 276		DESARROLLO	PIQUE 760	10	2.4	1.2	0.85	2.5	2.7	0	72	0	0	0	FASE I
		PREPARACION	SUBNIVEL 500E	5	1.2	2.1	1.1	2.5	2.7	0	31.5	0	0	0	FASE II
		PREPARACION	SUBNIVEL 760E	5	1	2.1	1.1	2.5	2.7	0	26.25	0	0	0	FASE II
NIVEL 0		EXPLORACION	GALERIA 570	10	2.1	2.4	1.35	2.5	2.7	0	126	0	0	0	FASE I

PROGRAMA DE PRODUCCION MES DE JUNIO 2021														
NIVEL	BLOCK	FASE	VETA	POTENCIA DILUIDA	LONG. PERF (85% ϕ m)	LONG. CORTE (m)	PE (TMH/m3)	TMH * DISPARO	%RECUPERACION	N° DE GUARDIAS * DIAS	Produccion Estimada		LEY (gr-Au/TMS)	PRIORIDAD
							MINERAL				TMH * DIA	TMH * MES		
NIVEL 0	DESMONTERA	EXPLORACION	CHAPARRAL	0	0	0	2.7	0	90%	1	20	300	2	FASE II
NIVEL 460	TAJO 690 E-W			0.2	1.1	3.2	2.7	1.9	90%	1	1.71	34.21	5	FASE I
NIVEL 276	TAJO 760 E-W			0.1	1.1	3.2	2.7	0.95	90%	1	0.86	17.11	10	FASE I
NIVEL 360	TAJO 991 E-W			0.1	1.1	3.2	2.7	0.95	90%	1	0.86	8.55	4	FASE I
SUBTOTAL											360	2.7		

Figura 41. Programas de Avance y Producción.

Fuente: Departamento de Geología Mina Chaparral, (2021).

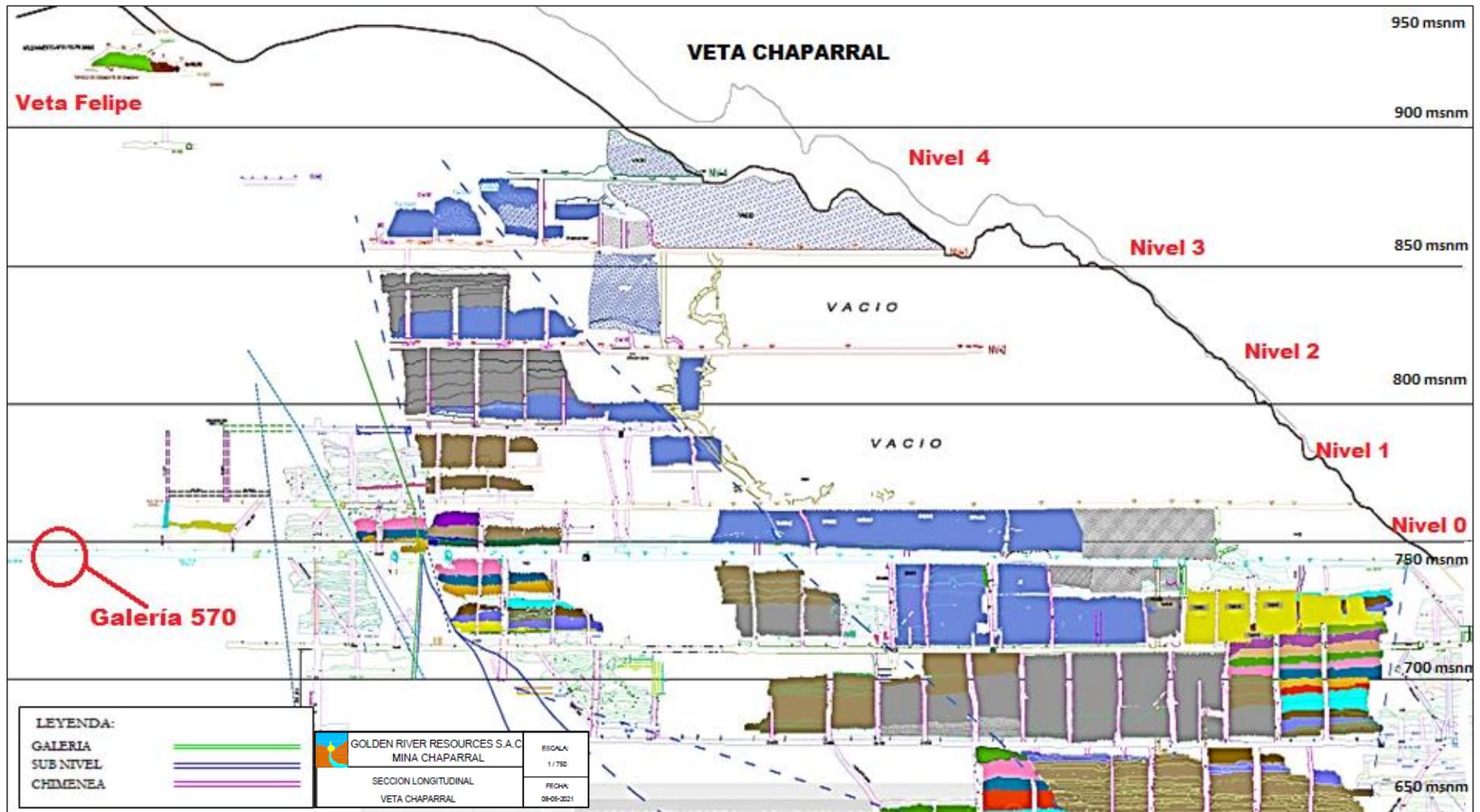


Figura 42. Sección Longitudinal Veta Chaparral.

Fuente: Departamento de Geología Mina Chaparral, (2021).

3.12 Caracterización Geomecánica de la Galería

El cartografiado geomecánico de la excavación a lo largo de la Galería 570 se realizó sobre la base del levantamiento de discontinuidades realizadas a lo largo del tramo de la misma. En este levantamiento de discontinuidades se analizó y corroboró que las familias encontradas en la excavación servirán como base para procesar los datos obtenidos anteriormente para el análisis e interpretación geotécnica respectiva. Se evaluó que el levantamiento de discontinuidades fue realizado utilizando el criterio de tipificación de la discontinuidad sea junta, diaclasa, falla, contacto, plano de estratificación, etc. Asimismo, se estableció las medidas del caso para establecer las características de las discontinuidades considerando: su espaciamiento, persistencia, rugosidad, relleno y agua. Según el análisis realizado se establecieron 08 estaciones geomecánicas tipificadas según el criterio de tipo de rocas y características geológicas - geotécnicas que las representan.

Durante el cartografiado geológico – geomecánico se registraron los siguientes datos: medición de Dip/Dip Direction en las estaciones de toda la excavación, para lo cual se hizo uso de una brújula azimutal para facilitar la toma de datos, registrándose 3 Familias de diaclasas, de las cuales D1; D2; vendrían a ser las más representativas.



Figura 43. Nota. Medición de Dip y DD en familias de discontinuidades de la Estación Geomecánica N°2 con brújula Brunton azimutal.

3.12.1 Cálculo de RQD por estaciones geomecánicas

En las 08 estaciones geomecánicas se calcularon las discontinuidades por metro lineal siguiendo la teoría de Palmstrom, la cual nos dice que el RQD puede ser calculado a partir del número de discontinuidades por unidad de longitud. (Palmstrom, 2005).

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

Tabla 11

Cálculo del Índice RQD por Estación Geomecánica

Estaciones Geomecánicas	J _v	Índice RQD	Descripción
Estación Geomecánica N°1	15	65.5	REGULAR
Estación Geomecánica N°2	11	78.7	BUENA
Estación Geomecánica N°3	10	82.0	BUENA
Estación Geomecánica N°4	17	58.9	REGULAR
Estación Geomecánica N°5	16	62.2	REGULAR
Estación Geomecánica N°6	18	55.6	REGULAR
Estación Geomecánica N°7	17	58.9	REGULAR
Estación Geomecánica N°8	14	68.8	REGULAR

3.12.2 Cálculo del índice RMR según la Clasificación Geomecánica de Bieniawski (1989)

Se hizo uso de fichas técnicas en la cual se registraron datos como: Puntos topográficos de cada estación geomecánica, características del macizo rocoso (litología, meteorización, grado de fracturamiento y RQD) como también propiedades de las discontinuidades (orientación, espaciado, persistencia, apertura, tipo de relleno, meteorización y filtraciones de agua). Con estas fichas técnicas se obtuvieron las valoraciones RMR como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 12

Índice RMR por Estación Geomecánica

Estaciones Geomecánicas	RMR	Clase de Macizo Rocoso
Estación Geomecánica N°1	52	REGULAR
Estación Geomecánica N°2	54	REGULAR
Estación Geomecánica N°3	54	REGULAR
Estación Geomecánica N°4	54	REGULAR
Estación Geomecánica N°5	51	REGULAR
Estación Geomecánica N°6	51	REGULAR
Estación Geomecánica N°7	52	REGULAR
Estación Geomecánica N°8	52	REGULAR

3.13 Análisis de datos en el Software Dips V6

En el software Dips V6 se ingresaron todos los datos de las diaclasas, (Dip/Dip Direction), tomadas en las 08 estaciones geomecánicas.

3.13.1 Estación Geomecánica N° 01

Comprendida desde el Punto Topográfico P12; Progresiva 1+690.7 hasta la Progresiva 1+700, (9.3 metros lineales), hasta el Punto topográfico P13, con una orientación de la excavación: N 220°, está compuesta por monzogranito perteneciente a la Súper Unidad Linga moderadamente fracturado por la voladura.

El RMR de Bienawski para esta estación geomecánica es de 52, roca tipo III de calidad Regular, el sostenimiento sugerido según Bienawski, 1989 (Tabla N° 3), donde nos indica: Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla electrosoldada en el techo.

Tabla 13

Clasificación del Macizo Rocosó según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 1

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR 89)								
PARAMETRO		RANGO DE VALORES				VALOR		
Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (7)	50 - 25 (4)	25 - 5 (2) 5 - 1 (1) <1 (0)	12		
	RQD = 115 - 3.3(Jv) %	90 % - 100 % (20)	75 % - 90 % (17)	50 % - 75 % (13)	25 % - 50% (8)		<25 % (3)	13
Espaciado de Discontinuidades (m)		>2 m (20)	0,6 -2m (15)	0,2 - 0,6 m (10)	0,06 - 0,2 (8)	< 0,06 m (5)	8	
Condición de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m (6)	1-3 m (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	>20 m (0)		6
	Abertura	Nada (0)	<0,1 mm (5)	0,1 - 1,0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	1	
	Rugosidad	Muy Rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.Rugosa (3)	Lisa (1)	Suave (0)		
	Relleno	Ninguno (0)	Relleno Duro <5 mm (4)	Relleno Duro > 5 mm (2)	Relleno Blando < 5mm (1)	Relleno Blando > 5 mm (0)	1	
	Alteración	Inalterada (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (1)	Descompuesta (0)		
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Ligeramente Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)	10	
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES								
Dirección y Buzamiento Túneles		Muy Favorable 0	Favorable -2	Media -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	- 5	
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO								
RMR DESCRIPCION		100 - 81 MUY BUENA (I)	80 - 61 BUENA (II)	60 - 41 REGULAR (III)	40 - 21 MALA (IV)	20 - 0 MUY MALA (V)	52	

Para determinar los parámetros de resistencia de la roca en la Estación Geomecánica N°1 se utilizó el software RocData v.4 de Rocscience, como se muestra en la Fig.44, mediante el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se tiene como datos de entrada una roca del tipo monzogranito de RCU 175 Mpa, GSI levemente fracturado-bueno y Factor de Disturbancia (D) de 0.5.

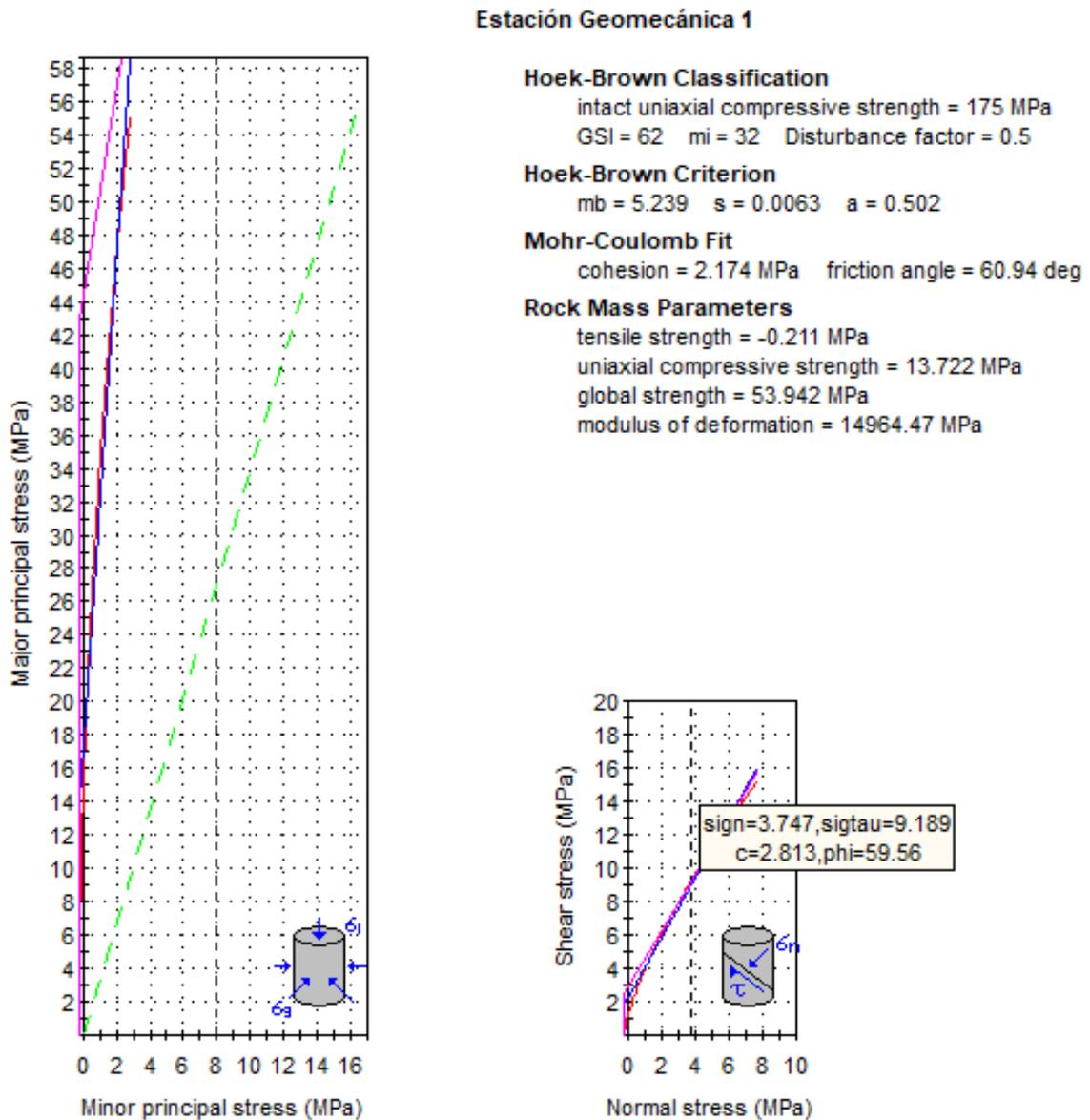


Figura 44. Gráficas de Esfuerzo Mayor- Esfuerzo Menor (Izquierda) y Esfuerzo Normal – Esfuerzo de Corte (Derecha); Estación geomecánica N°1.

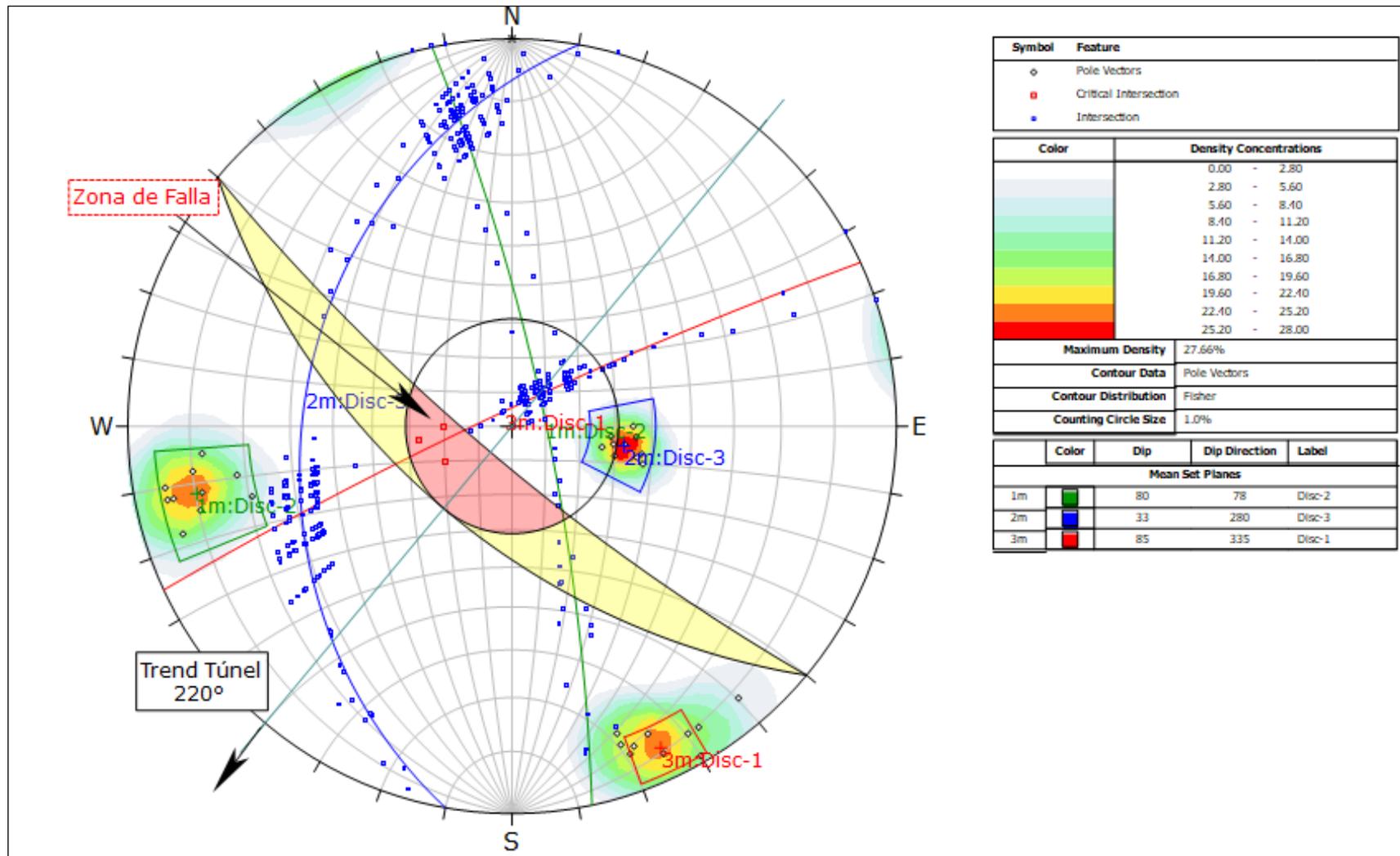


Figura 45. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación desfavorable a la excavación.

3.13.1.1 Análisis de Estabilidad de Cuñas por Unwedge Estación N°1

Mediante el análisis con estereogramas en Dips.v6, se logró identificar falla en el macizo rocoso por desprendimiento de cuñas, posterior a ello en el software Unwedge se determinó el Factor de seguridad de estas cuñas.

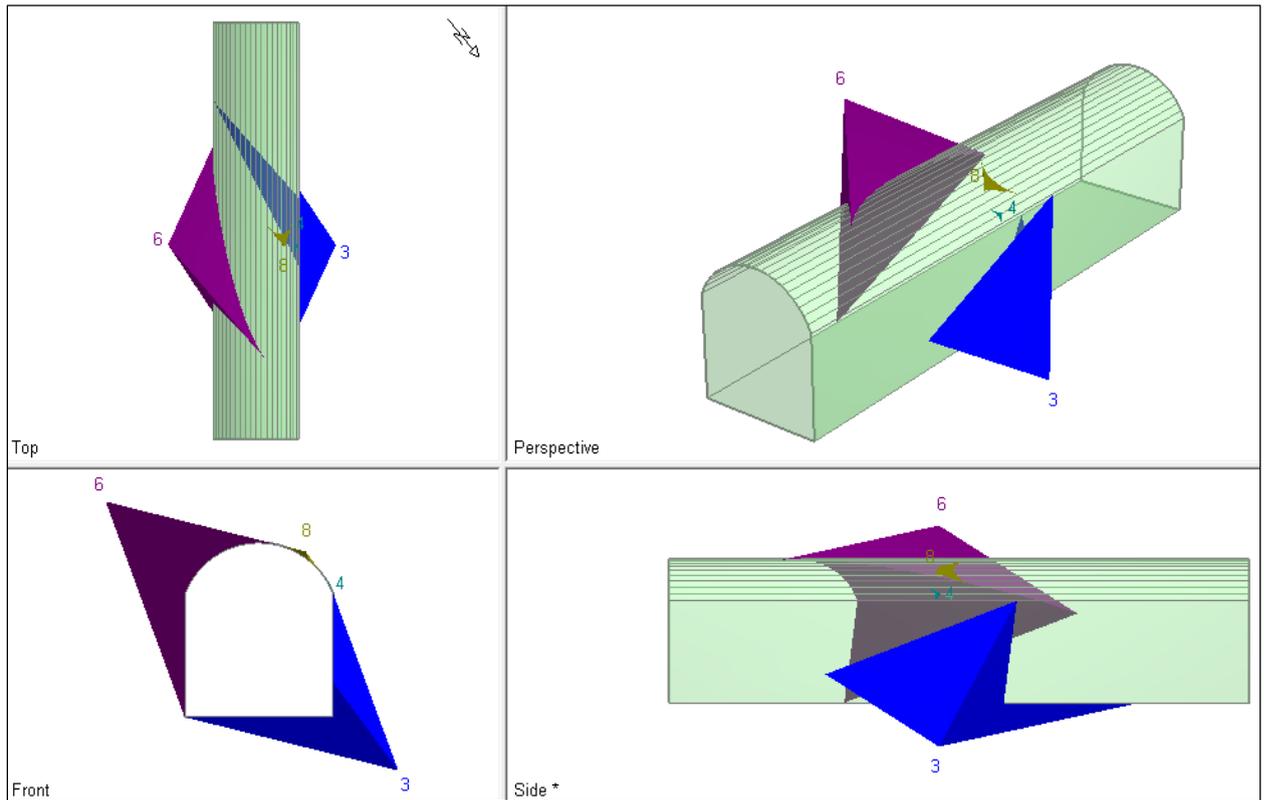


Figura 46. Formación de cuñas con potencial de caída en hastial izquierdo (6) y corona (8), formados por la Disc-1 y Disc-2.

Tabla 14

Factor de Seguridad de las Cuñas Estación Geomecánica N°1.

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LAS CUÑAS				
ESTACION N° 1	CUÑA - 3	CUÑA - 4	CUÑA - 6	CUÑA - 8
Ubicación	Cuña Inferior Derecha	Cuña Superior Derecha	Cuña Superior Izquierda	Cuña Superior Derecha
FS	Estable	13.79	1.921	0
Weight	3.628 tonnes	0.000 tonnes	6.007 tonnes	0.005 tonnes
Volume (m3)	1.344 m3	0.000 m3	2.225 m3	0.002 m3
Apex Height (m)	1.17 m	0.001 m	1.61 m	0.07 m

3.13.2 Estación Geomecánica N° 02

Comprendida desde el Punto Topográfico P-13; Progresiva 1+700 hasta 1+713.7, (13.7 metros lineales), con una orientación de la excavación: N 273°. El RMR de Bienawski para esta estación geomecánica es de 54, roca tipo III de calidad Regular, el sostenimiento sugerido según Bienawski, 1989 (Tabla N°3), donde nos indica: Empernado sistemático de 3 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla electrosoldada en el techo.

Tabla 15

Clasificación del Macizo Rocosos según RMR (89) - Estación Geomecánica N°2

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR 89)							
PARAMETRO		RANGO DE VALORES				VALOR	
Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (7)	50 - 25 (4)	25 - 5 (2) 5 - 1 (1) <1 (0)	12	
	RQD = $115 - 3.3(J_v)$ %	90 % - 100 % (20)	75 % - 90 % (17)	50 % - 75 % (13)	25 % - 50 % (8)		<25 % (3)
Espaciado de Discontinuidades (m)	>2 m (20)	0,6 - 2m (15)	0,2 - 0,6 m (10)	0,06 - 0,2 (8)	< 0,06 m (5)	8	
Condición de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m (6)	1-3 m (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	>20 m (0)	4
	Abertura	Nada (0)	<0,1 mm (5)	0,1 - 1,0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	1
	Rugosidad	Muy Rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Suave (0)	3
	Relleno	Ninguno (0)	Relleno Duro <5 mm (4)	Relleno Duro > 5 mm (2)	Relleno Blando < 5mm (1)	Relleno Blando > 5 mm (0)	1
	Alteración	Inalterada (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (1)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Ligeramente Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)	10	
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
Dirección y Buzamiento Túneles	Muy Favorable 0	Favorable -2	Media -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	-5	
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO							
RMR DESCRIPCION	100 - 81 MUY BUENA (I)	80 - 61 BUENA (II)	60 - 41 REGULAR (III)	40 - 21 MALA (IV)	20 - 0 MUY MALA (V)	54	

Para determinar los parámetros de resistencia de la roca en la Estación Geomecánica N°2 se utilizó el software RocData v.4 de Rocscience, como se muestra en la Fig.47, mediante el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se tiene como datos de entrada una roca del tipo monzogranito de RCU 175 Mpa, GSI moderadamente fracturado-bueno y Factor de Disturbancia (D) de 0.5.

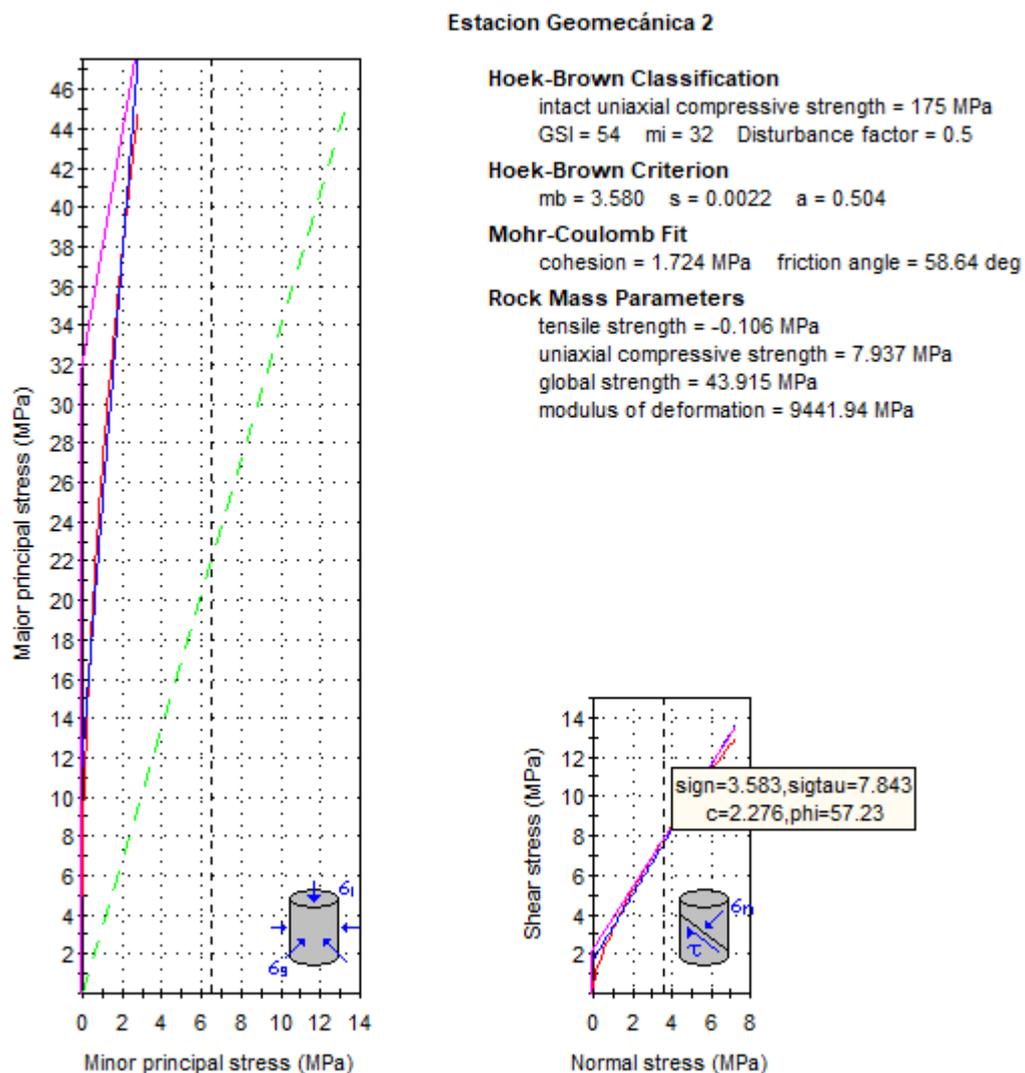


Figura 47. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte (derecha). Estación Geomecánica N°2.

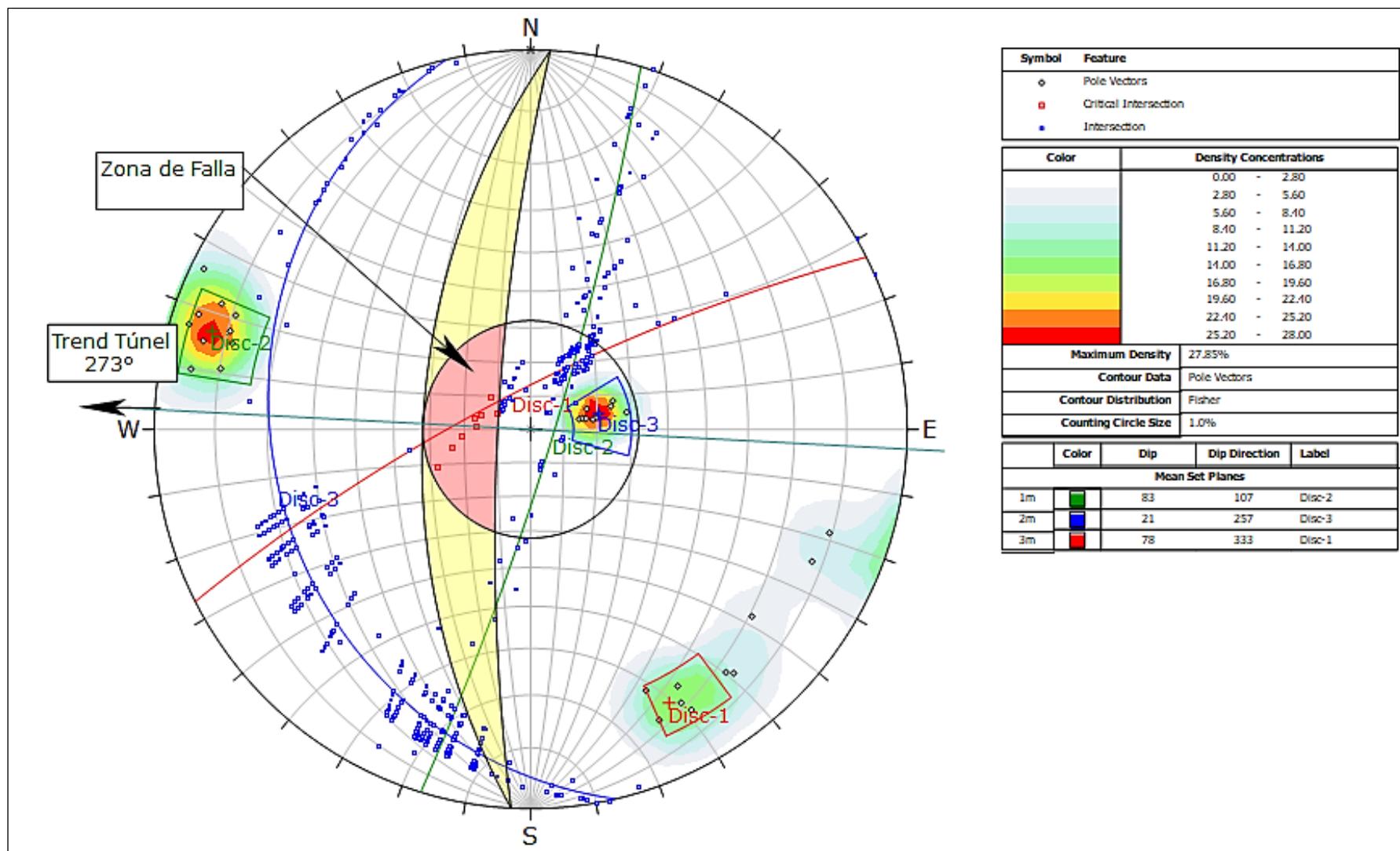


Figura 48. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación desfavorable a la excavación.

3.13.2.1 Análisis de Estabilidad por Unwedge Estación Geomecánica N°2

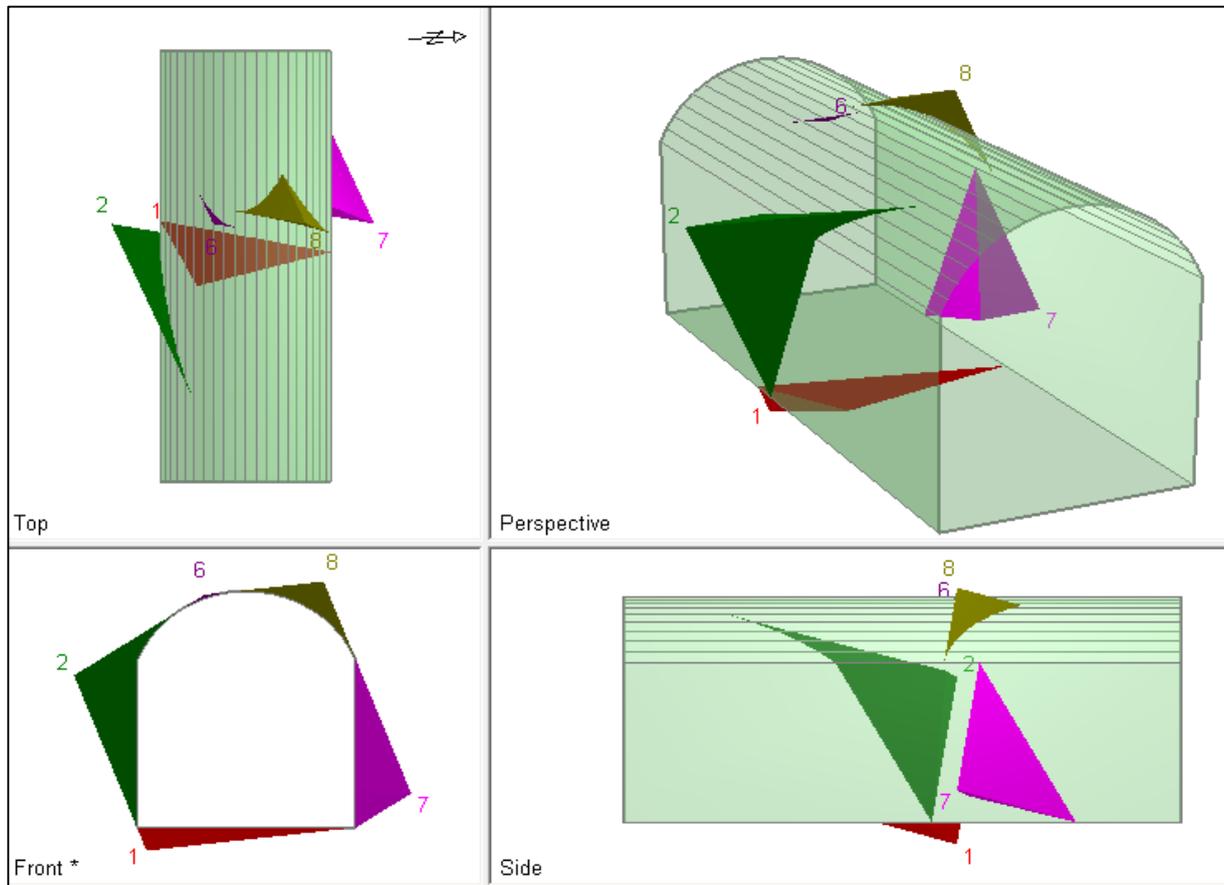


Figura 49. Formación de cuñas con potencial de caída en hastial izquierdo (2) y corona (8), formados por la Disc-1 y Disc-2.

Tabla 16

Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N°2.

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LAS CUÑAS					
ESTACION N° 2	CUÑA - 1	CUÑA - 2	CUÑA - 6	CUÑA - 7	CUÑA - 8
Ubicación	Cuña Piso	Cuña Superior Izquierda	Cuña Techo	Cuña Inferior Derecha	Cuña Techo
FS	Estable	1.266	3.618	1.581	0.000
Weight	0.169 tonnes	0.576 tonnes	0.001 tonnes	0.379 tonnes	0.074 tonnes
Volume (m3)	0.063 m3	0.213 m3	0.000 m3	0.140 m3	0.028 m3
Apex Height (m)	0.23 m	0.60 m	0.03 m	0.53 m	0.30 m

3.13.3 Estación Geomecánica N° 03

Comprendida desde la Progresiva 1+713.7 hasta 1+728, hasta el Punto Topográfico (P14), (14.3 metros lineales), con una orientación de la excavación: N° 272°.

El RMR de Bienawski para esta estación geomecánica es de 54, roca tipo III de calidad Regular, el sostenimiento sugerido según Bienawski, 1989 (Tabla N°3), donde nos indica: Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla electrosoldada en el techo.

Tabla 17

Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N°3

CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO RMR (89)							
PARAMETRO		RANGO DE VALORES				VALOR	
Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (7)	50 - 25 (4)	25 - 5 (2) 5 - 1 (1) <1 (0)	12	
	RQD = $115 - 3.3(Jv)$ %	90 % - 100 % (20)	75 % - 90 % (17)	50 % - 75 % (13)	25 % - 50% (8)	<25 % (3)	13
Espaciado de Discontinuidades (m)	>2 m (20)	0,6 - 2m (15)	0,2 - 0,6 m (10)	0,06 - 0,2 (8)	< 0,06 m (5)	8	
Condición de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m (6)	1-3 m (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	>20 m (0)	6
	Abertura	Nada (0)	<0,1 mm (5)	0,1 - 1,0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	1
	Rugosidad	Muy Rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Suave (0)	3
	Relleno	Ninguno (0)	Relleno Duro <5 mm (4)	Relleno Duro > 5 mm (2)	Relleno Blando < 5mm (1)	Relleno Blando > 5 mm (0)	1
	Alteración	Inalterada (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (1)	Descompuesta (0)	5
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Ligeramente Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)	10	
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
Dirección y Buzamiento Túneles	Muy Favorable 0	Favorable -2	Media -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	-5	
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO							
RMR DESCRIPCION	100 - 81 MUY BUENA (I)	80 - 61 BUENA (II)	60 - 41 REGULAR (III)	40 - 21 MALA (IV)	20 - 0 MUY MALA (V)	54	

Para determinar los parámetros de resistencia de la roca en la Estación Geomecánica N°3, se utilizó el software RocData v.4 de Rocscience, como se muestra en la Fig.50, mediante el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se tiene como datos de entrada una roca del tipo monzogranito de RCU 175 Mpa, GSI levemente fracturado-bueno y Factor de Disturbancia (D) de 0.5.

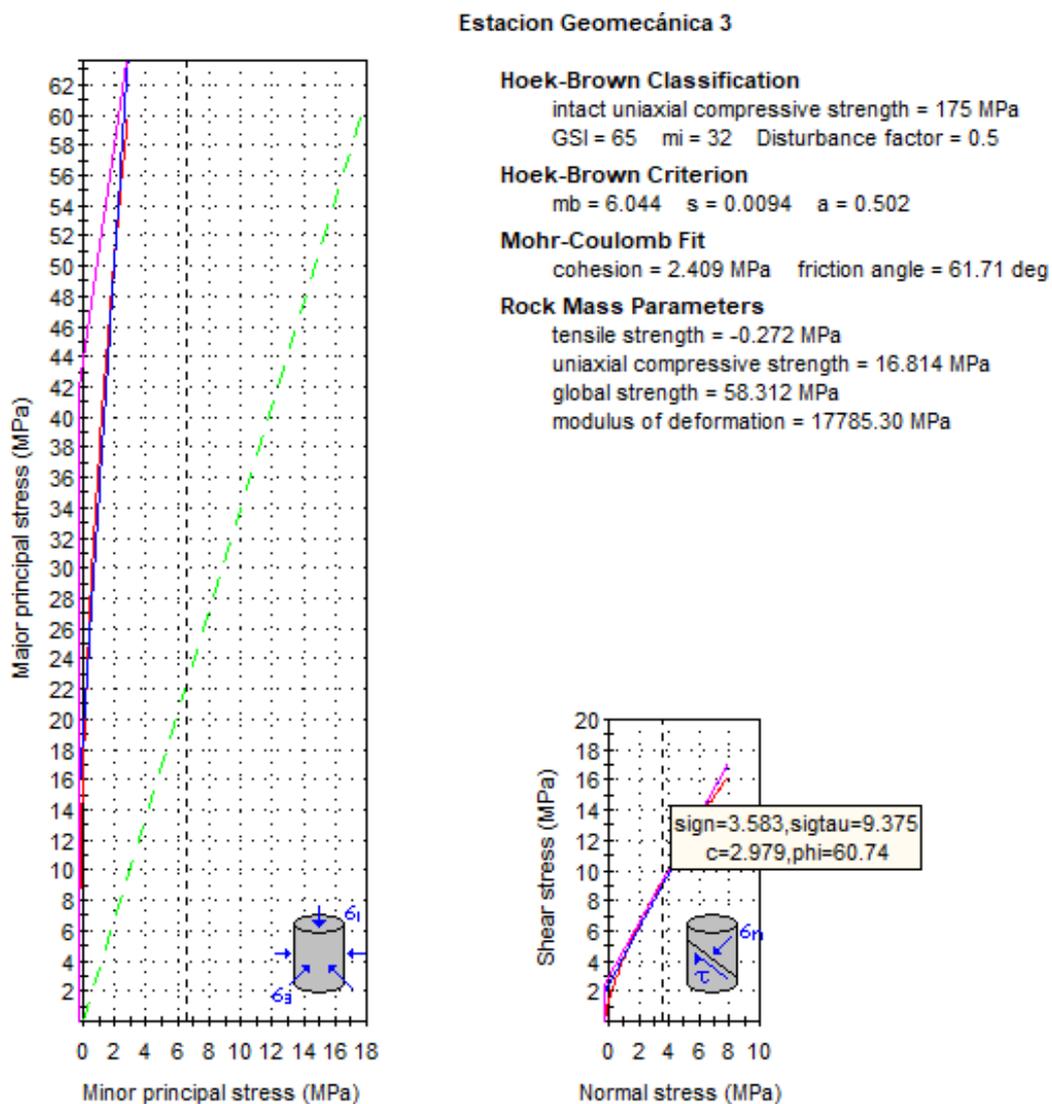


Figura 50. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N° 3

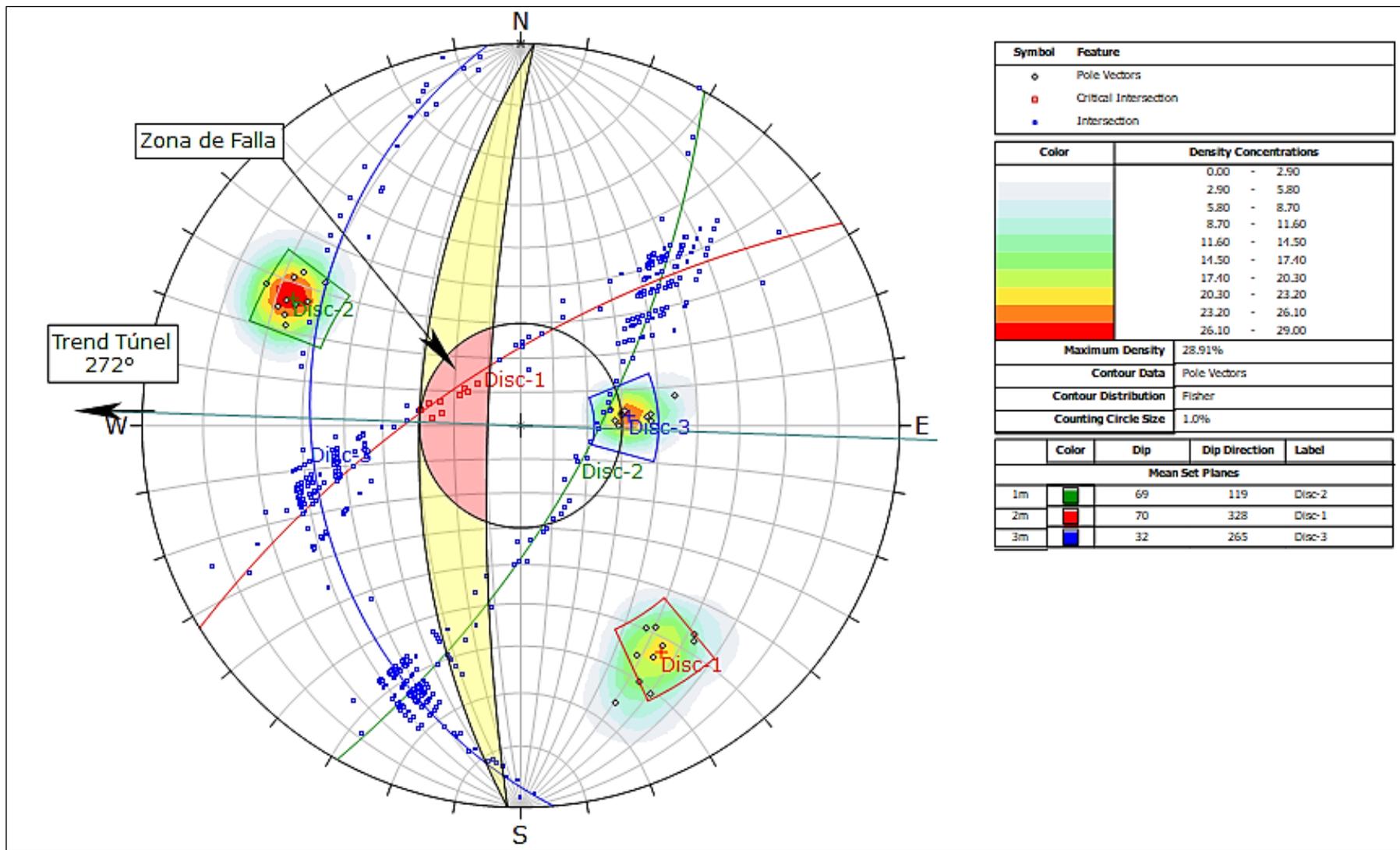


Figura 51. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.

3.13.3.1 Análisis de Estabilidad por Unwedge Estación N°3

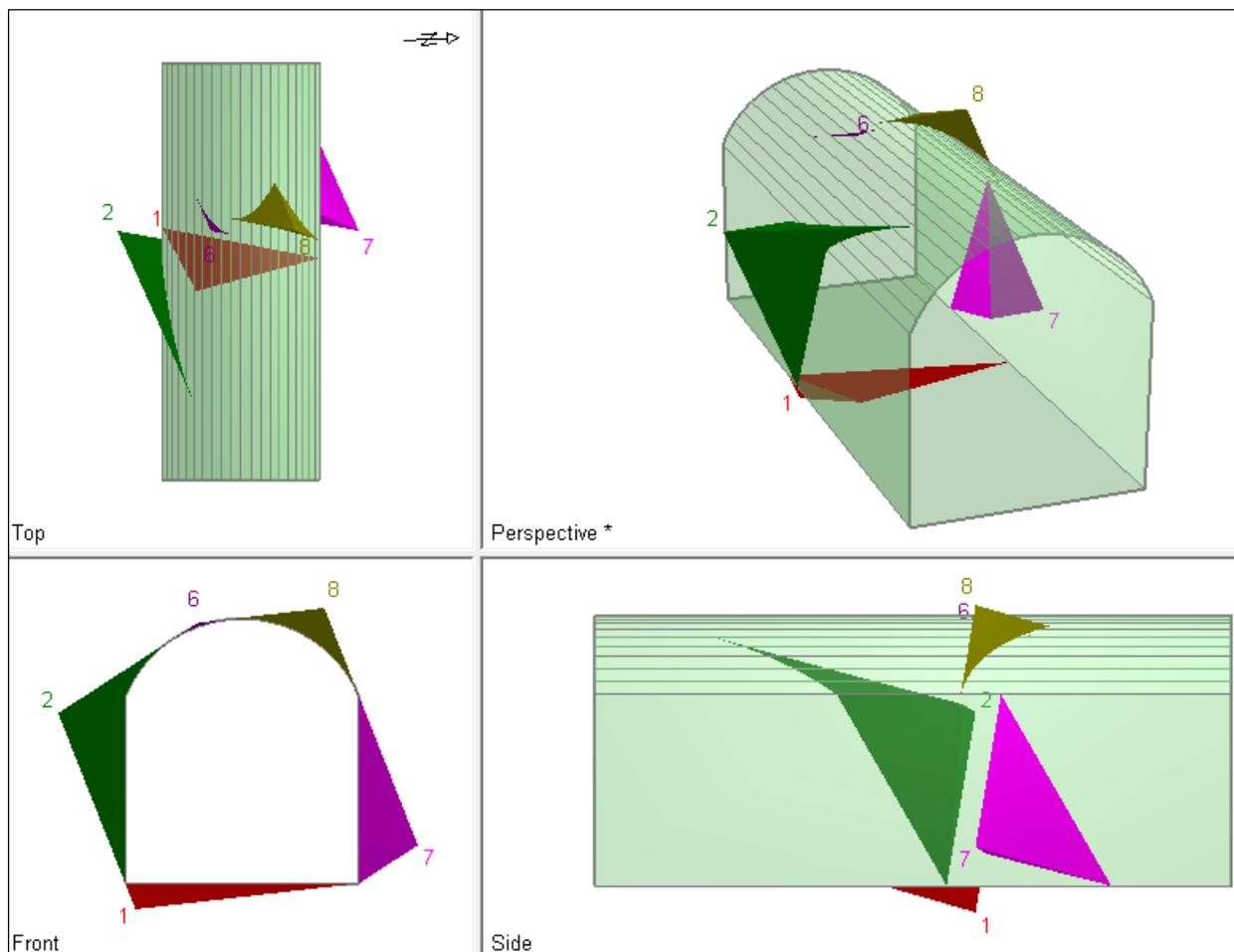


Figura 52. Formación de cuñas con potencial de caída en hastial izquierdo (2) y corona (8), formados por la Disc-1 y Disc-2.

Tabla 18

Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N° 3

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LAS CUÑAS					
ESTACION N° 3	CUÑA - 1	CUÑA - 2	CUÑA - 6	CUÑA - 8	CUÑA - 7
Ubicación	Cuña Piso	Cuña Inferior Izquierda	Cuña Techo	Cuña Techo	Cuña Inferior Derecha
FS	Estable	2.247	4.929	0.000ind	1.956
Weight	0.267 tonnes	0.524 tonnes	0.001 tonnes	0.010 tonnes	0.591 tonnes
Volume (m3)	0.099 m3	0.194 m3	0.000 m3	0.004 m3	0.219 m3
Apex Height (m)	0.45 m	0.83 m	0.05 m	0.16 m	0.86 m

3.13.4 Estación Geomecánica N° 04

Comprendida desde la Progresiva 1+728 hasta 1+739, (11 metros lineales), con una orientación de la excavación: N° 275°.

El RMR de Bienawski para esta estación geomecánica es de 54, roca tipo III de calidad Regular, el sostenimiento sugerido según Bienawski, 1989 (Tabla N°3), donde nos indica: Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla electrosoldada en el techo.

Tabla 19

Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N°4.

CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO RMR (89)							
PARAMETRO		RANGO DE VALORES				VALOR	
Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (7)	50 - 25 (4)	25 - 5 (2) 5 - 1 (1) <1 (0)	12	
	RQD = $115 - 3.3(J_v)$ %	90 % - 100 % (20)	75 % - 90 % (17)	50 % - 75 % (13)	25 % - 50 % (8)	<25 % (3)	13
Espaciado de Discontinuidades (m)		>2 m (20)	0,6 - 2m (15)	0,2 - 0,6 m (10)	0,06 - 0,2 (8)	< 0,06 m (5)	8
Condición de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m (6)	1-3 m (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	>20 m (0)	6
	Abertura	Nada (0)	<0,1 mm (5)	0,1 - 1,0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	1
	Rugosidad	Muy Rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Suave (0)	3
	Relleno	Ninguno (0)	Relleno Duro <5 mm (4)	Relleno Duro > 5 mm (2)	Relleno Blando < 5mm (1)	Relleno Blando > 5 mm (0)	1
	Alteración	Inalterada (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (1)	Descompuesta (0)	5
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Ligeramente Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)	10
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
Dirección y Buzamiento Túneles		Muy Favorable 0	Favorable -2	Media -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	-5
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO							
RMR DESCRIPCION		100 - 81 MUY BUENA (I)	80 - 61 BUENA (II)	60 - 41 REGULAR (III)	40 - 21 MALA (IV)	20 - 0 MUY MALA (V)	54

Para determinar los parámetros de resistencia de la roca en la Estación Geomecánica N°4, se utilizó el software RocData v.4 de Rocscience, como se muestra en la Fig.53, mediante el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se tiene como datos de entrada una roca del tipo monzogranito de RCU 175 Mpa, GSI levemente fracturado-bueno y Factor de Disturbancia (D) de 0.5.

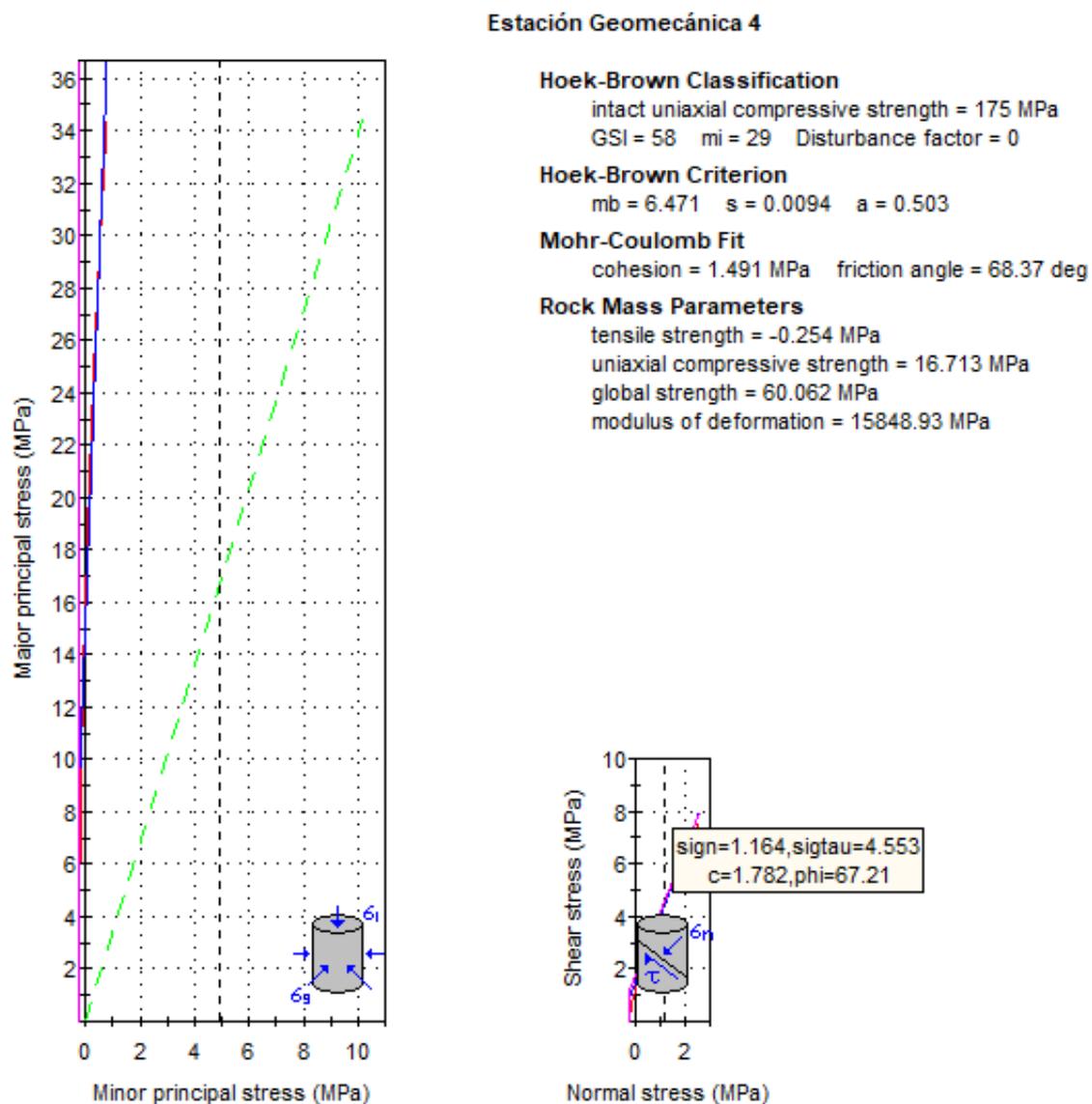


Figura 53. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°4.

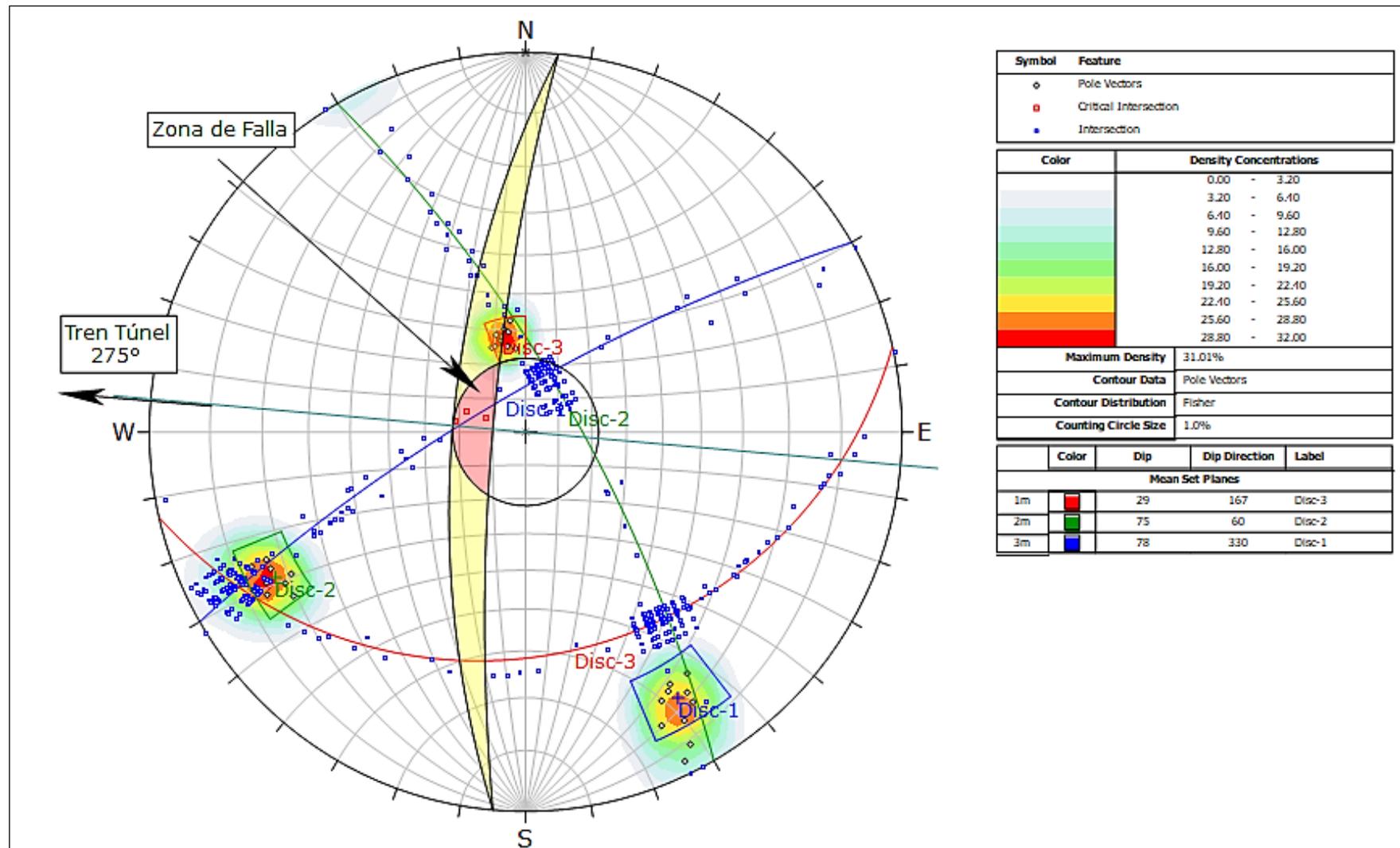


Figura 54. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.

3.13.4.1 Análisis de Estabilidad por Unwedge Estación N°4

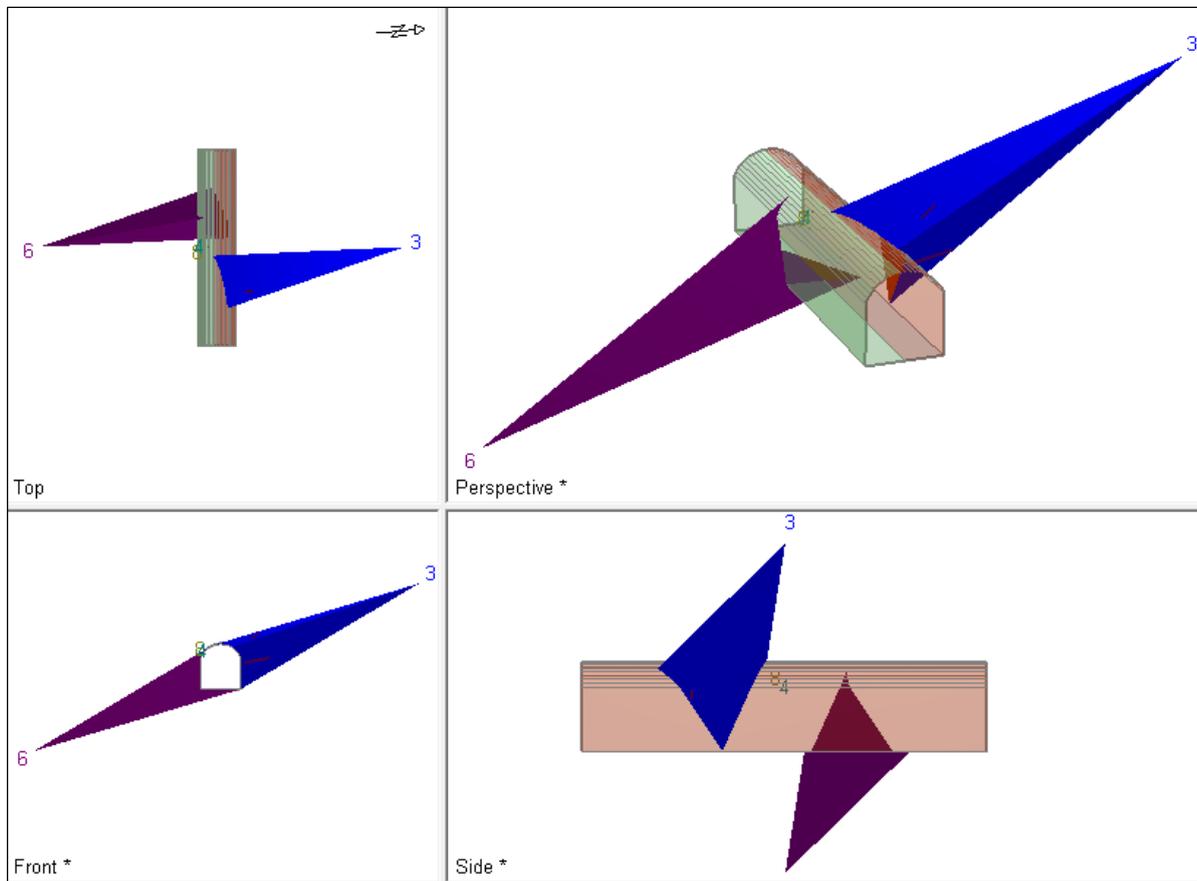


Figura 55. Formación de cuñas con potencial de caída en corona (3).

Tabla 20

Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N°4.

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LAS CUÑAS			
ESTACION N° 4	CUÑA - 3	CUÑA - 4	CUÑA - 6
Ubicación	Cuña Superior Derecha	Cuña Techo	Cuña Inferior Izquierda
FS	0.911	265.874	Estable
Weight	32.510 tonnes	0.000 tonnes	27.691 tonnes
Volume (m3)	12.041 m3	0.000 m3	10.256 m3
Apex Height (m)	10.11 m	0.00 m	9.34 m

3.13.5 Estación Geomecánica N° 05

Comprendida desde la Progresiva 1+739 hasta 1+750, (11 metros lineales), con una orientación de la excavación: N° 275°.

El RMR de Bienawski para esta estación geomecánica es de 51, roca tipo III de calidad Regular, el sostenimiento sugerido según Bienawski, 1989 (Tabla N°3), donde nos indica: Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla electrosoldada en el techo.

Tabla 21

Clasificación del Macizo Rocosó según RMR (89) - Estación Geomecánica N°5

CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO RMR (89)							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALOR	
Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (7)	50 - 25 (4)	25 - 5 (2) 5 - 1 (1) <1 (0)	12	
RQD = $115 - 3.3(J_v)$ %	90 % - 100 % (20)	75 % 90 % (17)	50 % - 75 % (13)	25 % - 50% (8)	<25 % (3)	13	
Espaciado de Discontinuidades (m)	>2 m (20)	0,6 - 2m (15)	0,2 - 0,6 m (10)	0,06 - 0,2 (8)	< 0,06 m (5)	8	
Condición de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m (6)	1-3 m (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	>20 m (0)	4
	Abertura	Nada (0)	<0,1 mm (5)	0,1 - 1,0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	1
	Rugosidad	Muy Rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.Rugosa (3)	Lisa (1)	Suave (0)	3
	Relleno	Ninguno (0)	Relleno Duro <5 mm (4)	Relleno Duro > 5 mm (2)	Relleno Blando < 5mm (1)	Relleno Blando > 5 mm (0)	2
	Alteración	Inalterada (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (1)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Ligeramente Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)	10	
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
Dirección y Buzamiento Túneles	Muy Favorable 0	Favorable -2	Media -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	-5	
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO							
RMR DESCRIPCION	100 - 81 MUY BUENA (I)	80 - 61 BUENA (II)	60 - 41 REGULAR (III)	40 - 21 MALA (IV)	20 - 0 MUY MALA (V)	51	

Para determinar los parámetros de resistencia de la roca en la Estación Geomecánica N°5 se utilizó el software RocData v.4 de Rocscience, como se muestra en la Fig.56, mediante el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se tiene como datos de entrada una roca del tipo monzogranito de RCU 175 Mpa, GSI levemente fracturado-bueno y Factor de Disturbancia (D) de 0.5.

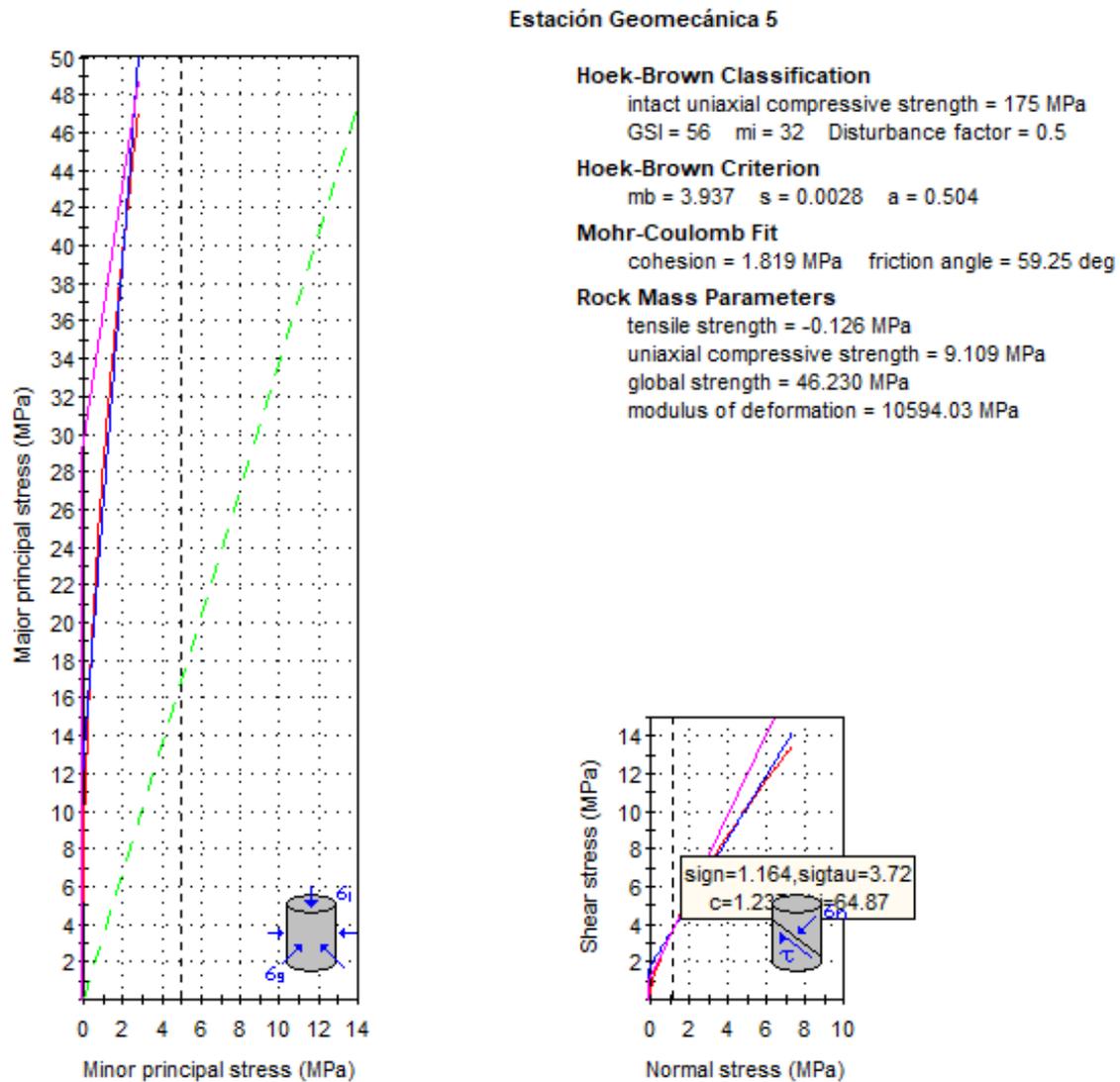


Figura 56. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°5.

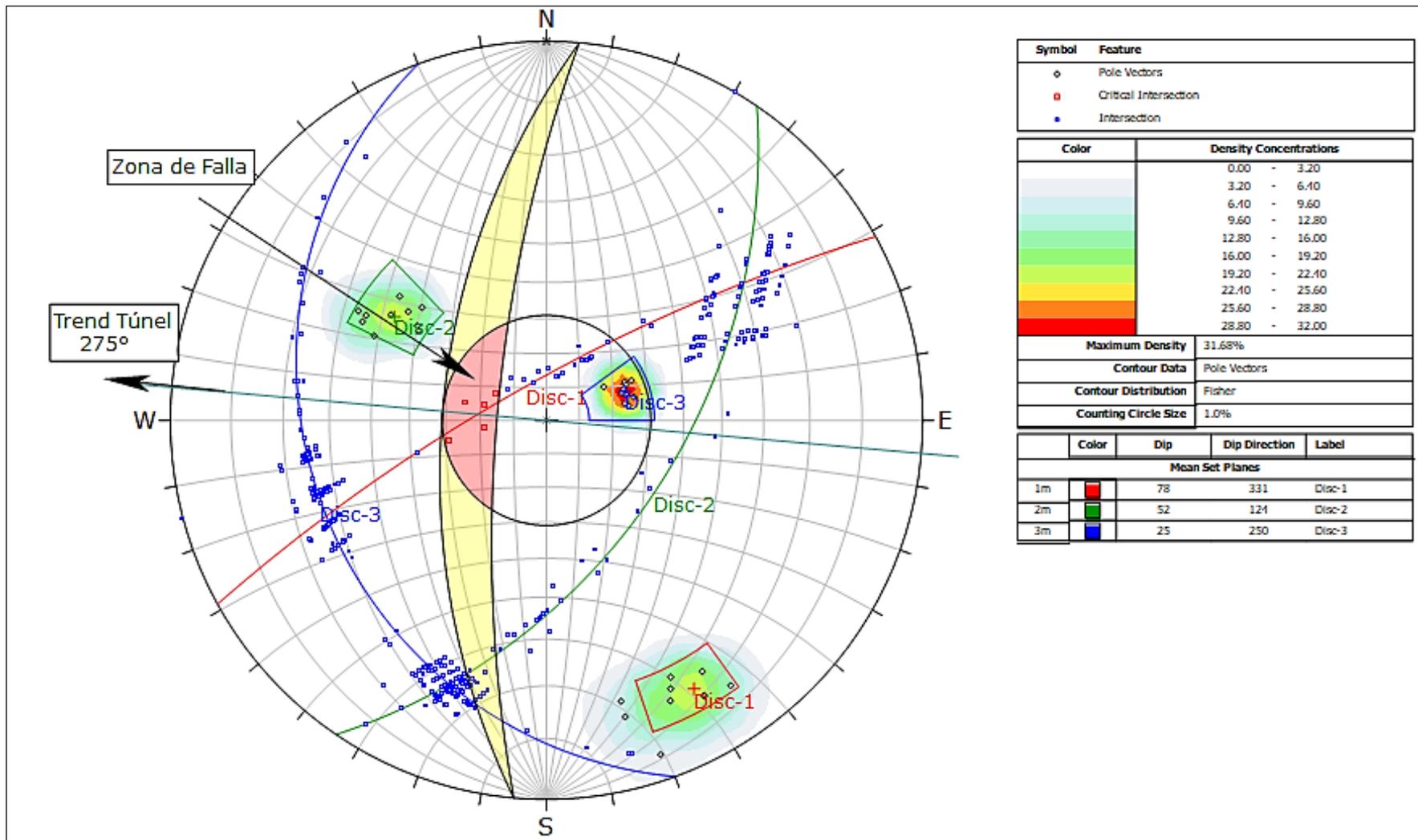


Figura 57. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.

3.13.5.1 Análisis de Estabilidad por Unwedge Estación N°5

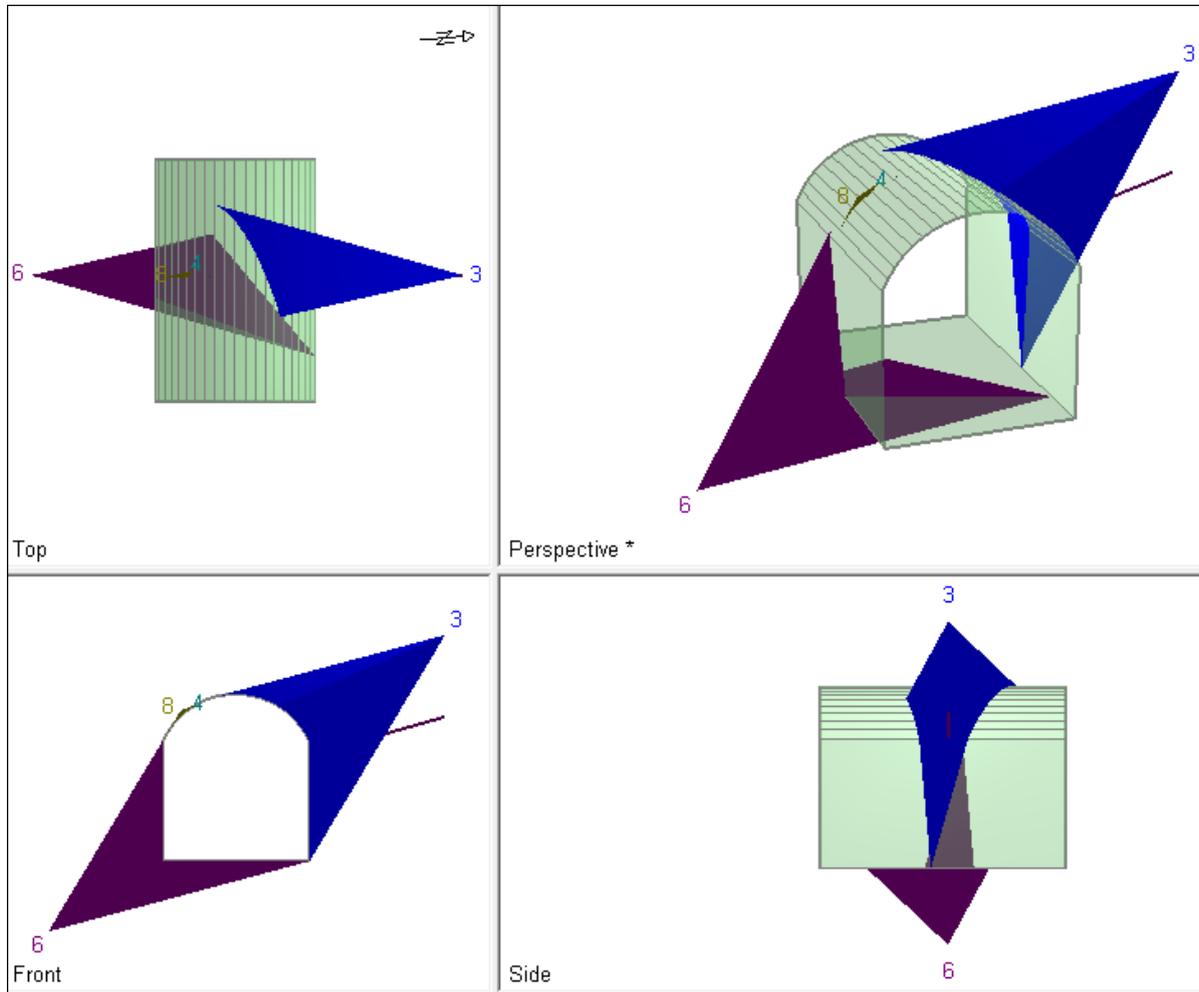


Figura 58. Formación de cuñas con potencial de caída en corona (3).

Tabla 22

Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N°5

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LAS CUÑAS			
ESTACION N° 5	CUÑA - 3	CUÑA - 6	CUÑA - 8
Ubicación	Cuña Superior Derecha	Cuña Inferior Izquierda	Cuña Superior Izquierda
FS	1.167	Estable	0.000
Weight	2.810 tonnes	0.000 tonnes	27.691 tonnes
Volume (m3)	1.041 m3	2.103 m3	0.001 m3
Apex Height (m)	2.45 m	1.91 m	0.06 m

3.13.6 Estación Geomecánica N° 06

Comprendida desde la Progresiva 1+750 hasta 1+761, (11 metros lineales), con una orientación de la excavación: N° 275°.

El RMR de Bienawski para esta estación geomecánica es de 51, roca tipo III de calidad Regular, el sostenimiento sugerido según Bienawski, 1989 (Tabla N°3), donde nos indica: Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla electrosoldada en el techo.

Tabla 23

Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 6

CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO RMR (89)							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALOR	
Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (7)	50 - 25 (4)	25 - 5 (2) 5 - 1 (1) <1 (0)	12	
RQD = $115 - 3.3(J_v)$ %	90 % - 100 % (20)	75 % - 90 % (17)	50 % - 75 % (13)	25 % - 50 % (8)	<25 % (3)	13	
Espaciado de Discontinuidades (m)	>2 m (20)	0,6 - 2m (15)	0,2 - 0,6 m (10)	0,06 - 0,2 (8)	< 0,06 m (5)	8	
Condición de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m (6)	1-3 m (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	>20 m (0)	4
	Abertura	Nada (0)	<0,1 mm (5)	0,1 - 1,0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	1
	Rugosidad	Muy Rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Suave (0)	3
	Relleno	Ninguno (0)	Relleno Duro <5 mm (4)	Relleno Duro > 5 mm (2)	Relleno Blando < 5mm (1)	Relleno Blando > 5 mm (0)	2
	Alteración	Inalterada (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (1)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Ligeramente Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)	10	
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
Dirección y Buzamiento Túneles	Muy Favorable 0	Favorable -2	Media -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	-5	
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO							
RMR DESCRIPCION	100 - 81 MUY BUENA (I)	80 - 61 BUENA (II)	60 - 41 REGULAR (III)	40 - 21 MALA (IV)	20 - 0 MUY MALA (V)	51	

Para determinar los parámetros de resistencia de la roca en la Estación Geomecánica N°6 se utilizó el software RocData v.4 de Rocscience, como se muestra en la Fig.59, mediante el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se tiene como datos de entrada una roca del tipo monzogranito de RCU 120 Mpa, GSI moderadamente fracturado-bueno y Factor de Disturbancia (D) de 0.5.

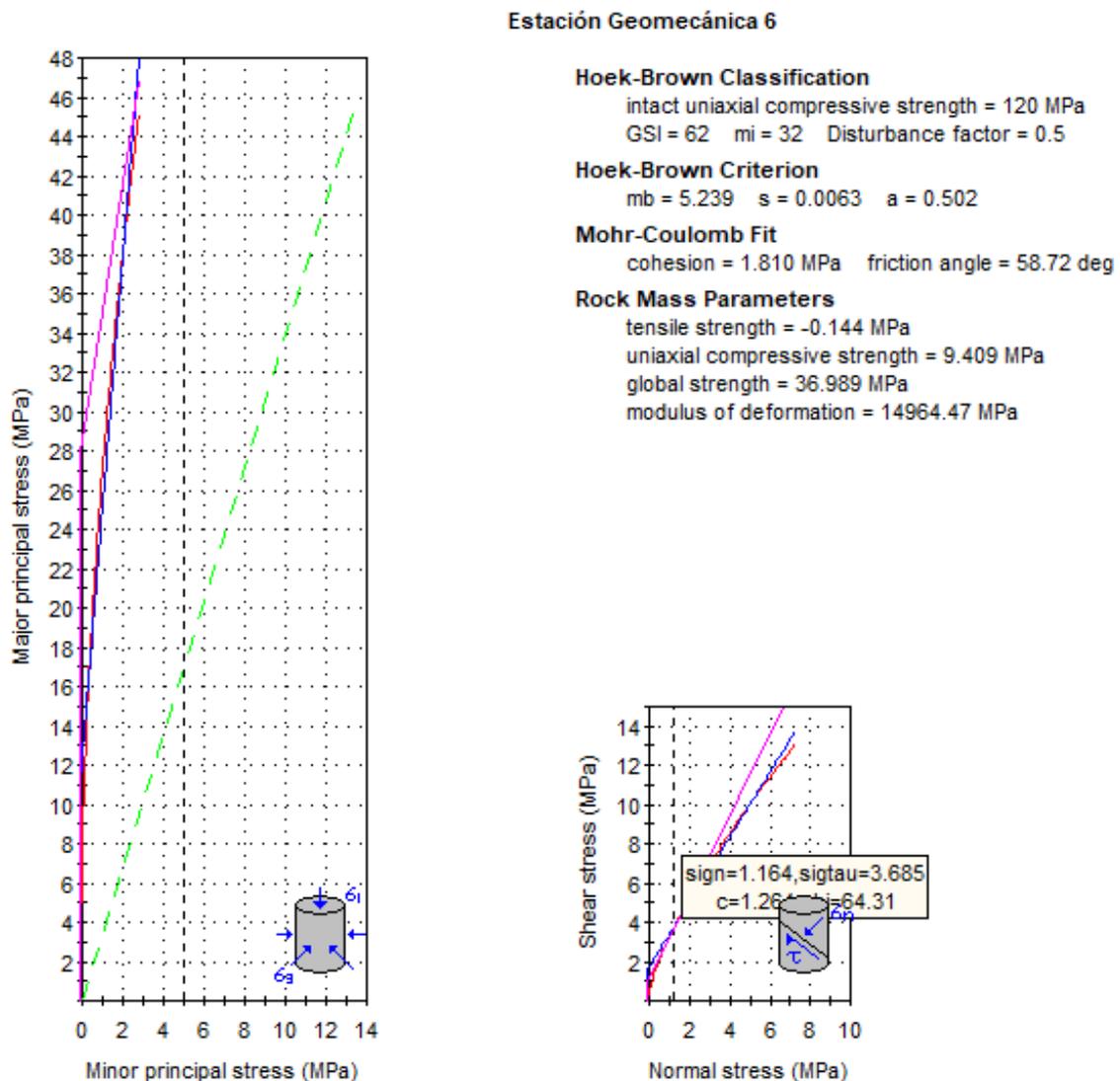


Figura 59. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°6.

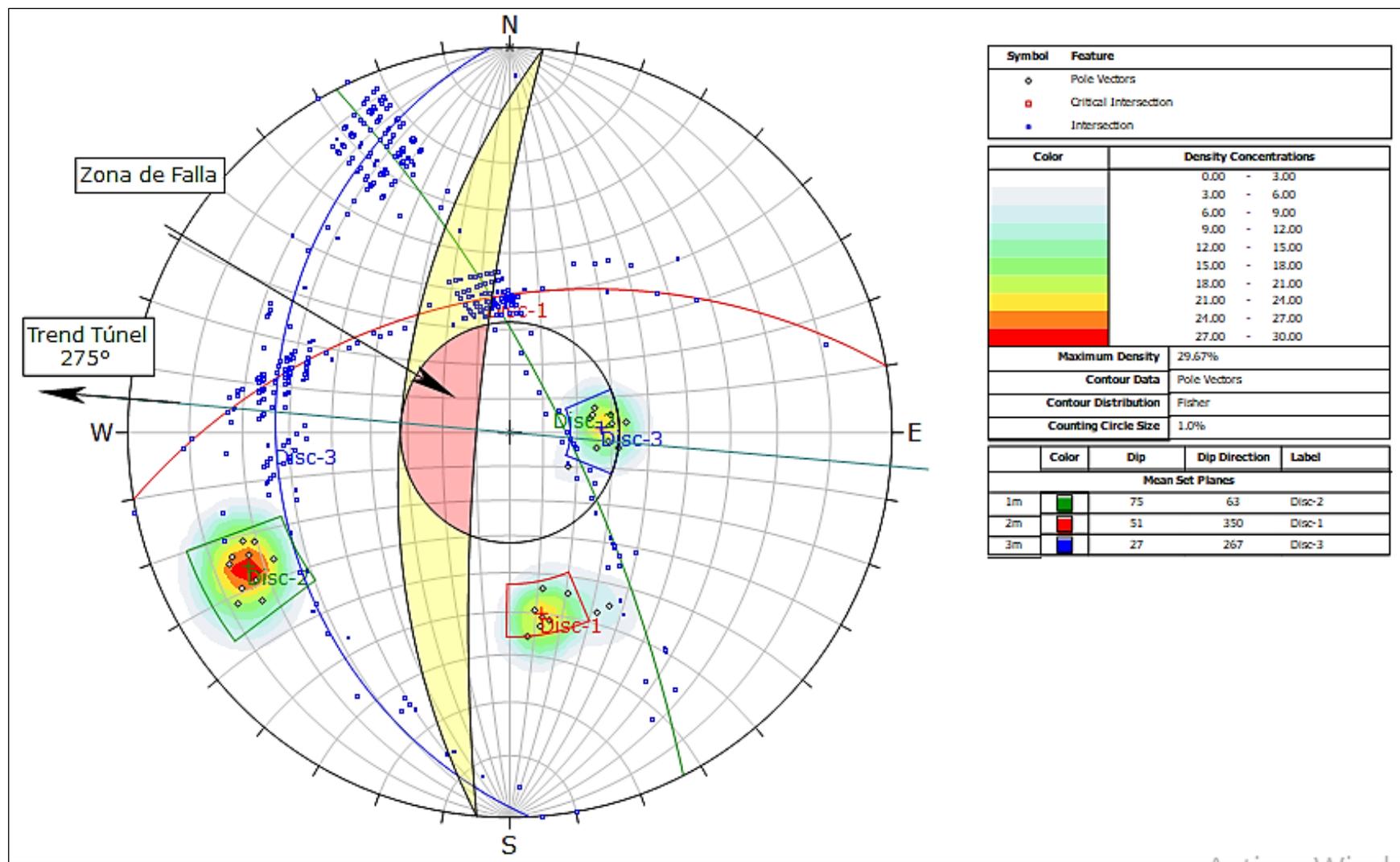


Figura 60. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.

3.13.6.1 Análisis de Estabilidad por Udewedge Estación N°6

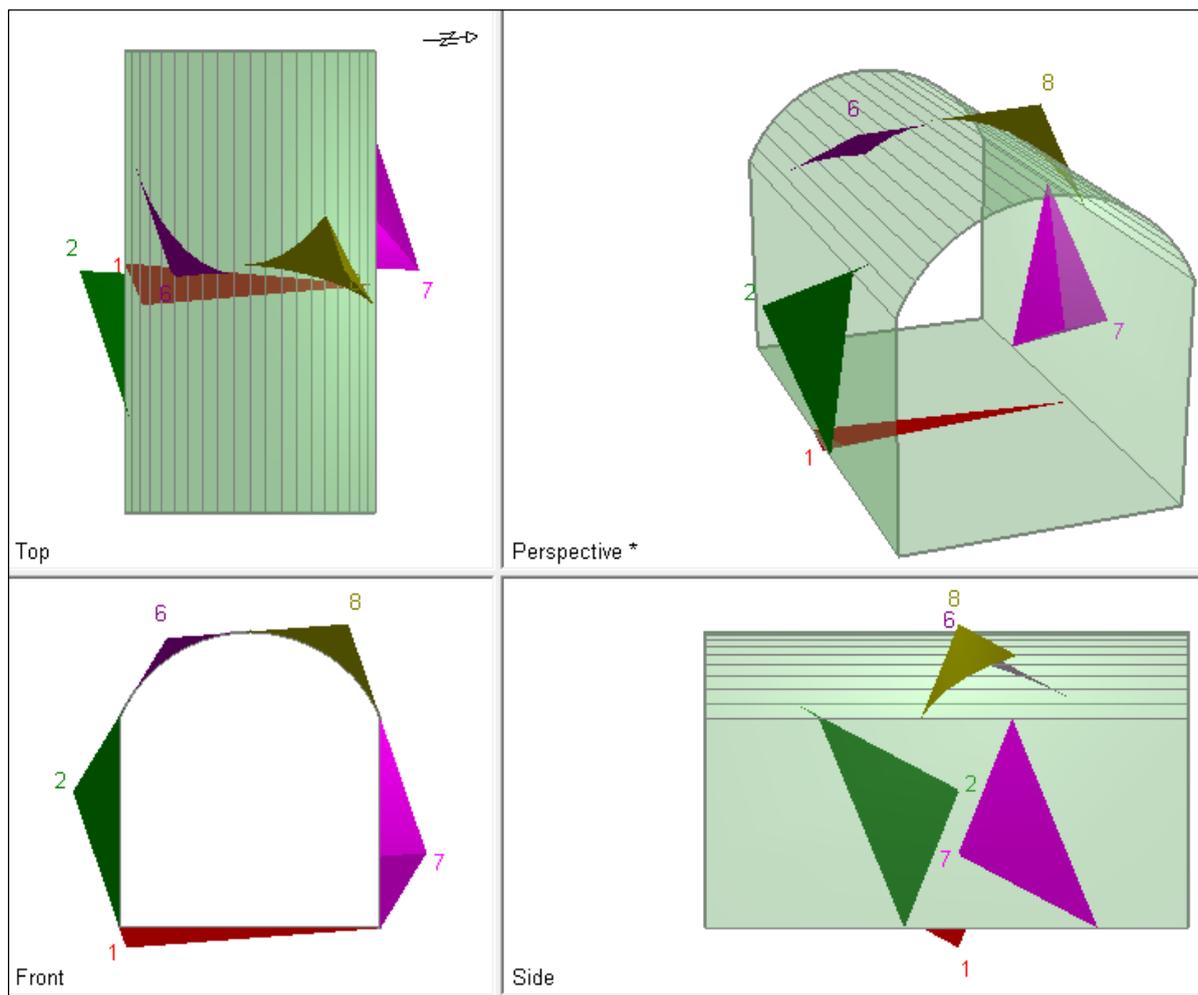


Figura 61. Formación de cuñas inestables en el techo de la excavación (6) y (8).

Tabla 24

Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N° 6

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LAS CUÑAS					
ESTACION N° 6	CUÑA - 1	CUÑA - 2	CUÑA - 6	CUÑA - 7	CUÑA - 8
Ubicación	Cuña Piso	Cuña Inferior Izquierda	Cuña Techo	Cuña Inferior Derecha	Cuña Techo
FS	Estable	1.641	1.541	1.88	0.000
Weight	0.051 tonnes	0.255 tonnes	0.013 tonnes	0.244 tonnes	0.068 tonnes
Volume (m3)	0.019 m3	0.094 m3	0.005 m3	0.090 m3	0.025 m3
Apex Height (m)	0.16 m	0.38 m	0.14 m	0.37 m	0.30 m

3.13.7 Estación Geomecánica N° 7

Comprendida desde la Progresiva 1+761 hasta 1+772, (11 metros lineales), con una orientación de la excavación: N° 275°.

El RMR de Bienawski para esta estación geomecánica es de 52, roca tipo III de calidad Regular, el sostenimiento sugerido según Bienawski, 1989 (Tabla N°3), donde nos indica: Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla electrosoldada en el techo.

Tabla 25

Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 7

CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO RMR (89)							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALOR	
Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (7)	50 - 25 (4)	25 - 5 (2) 5 - 1 (1) <1 (0)	12	
RQD = $115 - 3.3(J_v)$ %	90 % - 100 % (20)	75 % - 90 % (17)	50 % - 75 % (13)	25 % - 50 % (8)	<25 % (3)	13	
Espaciado de Discontinuidades (m)	>2 m (20)	0,6 - 2m (15)	0,2 - 0,6 m (10)	0,06 - 0,2 (8)	< 0,06 m (5)	8	
Condición de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m (6)	1-3 m (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	>20 m (0)	4
	Abertura	Nada (0)	<0,1 mm (5)	0,1 - 1,0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	1
	Rugosidad	Muy Rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Suave (0)	5
	Relleno	Ninguno (0)	Relleno Duro <5 mm (4)	Relleno Duro > 5 mm (2)	Relleno Blando < 5mm (1)	Relleno Blando > 5 mm (0)	1
	Alteración	Inalterada (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (1)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Ligeramente Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)	10	
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
Dirección y Buzamiento Túneles	Muy Favorable 0	Favorable -2	Media -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	-5	
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO							
RMR DESCRIPCION	100 - 81 MUY BUENA (I)	80 - 61 BUENA (II)	60 - 41 REGULAR (III)	40 - 21 MALA (IV)	20 - 0 MUY MALA (V)	52	

Para determinar los parámetros de resistencia de la roca en la Estación Geomecánica N°7 se utilizó el software RocData v.4 de Rocscience, como se muestra en la Fig.62, mediante el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se tiene como datos de entrada una roca del tipo monzogranito de RCU 130 Mpa, GSI levemente fracturado-bueno y Factor de Disturbancia (D) de 0.5.

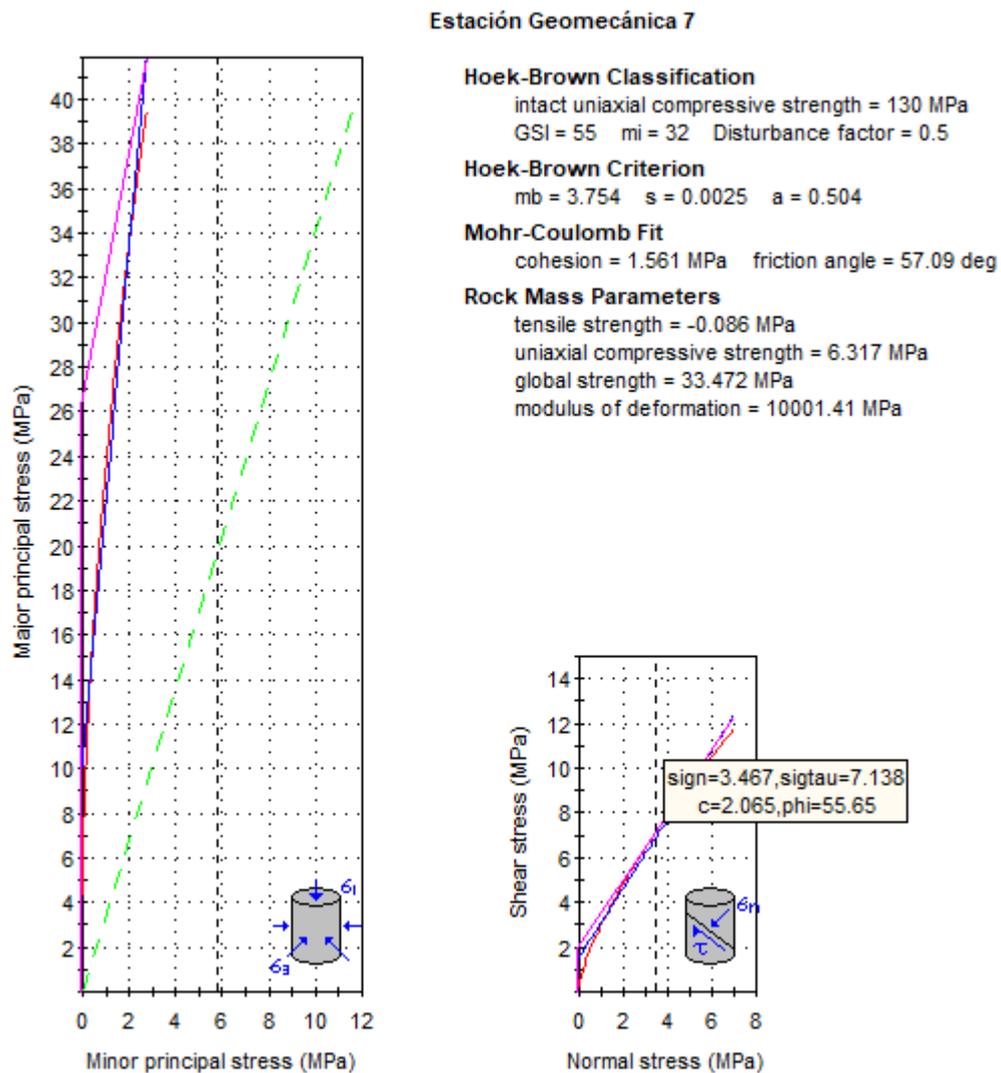


Figura 62. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°7.

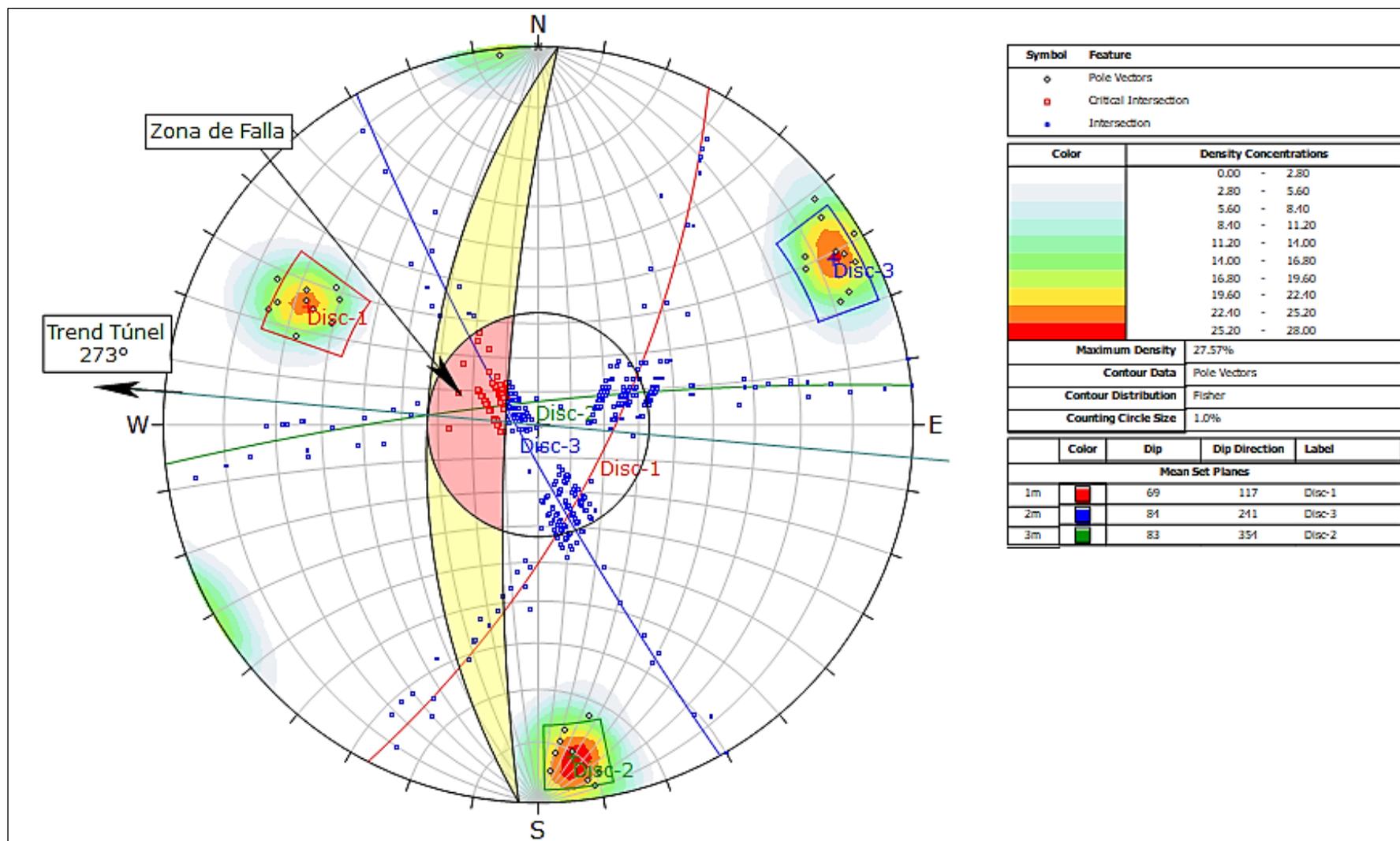


Figura 63. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-2 con orientación regular a la excavación.

3.13.7.1 Análisis de Estabilidad por Udewedge Estación N°7

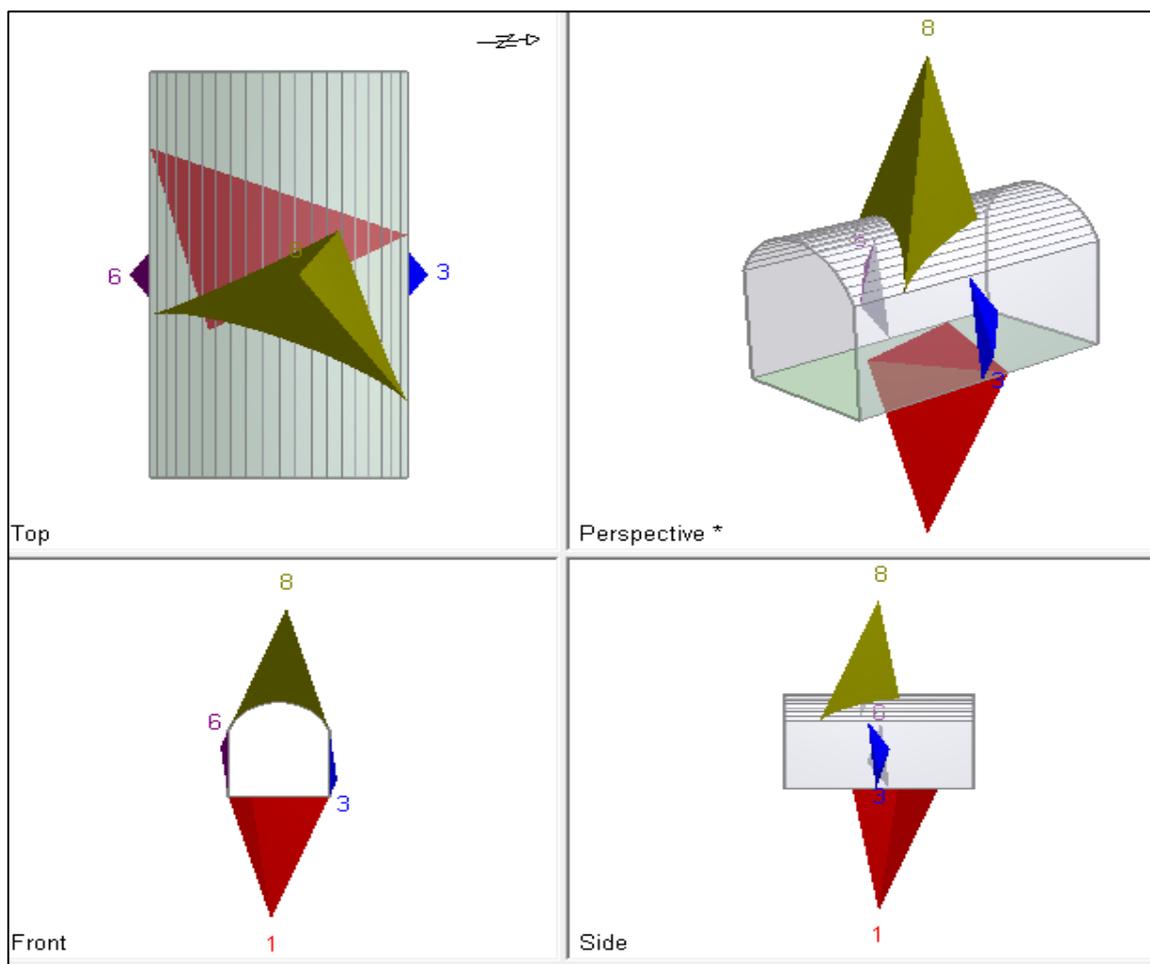


Figura 64. Formación de cuña inestable en el techo de la excavación (8), Estación Geomecánica N°7.

Tabla 26

Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N° 7

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LAS CUÑAS				
ESTACION N°7	CUÑA - 1	CUÑA - 6	CUÑA - 8	CUÑA - 3
Ubicación	Cuña Piso	Cuña Inferior Izquierda	Cuña Techo	Cuña Inferior Derecha
FS	Estable	1.734	0.000	2.179
Weight	4.584 tonnes	0.052 tonnes	2.342 tonnes	0.052 tonnes
Volume (m3)	1.698 m3	0.019 m3	0.867 m3	0.019 m3
Apex Height (m)	3.05 m	0.17 m	2.35 m	0.17 m

3.13.8 Estación Geomecánica N° 8

Comprendida desde la Progresiva 1+772 hasta 1+783, (11 metros lineales), con una orientación de la excavación: N° 275°.

El RMR de Bienawski para esta estación geomecánica es de 52, roca tipo III de calidad Regular, el sostenimiento sugerido según Bienawski, 1989 (Tabla N°3), donde nos indica: Empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla electrosoldada en el techo.

Tabla 27

Clasificación del Macizo Rocoso según RMR (89) - Estación Geomecánica N° 8

CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO RMR (89)							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALOR	
Resistencia a la Compresión Uniaxial (Mpa)	>250 (15)	250 - 100 (12)	100 - 50 (7)	50 - 25 (4)	25 - 5 (2) 5 - 1 (1) <1 (0)	12	
RQD = $115 - 3.3(J_v)$ %	90 % - 100 % (20)	75 % - 90 % (17)	50 % - 75 % (13)	25 % - 50 % (8)	<25 % (3)	13	
Espaciado de Discontinuidades (m)	>2 m (20)	0,6 - 2m (15)	0,2 - 0,6 m (10)	0,06 - 0,2 (8)	< 0,06 m (5)	8	
Condición de las Discontinuidades	Persistencia	<1 m (6)	1-3 m (4)	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	>20 m (0)	4
	Abertura	Nada (0)	<0,1 mm (5)	0,1 - 1,0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	>5 mm (0)	1
	Rugosidad	Muy Rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Suave (0)	5
	Relleno	Ninguno (0)	Relleno Duro <5 mm (4)	Relleno Duro > 5 mm (2)	Relleno Blando < 5mm (1)	Relleno Blando > 5 mm (0)	1
	Alteración	Inalterada (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (1)	Descompuesta (0)	3
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Ligeramente Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua Fluyendo (0)	10	
CORRECCION POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
Dirección y Buzamiento Túneles	Muy Favorable 0	Favorable -2	Media -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	-5	
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO							
RMR DESCRIPCION	100 - 81 MUY BUENA (I)	80 - 61 BUENA (II)	60 - 41 REGULAR (III)	40 - 21 MALA (IV)	20 - 0 MUY MALA (V)	52	

Para determinar los parámetros de resistencia de la roca en la Estación Geomecánica N°8 se utilizó el software RocData v.4 de Rocscience, como se muestra en la Fig.65, mediante el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown, se tiene como datos de entrada una roca del tipo monzogranito de RCU 175 Mpa, GSI levemente fracturado-bueno y Factor de Disturbancia (D) de 0.5.

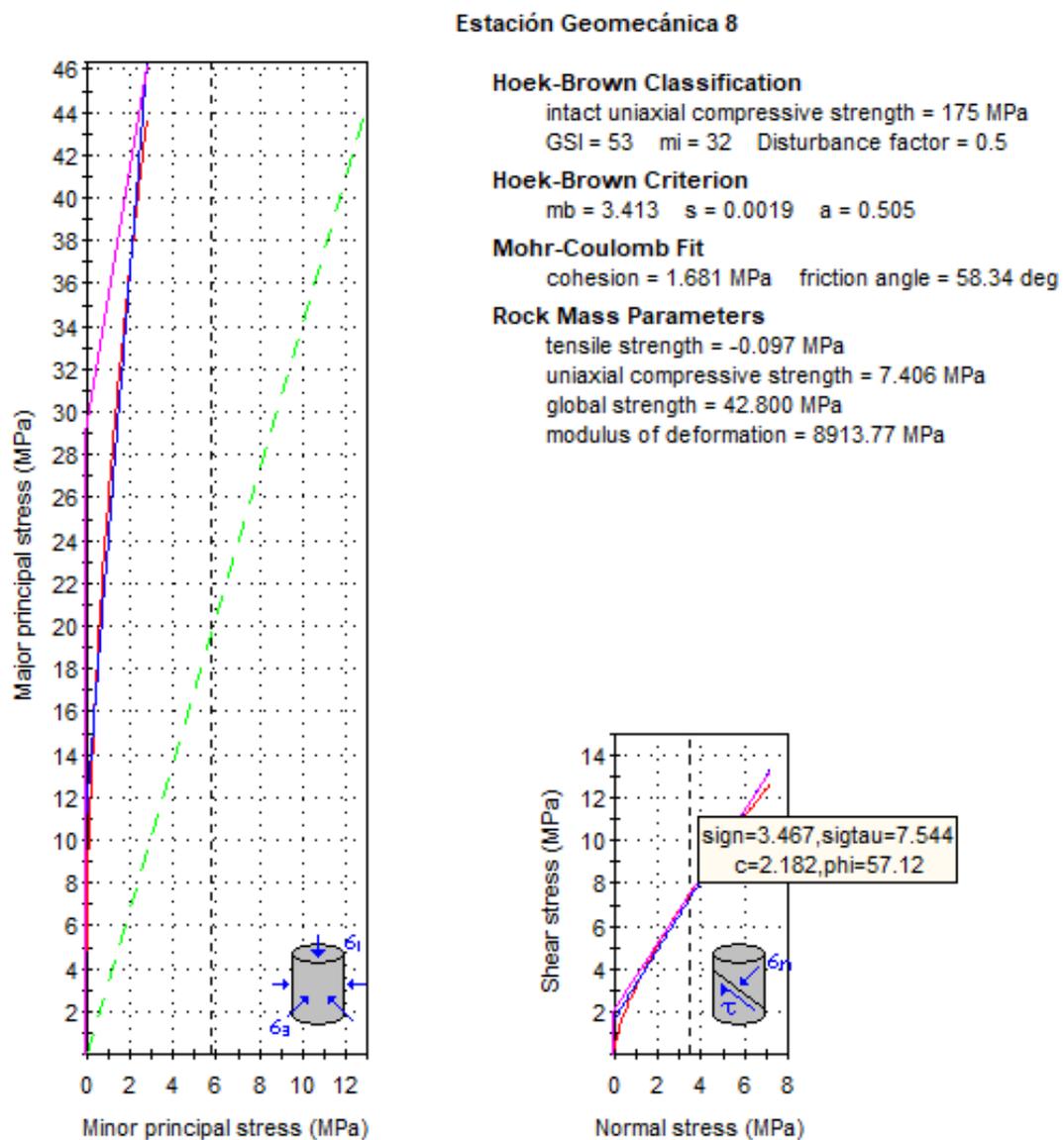


Figura 65. Gráfica de Esfuerzo Mayor-Esfuerzo Menor y Esfuerzo Normal-Esfuerzo de Corte. Estación Geomecánica N°8.

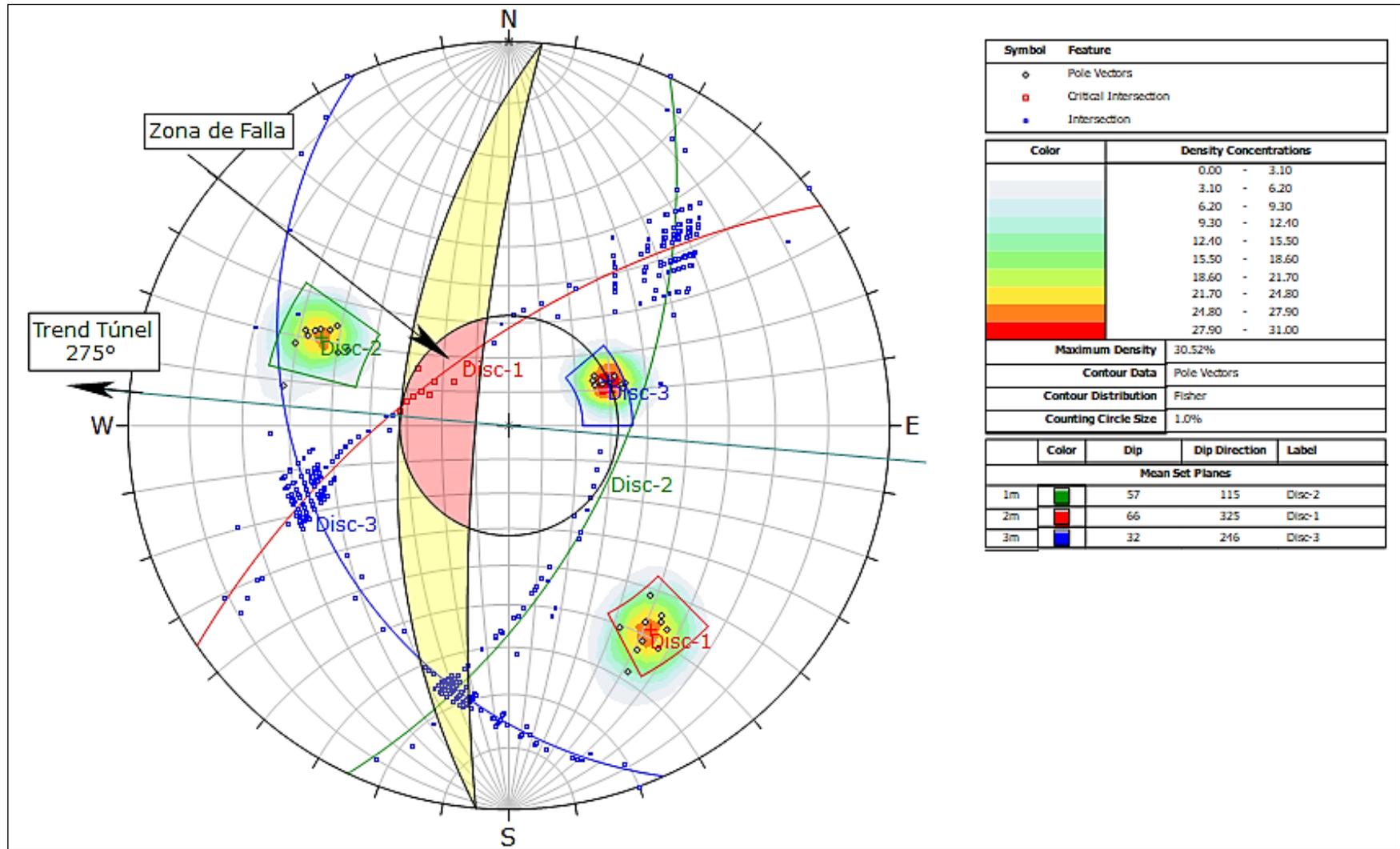


Figura 66. Proyección estereográfica respecto a la excavación, ángulo de fricción y zona de falla, indicando deslizamiento de cuña en la corona, además de Disc-1 con orientación regular a la excavación.

3.13.8.1 Análisis de Estabilidad por Unwedge N°8

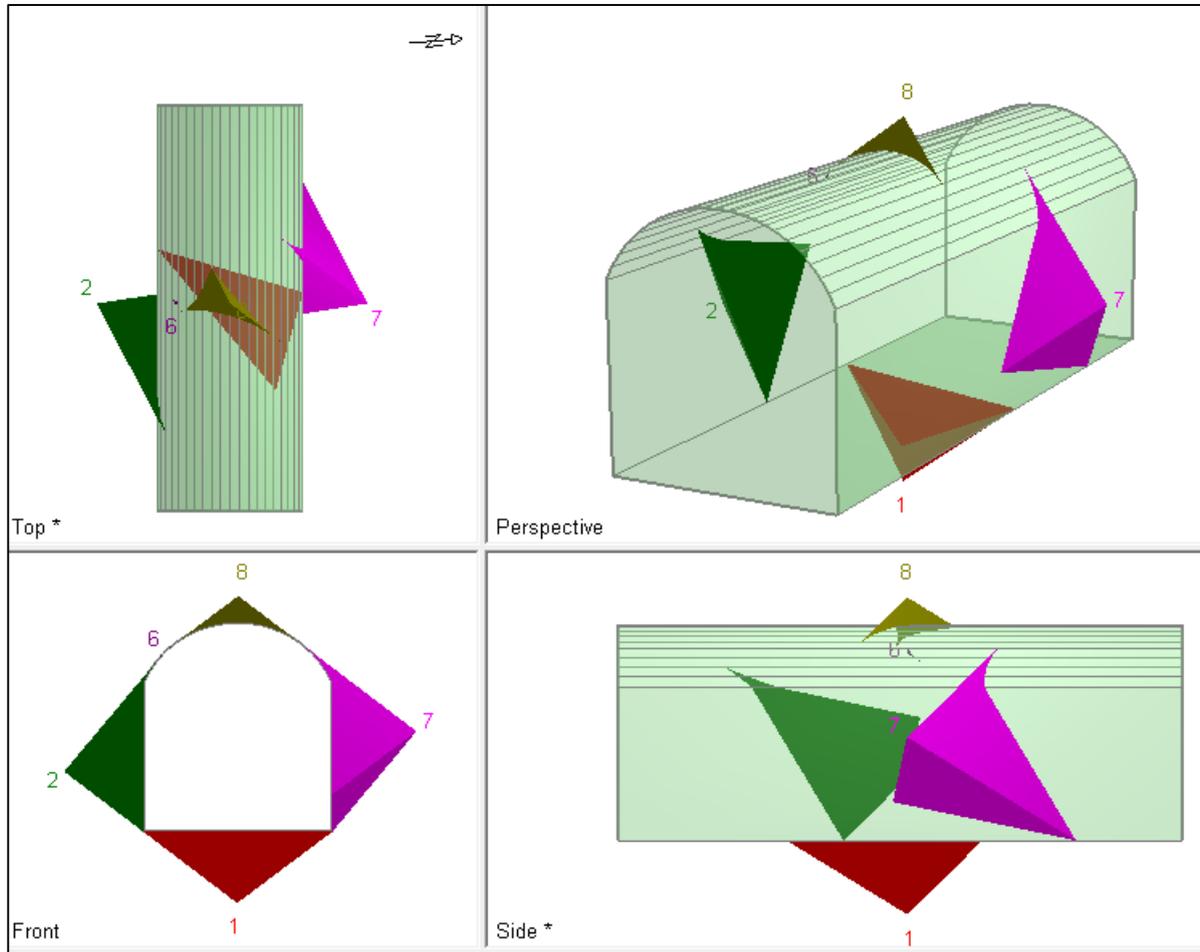


Figura 67. Formación de cuñas inestables en el techo de la excavación (8).

Tabla 28

Factor de Seguridad en las Cuñas de la Estación Geomecánica N° 8

ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE LAS CUÑAS					
ESTACION N°8	CUÑA - 1	CUÑA - 2	CUÑA - 6	CUÑA - 8	CUÑA - 7
Ubicación	Cuña Piso	Cuña Inferior Izquierda	Cuña Superior Derecha	Cuña Techo	Cuña Inferior Derecha
FS	Estable	5.753	23.738	0.000	2.409
Weight	1.229 tonnes	1.132 tonnes	0.000 tonnes	0.079 tonnes	1.362 tonnes
Volume (m3)	0.455 m3	0.419 m3	0.000 m3	0.029 m3	0.504 m3
Apex Height (m)	0.82 m	0.88 m	0.01 m	0.30 m	0.93 m

3.14 Análisis del Tiempo de Auto sostenimiento de la excavación

Se analizó el tiempo de auto soporte promedio de todas las 08 estaciones Geomecánicas:

Dimensión de la Sección:

- Span (Altura) = 2.40 Metros
- RMR Promedio de las 08 Estaciones Geomecánicas: 52

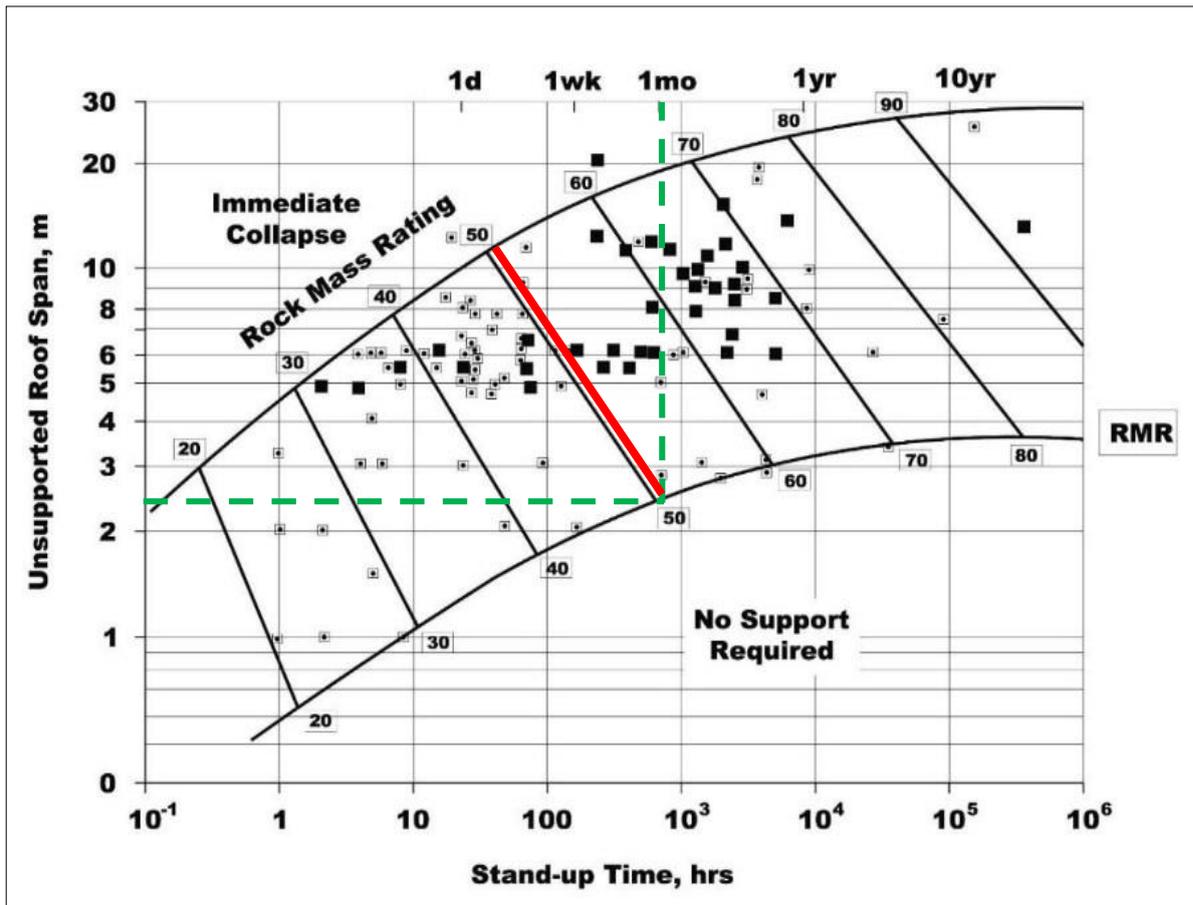


Figura 68. Tiempo de Auto soporte Considerando la Sección de la Galería 570.

De la tabla propuesta por Bienawski para determinar el tiempo de Auto soporte de la sección promedio de la Galería 570 se estima en 1 mes (>100 Horas), pero por efectos de generar mayor seguridad se recomienda tiempos menores a los obtenidos en la tabla, debido a que las condiciones geomecánicas del macizo pueden variar por diferentes factores, (Sismicidad y/o Humedad).

3.15 Clasificación según Q de Barton.

Conforme al análisis estereográfico realizado en el software Dips y su diseño en Unwedge, se identifica fallamiento por cuñas en la excavación, por tanto, se hace necesario instalar un sistema de sostenimiento según el autosoporte del macizo rocoso, por tanto, se realiza la clasificación según Q de Barton cuyo diseño de sostenimiento será comparado con el de RMR de Bienawski para definir el método de sostenimiento final de la excavación. (Tabla 29-36).

Tabla 29

Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 1

Estación N°1	
Clasificación Q	Rating
Rock Quality Designation (RQD)	65.5
Índice de Diaclasado (Jn)	9
Índice de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)	3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	2
Coefficiente de Reducción por presencia de Agua (Jw)	1
Stress Reducción Factor (SRF)	2.5
Interpretación Índice Q	
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$	Q = 4.32
	ROCA MALA

Tabla 30

Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 2

Estación N°2	
Clasificación Q	Rating
Rock Quality Designation (RQD)	78.7
Índice de Diaclasado (Jn)	9
Índice de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)	3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	2
Coefficiente de Reducción por presencia de Agua (Jw)	1
Stress Reducción Factor (SRF)	2.5
Interpretación Índice Q	
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$	Q= 5.20
	ROCA MALA

Tabla 31

Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 3

Estación N°3		
Clasificación Q	Rating	
Rock Quality Designation (RQD)	82	
Índice de Diaclasado (Jn)	9	
Índice de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)	3	
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	2	
Coefficiente de Reducción por presencia de Agua (Jw)	1	
Stress Reducción Factor (SRF)	2.5	
Interpretación Índice Q		
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$	Q = 5.44	ROCA MALA

Tabla 32

Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 4

Estación N°4		
Clasificación Q	Rating	
Rock Quality Designation (RQD)	58.9	
Índice de Diaclasado (Jn)	9	
Índice de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)	3	
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	2	
Coefficiente de Reducción por presencia de Agua (Jw)	1	
Stress Reducción Factor (SRF)	2.5	
Interpretación Índice Q		
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$	Q = 3.90	ROCA MALA

Tabla 33

Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 5

Estación N°5		
Clasificación Q		Rating
Rock Quality Designation (RQD)		62.2
Índice de Diaclasado (Jn)		9
Índice de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)		3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)		2
Coefficiente de Reducción por presencia de Agua (Jw)		1
Stress Reducción Factor (SRF)		2.5
Interpretación Índice Q		
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$		Q = 4.14 ROCA MALA

Tabla 34

Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 6

Estación N°6		
Clasificación Q		Rating
Rock Quality Designation (RQD)		55.6
Índice de Diaclasado (Jn)		9
Índice de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)		3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)		2
Coefficiente de Reducción por presencia de Agua (Jw)		1
Stress Reducción Factor (SRF)		2.5
Interpretación Índice Q		
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$		Q = 3.70 ROCA MALA

Tabla 35

Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 7

Estación N°7	
Clasificación Q	Rating
Rock Quality Designation (RQD)	58.9
Índice de Diaclasado (Jn)	9
Índice de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)	3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	2
Coefficiente de Reducción por presencia de Agua (Jw)	1
Stress Reducción Factor (SRF)	2.5
Interpretación Índice Q	
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$	Q = 3.92 ROCA MALA

Tabla 36

Estimación del Índice Q en la Estación Geomecánica N° 8

Estación N°8	
Clasificación Q	Rating
Rock Quality Designation (RQD)	68.8
Índice de Diaclasado (Jn)	9
Índice de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)	3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	2
Coefficiente de Reducción por presencia de Agua (Jw)	1
Stress Reducción Factor (SRF)	2.5
Interpretación Índice Q	
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$	Q = 4.58 ROCA MALA

3.16 Correlación RMR y Q de Barton

Tabla 37

Correlación comparativa del Índice RMR y Q de Barton

RMR = 9.ln(Q)+44		
Índice Q	RMR Correlación	RMR(89)
4.32	57.1	52
5.20	58.8	54
5.44	59.2	54
3.90	56.2	54
4.14	56.7	51
3.70	55.7	51
3.92	56.2	52
4.58	57.6	52

3.17. Determinación de Sostenimiento según Q de Barton

Para la estimación del sostenimiento a partir del sistema de clasificación Q de Barton,

debemos definir los siguientes parámetros:

ESR= 1.6 (Ver Figura 16)

Diámetro Equivalente (De) = Ancho de la sección/ESR

$$De = 2.4/1.6 = 1.5$$

De acuerdo al cálculo del Diámetro equivalente y su interpolación con Q de Barton la excavación se ubica en la zona 1, en la cual se sugiere espaciado de pernos en área No shotcreada de 1.5 metros.

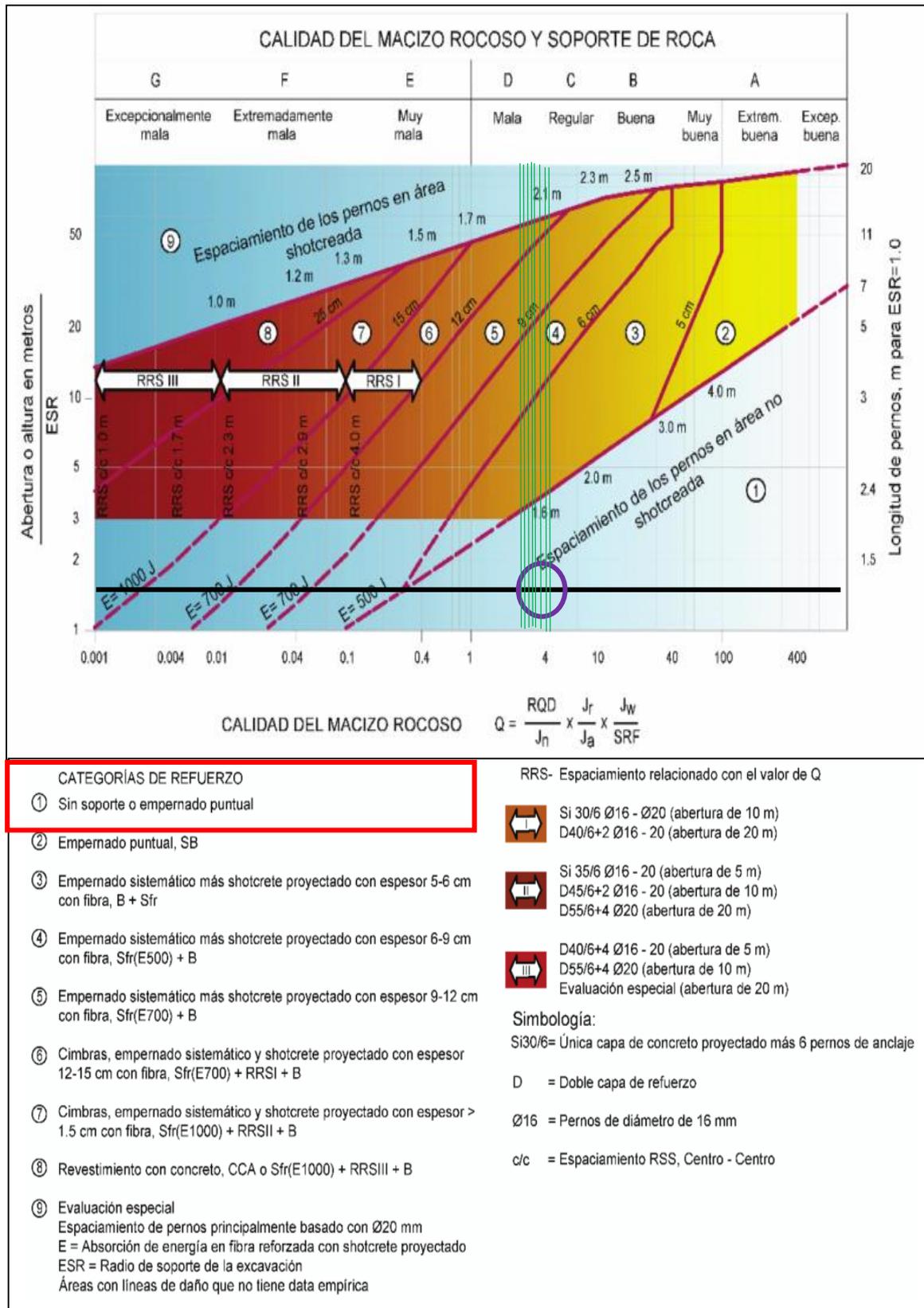


Figura 69. Ábaco para la estimación de sostenimiento según Índice Q de Barton en las 8 estaciones.

De acuerdo al análisis con el Ábaco de Barton nos encontramos con un macizo rocoso estimado como ROCA REGULAR, el cual, de acuerdo a la intersección con el Diámetro equivalente, nos indica que el sostenimiento que se debe utilizar es de un empernado puntual (Zona 1), identificando áreas de mayor inestabilidad, cabe mencionar que nos encontramos frente a una Roca estimada como Mala y que el sostenimiento a utilizar va a depender de las dimensiones de nuestra labor.

3.18 Sostenimiento de la Excavación

Para la aplicación del sostenimiento que se sugiere para la excavación se van a tomar como puntos de partida las especificaciones dadas por métodos empíricos de Q de Barton y RMR de Bienawsky.

De acuerdo a la clasificación geomecánica por RMR de Bienawsky sugiere empernado sistemático de 4 (m) de largo, espaciados de 1,5 a 2,0 (m) en el techo y paredes con malla en el techo.

De acuerdo a las tablas de Barton se estima que el sostenimiento del macizo rocoso al encontrarse éste en la Zona (1), sugiere que el sostenimiento debe ser ejecutado en zonas específicas con Split set empernados de manera puntual en zonas que muestren inestabilidad de deslizamiento por cuña.

Basándonos en los resultados obtenidos según el análisis de deslizamiento por cuñas en el software Unwedge se determinaron zonas específicas en las que debe implementarse sostenimiento teniendo como base datos obtenidos de Factor de Seguridad (FS) de las cuñas además del volumen y altura que estas presentan.

Tabla 38

Sostenimiento Aplicable en las Estaciones Geomecánicas

SOSTENIMIENTO SUGERIDO PARA LA GALERIA 570					
ESTACIONES	CUÑA	FS	ALTURA	VOLUMEN	TIPO SOSTENIMIENTO
E-1	Cuña - 8	0	0.07 mts	0.002 m3	Desate de Roca
E-2	Cuña - 2	1.266	0.60 mts	0.213 m3	Empernado Puntual (3 mts)
	Cuña - 8	0	0.30 mts	0.028 m3	Empernado Puntual (3 mts)
E-3	Cuña - 8	0	0.16 mts	0.004 m3	Desate de Roca
E-4	Cuña - 3	0.9	10.11 mts	12.041 m3	Empernado Puntual (1.5 mts)
E-5	Cuña - 3	1.167	2.45 mts	1.041 m3	Empernado Puntual (3 mts)
E-6	Cuña - 8	0	0.30 mts	0.025 m3	Empernado Puntual (1.5 mts)
E-7	Cuña - 8	0	2.35 mts	0.867 m3	Shotcrete 2"
E-8	Cuña - 8	0	0.30 mts	0.029 m3	Empernado Puntual (3 mts)

3.18.1 Sostenimiento aplicando software Unwedge.

De acuerdo a Bienawski y Q de Barton sugieren sostenimiento con empernado puntual espaciado de 1.5 a 2.0 metros en techo y hastiales, en la Estación Geomecánica N°1 la cuña inestable en la corona debido a su magnitud se sugiere ser eliminada mediante desate de rocas.

3.18.1.1 Sostenimiento en la Estación Geomecánica N°2:

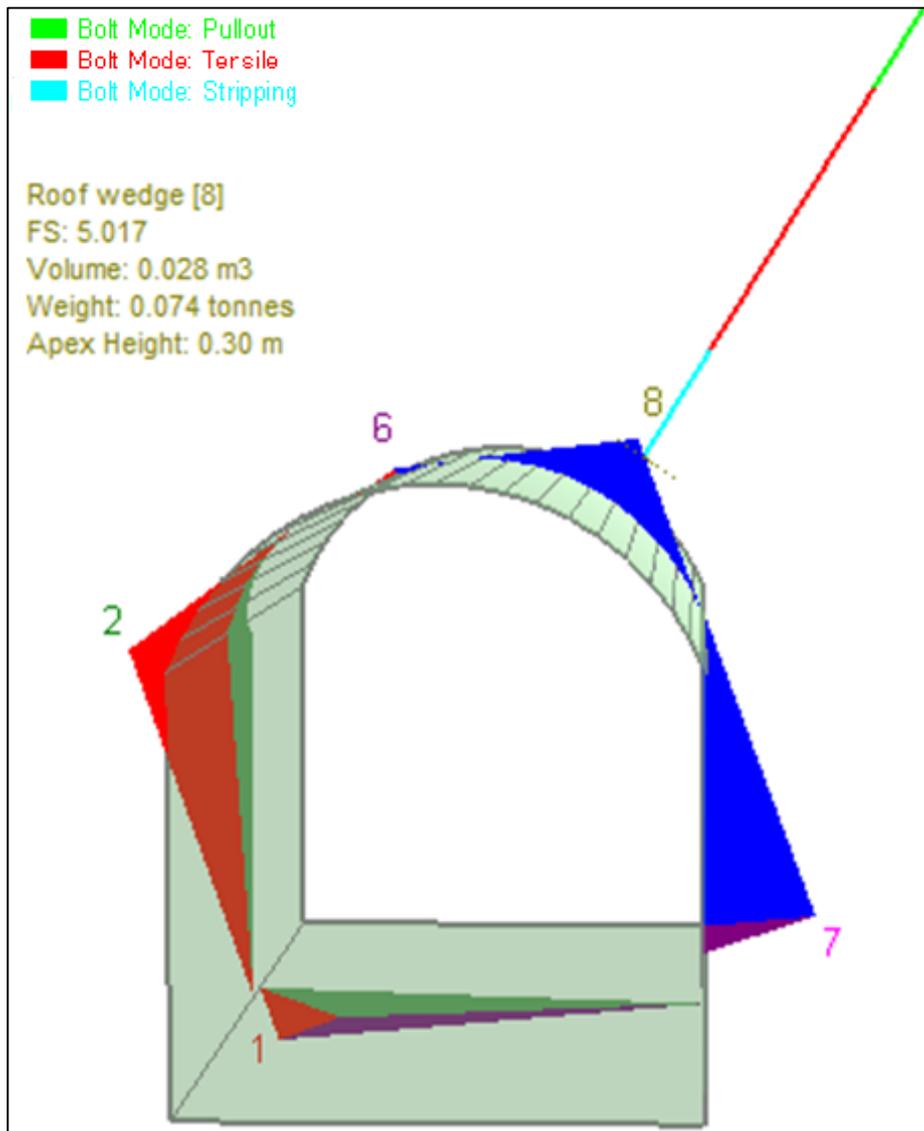


Figura 70. Diseño de sostenimiento en perspectiva aplicando empernado puntual de 3 metros de longitud en la cuña 8, elevando el Factor de Seguridad a 5.017.

3.18.1.2 Sostenimiento en la Estación Geomecánica N°3:

Modelo de sostenimiento en el software Unwedge aplicado a la cuña 8 de la Estación Geomecánica N°3 con empernado puntual de 3 metros, elevando el Factor de Seguridad a 7.384.

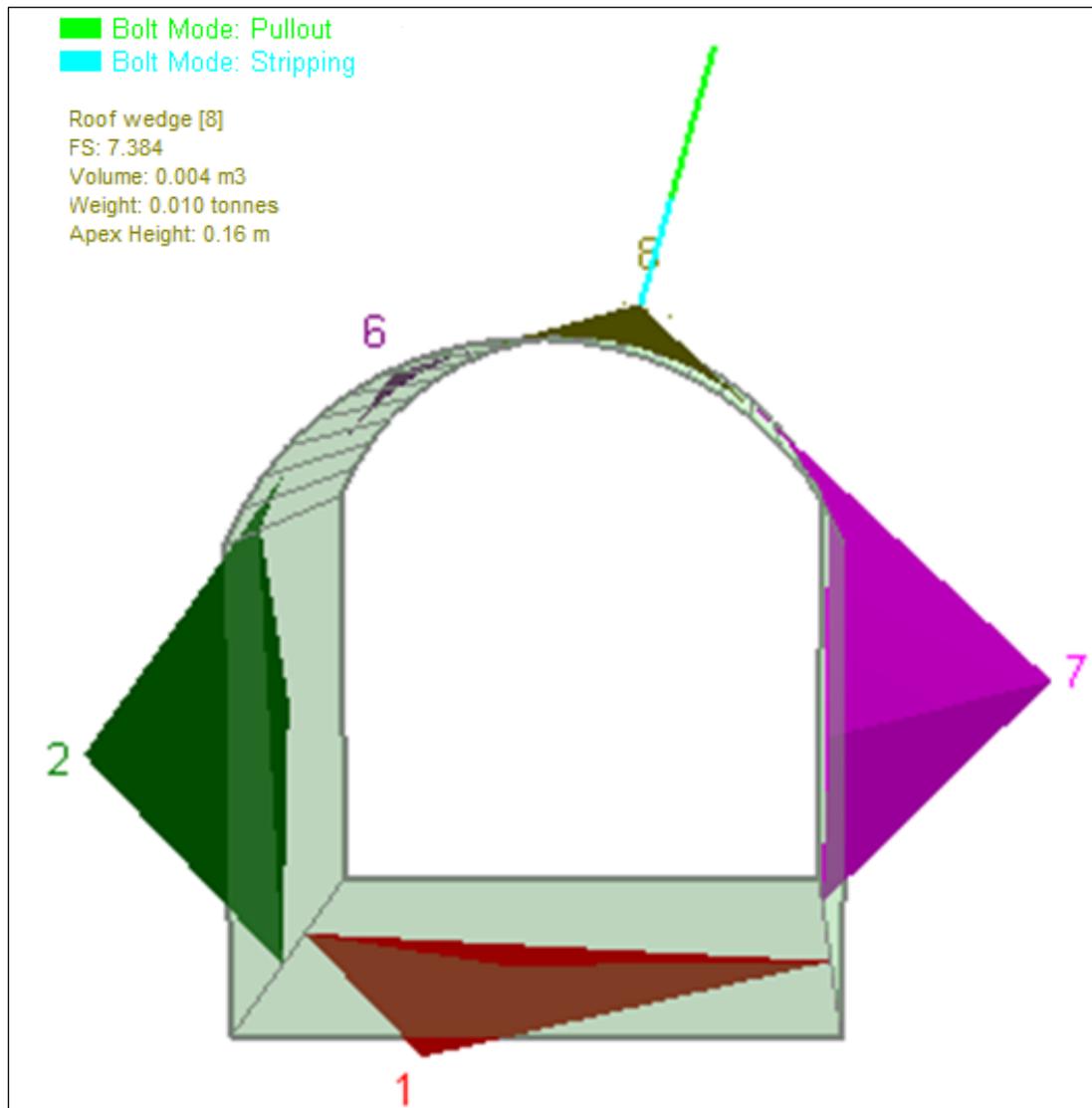


Figura 71. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°3.

3.18.1.3 Sostenimiento en la Estación Geomecánica N°4:

Modelo de sostenimiento en el software Unwedge aplicado a la cuña 3 de la Estación Geomecánica N°4 con empernado puntual de 3 metros espaciado 1.5 metros, elevando el Factor de Seguridad a 1.562.

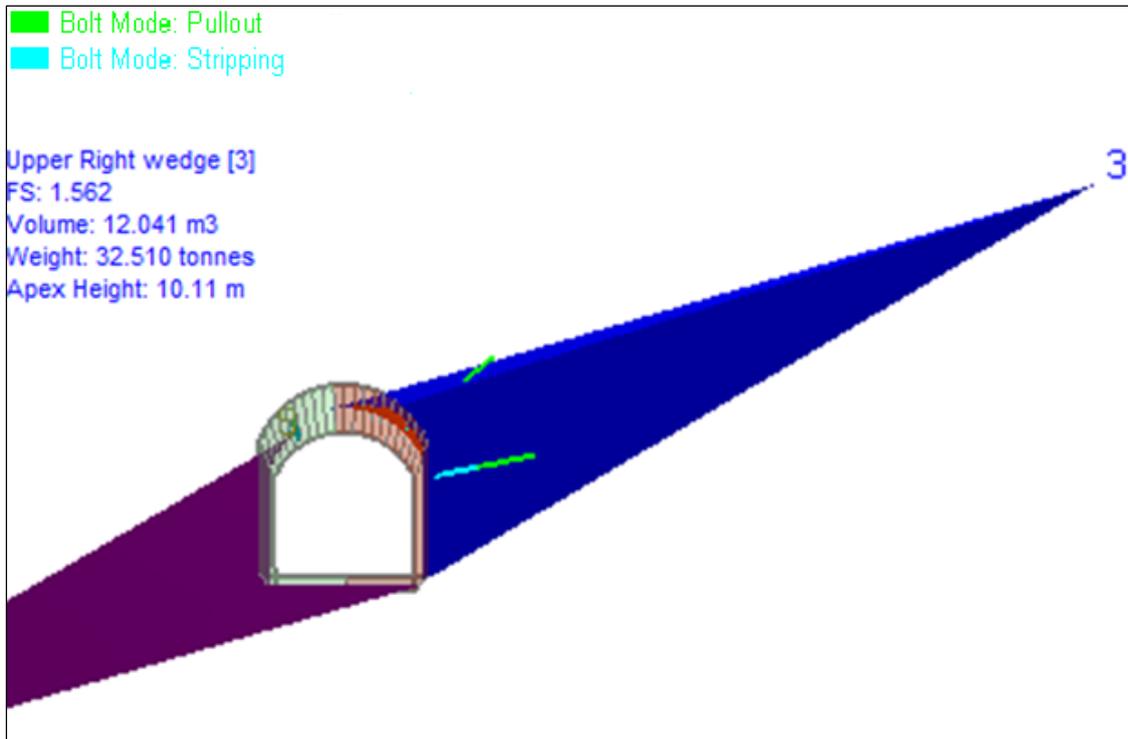


Figura 72. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°4.

3.18.1.4 Sostenimiento en la Estación Geomecánica N°5:

Modelo de sostenimiento en el software Unwedge aplicado a la cuña 3 de la Estación Geomecánica N°5 con empernado puntual de 3 metros espaciado 1.5 metros, elevando el Factor de Seguridad a 1.623.

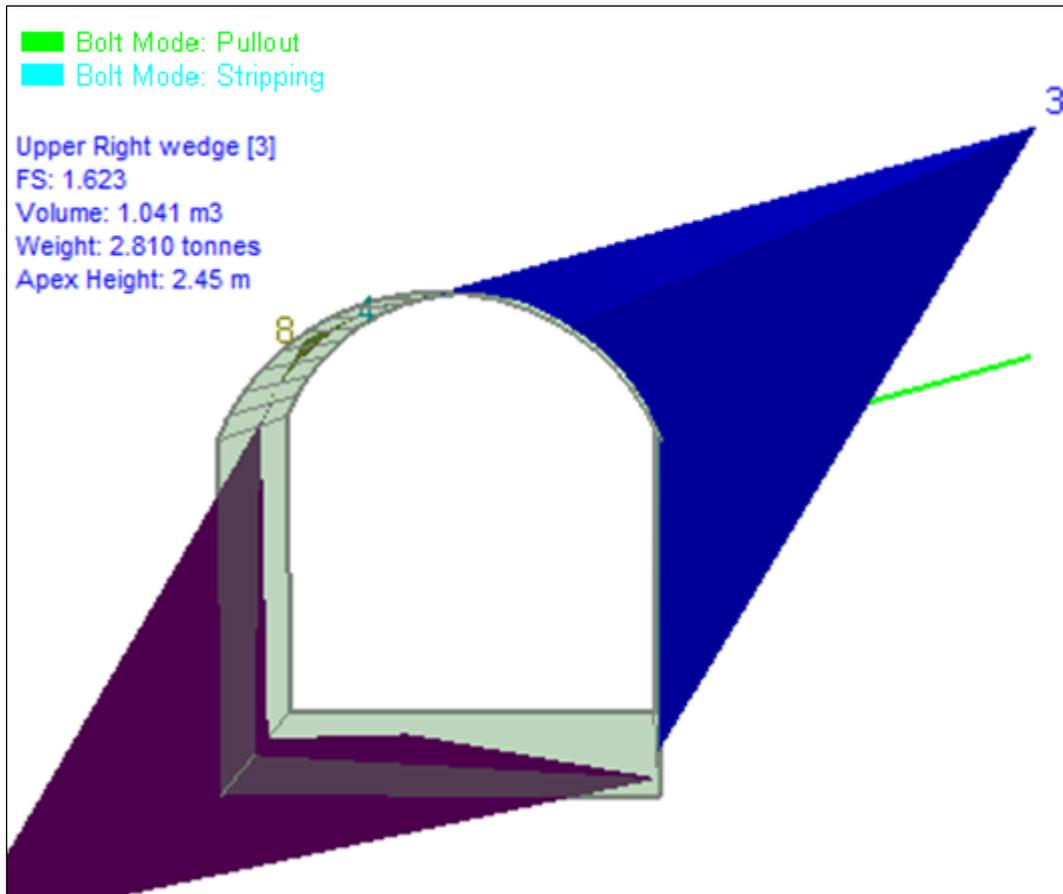


Figura 73. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°5.

3.18.1.5 Sostenimiento en la Estación Geomecánica N°6:

Modelo de sostenimiento en el software Unwedge aplicado a la cuña 8 de la Estación Geomecánica N°6 con empernado puntual de 3 metros espaciado 1.5 metros, elevando el Factor de Seguridad a 19.807.

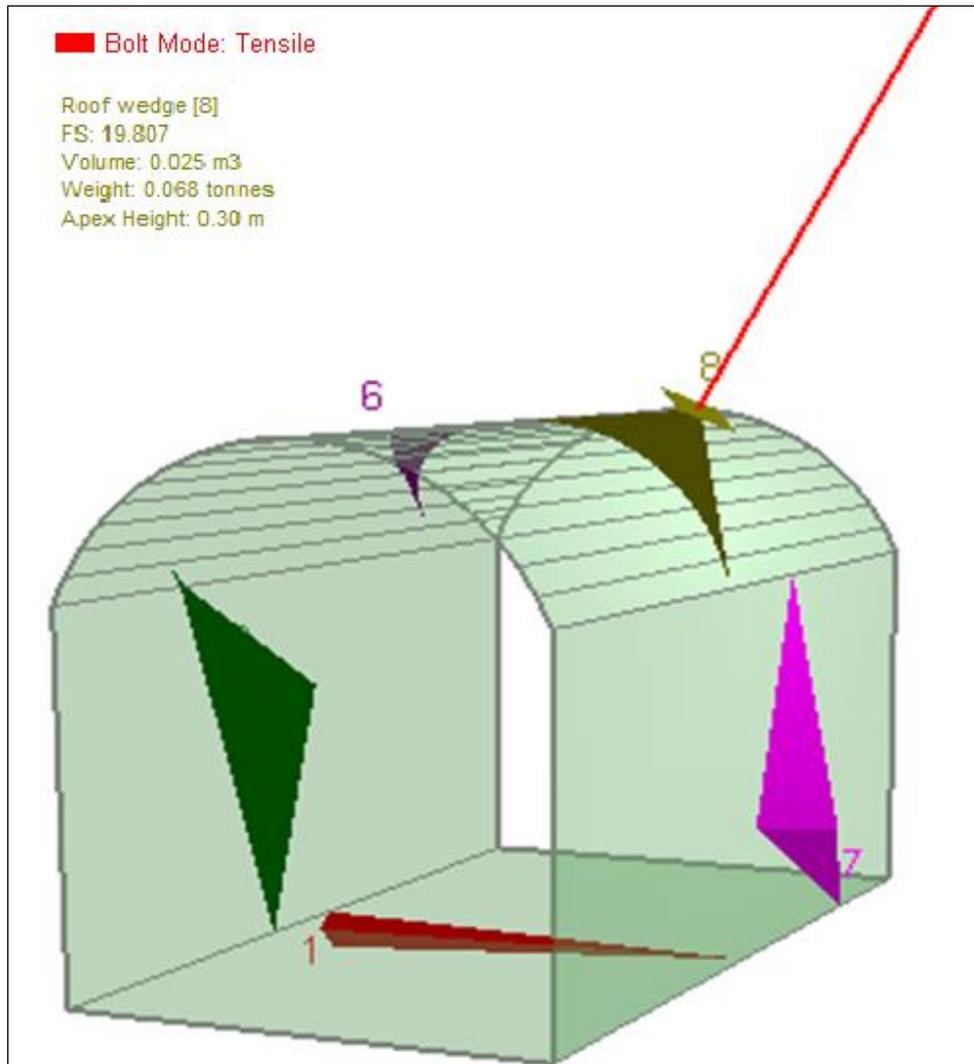


Figura 74. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°6.

3.18.1.6 Sostenimiento en la Estación Geomecánica N°7:

Modelo de sostenimiento en el software Unwedge aplicado a la cuña 8 de la Estación Geomecánica N°7 con shotcrete lanzado de 2" de espesor debido a que en la corona de la excavación se evidencia realce por la mineralización, lo cual lo convierte en una condición de peligro en el caso de que se quiera estabilizar mediante empernado puntual.

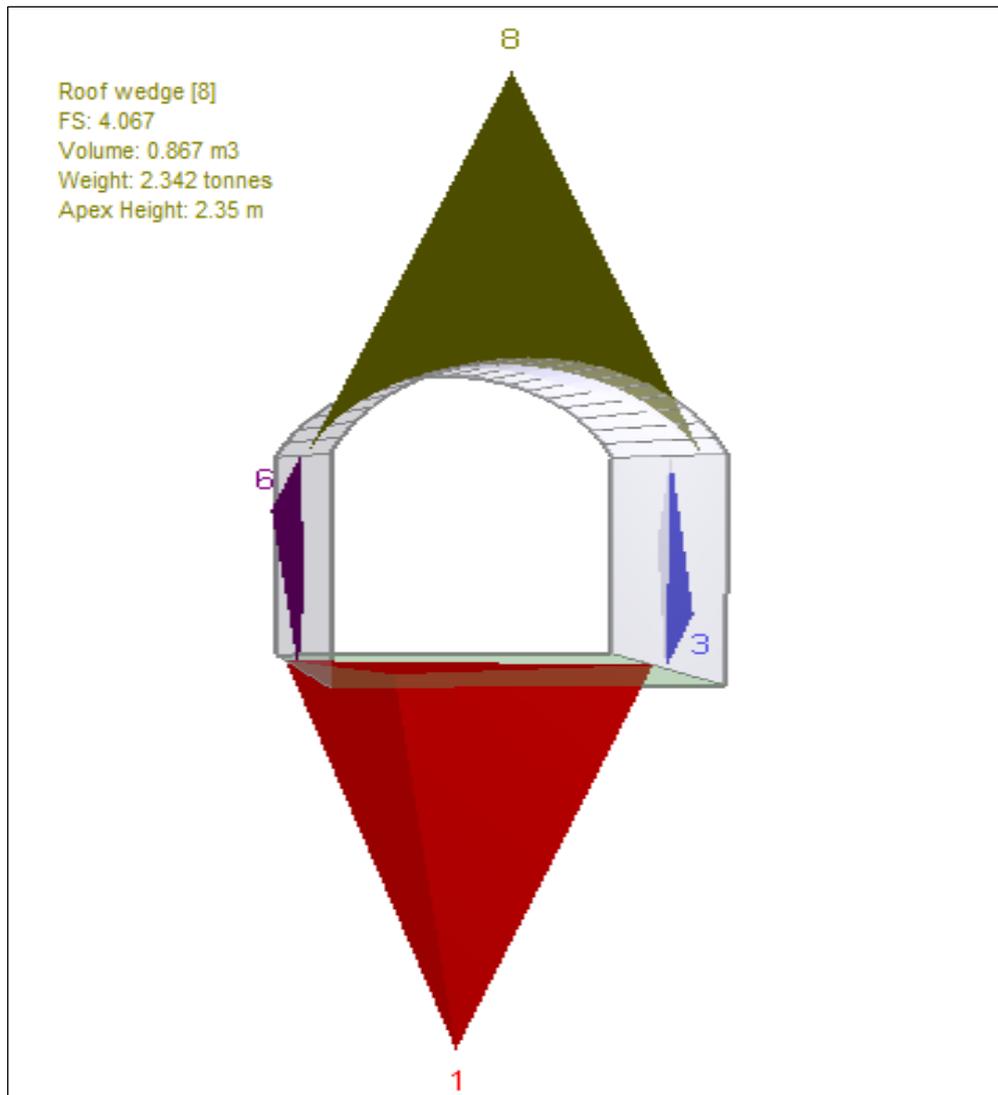


Figura 75. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°7.

3.18.1.7 Sostenimiento en la Estación Geomecánica N°8:

Modelo de sostenimiento en el software Unwedge aplicado a la cuña 8 de la Estación Geomecánica N°8 con empernado puntual de 3 metros espaciado 1.5 metros, elevando el Factor de Seguridad a 7.837.

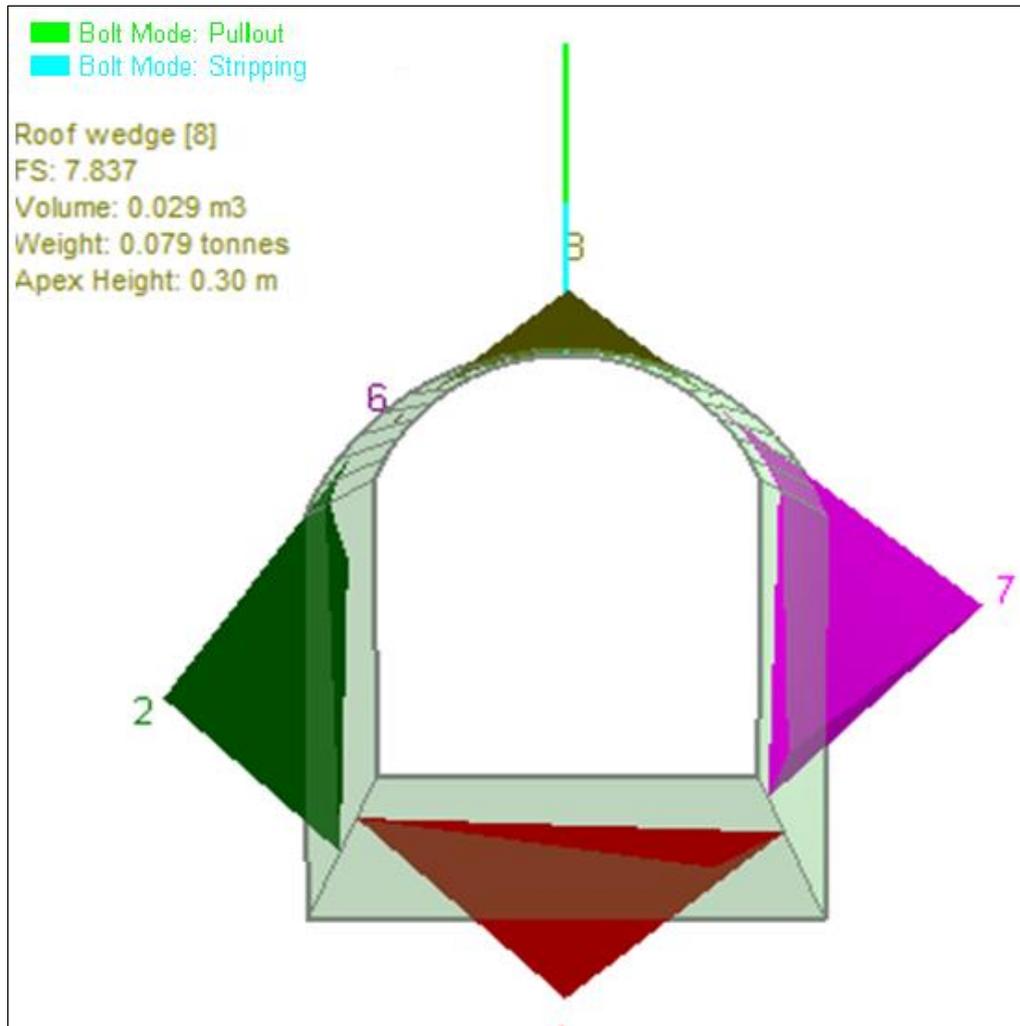


Figura 76. Diseño de sostenimiento en perspectiva con software Unwedge – Estación Geomecánica N°8.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1 Resultados

Las estaciones geomecánicas identificadas en la Mina Chaparral, son propensas a desprendimiento de bloques por cuñas definidas principalmente por el control estructural del macizo rocoso, por tal motivo es importante el sostenimiento oportuno de las labores conforme el avance y la producción operativa de la mina.

Los sistemas de clasificación empíricos tales como RMR de Bienawski, Q de Barton y GSI, fueron importantes en la caracterización del macizo rocoso. De acuerdo al RMR de Bienawski se tiene una roca de calidad regular del tipo III-A, que varía de 41 a 60, de acuerdo al sistema Q de Barton se tiene una roca de calidad regular, además de un GSI de leve a moderadamente fracturada con condición superficial buena.

Para la obtención del Factor de Seguridad del macizo rocoso en cada estación geomecánica se elaboraron diseños en AutoCAD con las dimensiones de la excavación, los cuales fueron exportados al software Unwedge, el cual nos permite dimensionar el tamaño de las cuñas con probable desprendimiento, a su vez que nos permite identificar el Factor de Seguridad de cada estación geomecánica, basándose en el criterio de rotura generalizado de Hoek y Brown.

4.1.1 Análisis Estereográfico - Cinemático

Para determinar las posibles zonas inestables en las que se puede originar Falla del macizo rocoso por cuñas, se hizo uso del software Dips v6, en el cual se analizó las familias de discontinuidades críticas, cuyos datos se tomaron en campo con una brújula Brunton azimutal siguiendo el criterio establecido por (Pakalnis, 2008), quien sugiere un análisis por peso muerto analizando los círculos mayores de los planos de discontinuidad con respecto al ángulo de fricción del macizo rocoso, de esta manera se determinó que existen dos familias de discontinuidades formadores de cuñas (Discontinuidad-1 y Discontinuidad-2), las cuales forman cuñas en techo y hastiales principalmente.

4.1.2 Parámetros de Resistencia del Macizo Rocoso

La determinación de parámetros de resistencia del macizo rocoso, partieron de su análisis mediante el software RocData, el cual se basa en los criterios de rotura de Mohr Coulomb y generalizado de Hoek y Brown, donde se parte del ingreso de datos de entrada tales como GSI, Resistencia a la compresión Uniaxial de la roca intacta, σ_{ci} (Resistencia a la compresión de la roca en laboratorio) y Grado de disturbación que tiene la excavación o túnel (D), obteniéndose de esta manera parámetros tales como el ángulo de fricción, cohesión, resistencia a la compresión global, importantes en la caracterización del macizo rocoso y en el caso del ángulo de fricción importante para la identificación de cuñas en el software Dips.v6.

En la tabla 39 se muestra los parámetros geomecánicos obtenidos en el software RocData en las ocho estaciones geomecánicas, ingresando datos de entrada obtenidos en campo y parámetros de resistencia especificados según el tipo de macizo rocoso donde se identifica una rotura del tipo frágil debido al tipo de roca.

Tabla 39

Parámetros geomecánicos de las ocho estaciones geomecánicas utilizando software RocData v4.

Estación Geomecánica	Datos de Entrada		Criterio de rotura de Hoek y Brown		Mohr Coulomb Equivalentes		Parámetros del Macizo Rocoso		
1	Sigci	175 Mpa	mb	5.239	c	2.174 Mpa	sigt	0.2105	Mpa
	GSI	62	s	0.0063	Φ	60.94	sigc	13.722	Mpa
	mi	32	a	0.502			sigcm	53.942	Mpa
	D	0.5					Erm	14964.47	Mpa
2	Sigci	175	mb	3.58	c	1.724	sigt	0.1061	Mpa
	GSI	54	s	0.0022	Φ	58.64	sigc	7.937	Mpa
	mi	32	a	0.504			sigcm	43.915	Mpa
	D	0.5					Erm	9441.94	Mpa
3	Sigci	175	mb	6.044	c	2.409	sigt	0.2723	Mpa
	GSI	65	s	0.0094	Φ	61.71	sigc	16.814	Mpa
	mi	32	a	0.502			sigcm	58.312	Mpa
	D	0.5					Erm	17785.3	Mpa
4	Sigci	175	mb	6.471	c	1.491	sigt	0.254	Mpa
	GSI	58	s	0.0094	Φ	68.37	sigc	16.713	Mpa
	mi	29	a	0.503			sigcm	60.062	Mpa
	D	0.5					Erm	15848.93	Mpa
5	Sigci	175	mb	3.937	c	1.819	sigt	0.126	Mpa
	GSI	56	s	0.0028	Φ	59.25	sigc	9.109	Mpa
	mi	32	a	0.504			sigcm	46.23	Mpa
	D	0.5					Erm	10594.03	Mpa
6	Sigci	120	mb	5.239	c	1.819	sigt	0.144	Mpa
	GSI	62	s	0.0063	Φ	58.72	sigc	9.409	Mpa
	mi	32	a	0.502			sigcm	36.989	Mpa
	D	0.5					Erm	14964.47	Mpa
7	Sigci	130	mb	3.754	c	1.561	sigt	0.086	Mpa
	GSI	55	s	0.0025	Φ	57.09	sigc	6.317	Mpa
	mi	32	a	0.504			sigcm	33.472	Mpa
	D	0.5					Erm	10001.41	Mpa
8	Sigci	175	mb	3.413	c	1.681	sigt	0.0973	Mpa
	GSI	53	s	0.0019	Φ	58.34	sigc	7.406	Mpa
	mi	32	a	0.505			sigcm	42.8	Mpa
	D	0.5					Erm	8913.77	Mpa

4.1.3 Análisis del Macizo Rocos mediante Software Unwedge

A partir del análisis de macizo rocoso mediante software especializado en control de estabilidad mediante métodos numéricos como el programa Unwedge, se pudo determinar la presencia de diferentes cuñas formadas por la intersección de las proyecciones de las discontinuidades, algunas de las cuales presentan un factor de seguridad bajo (<1.0), cuyas condiciones se han mejorado empleando sostenimiento sugerido por métodos de clasificación empíricos tales como RMR y Q de Barton.

Tabla 40

Factor de Seguridad de Cuñas Mejorado con Sostenimiento

FACTOR DE SEGURIDAD DE LAS CUÑAS CRITICAS				
ESTACION	CUÑA	F.S	SOSTENIMIENTO	F.S MEJORADO
E-1	Cuña - 8	0	Desate de Roca	1.5
E-2	Cuña - 2	1.266	Empernado Puntual (3 mts)	5.017
	Cuña - 8	0	Empernado Puntual (3 mts)	5.017
E-3	Cuña - 8	0	Empernado Puntual (1.5 mts)	7.384
E-4	Cuña - 3	0.9	Empernado Puntual (1.5 mts)	1.562
E-5	Cuña - 3	1.167	Empernado Puntual (3 mts)	1.623
E-6	Cuña - 8	0	Empernado Puntual (1.5 mts)	19.807
E-7	Cuña - 8	0	Shotcrete de 2"	4.06
E-8	Cuña - 8	0	Empernado Puntual (3 mts)	7.837

En la Tabla 40 se muestra los factores de seguridad más críticos en las ocho estaciones geomecánicas calculados con el software Unwedge, a su vez se muestra el Factor de Seguridad obtenido luego de aplicar sostenimiento el cual mejora considerablemente.

4.2 Contratación de la Hipótesis

Mediante la presente investigación se contrastó la hipótesis, la cual afirma que con la evaluación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y el análisis de estabilidad se determinará el tipo de sostenimiento del macizo rocoso en la Ga-570 del Nivel-0 en la Mina Chaparral, del cual se tiene un RMR (89) de 51 – 54, de calidad Regular(III-A) y según Q de Barton de 3.7 – 5.44, calidad Regular, un GSI de leve a moderadamente fracturado, según el análisis estereográfico se evidencian dos familias de discontinuidades formadoras de cuñas en techo y hastiales de la excavación cuyos factores de seguridad se elevan aplicando los criterios de sostenimientos de las tablas de Bienawsky y Barton en el software Unwedge.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 CONCLUSIONES

- En la zona de investigación afloran rocas monzogranito rojo de la Súper unidad Linga y andesitas porfíricas pertenecientes a la Formación Chocolate del Cretácico Superior.
- Mediante la caracterización del macizo rocoso de acuerdo a los sistemas de clasificación empíricos se tiene una roca Regular del tipo III-A según Bienawski con valores de 51 a 54 y tiempos de autososte de un mes para cada estación geomecánica, además según las tablas de Q de Barton la clasifica también como una roca del tipo Regular ubicando el macizo rocoso en la zona, conforme al GSI se tiene un macizo rocoso de leve a moderadamente fracturado y de buena condición superficial.
- Los parámetros geomecánicos del macizo rocoso se analizaron mediante el software RocData, en el cual se ingresaron datos de entrada tales como la Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (σ_{ci}), el GSI, parámetro de resistencia (m_i) y Factor de Disturbancia de la excavación (D), obteniéndose parámetros tales como cohesión, ángulo de fricción y resistencia global para cada estación geomecánica.
- El análisis cinemático de cada estación geomecánica se realizó mediante el software Dips v6, en el cual se identificó el tipo de falla que se presenta en el macizo rocoso la cual se caracteriza por ser del tipo de falla por desprendimiento de cuñas, formadas por dos familias de discontinuidades D1 y D2.
- La formación de cuñas en cada estación geomecánica se diseñó y analizó en el software geomecánico Unwedge, en el cual se identifican cuñas en techo y hastiales con factores de seguridad inestables $FS < 1$ en las ocho estaciones, por tanto, se aplicaron los criterios de sostenimiento previamente determinados según las clasificaciones de las tablas de Bienawski y Q de Barton, tales como empernado puntual de 3 metros espaciados 1.5 metros y en la estación geomecánica N°7 debido a un realce en la corona por la presencia de mineralización se propone el sostenimiento con shotcrete lanzado de 2" de espesor el cual debido a la sección del túnel se tendría que ejecutar por vía seca, mejorando considerablemente la estabilidad de la labor mejorando el factor de seguridad de 0 a 4.06.

5.2 RECOMENDACIONES

- Se recomienda al área de Geomecánica de la Empresa Minera Golden River Resources S.A.C., continuar con la secuencia de mapeos geomecánicos, clasificación geomecánica y zonificación geomecánica del macizo rocoso mediante métodos de clasificación como RMR de Bienawsky o Q de Barton de esta manera se podrá manejar un control geomecánica estimado de la mina.
- Con relación a la identificación de cuñas inestables en las ocho estaciones geomecánicas de la excavación, se recomienda a la empresa Golden River Resources S.A.C., realizar las propuestas de sostenimiento planteadas en esta investigación como medida preventiva.
- A la Empresa Golden River Resources S.A.C., realizar ensayos triaxiales para determinar con exactitud las características mecánicas de la roca.
- En la cuña N°8 de la estación geomecánica N°7, de acuerdo al reconocimiento en campo, la sección presenta realce por alteración en la corona, por lo tanto, se plantea su sostenimiento con Shotcrete de 2” mejorando su FS a 4.06, a su vez como en todas las labores de la Mina es necesario cumplir con el Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro (PETS) de Desate de Rocas, para evitar eventos no deseados y evaluar zonas que requieran sostenimiento adicional.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Calcina, E. (2019), “Diseño y Sostenimiento del BYPASS 945 (Nivel 3340) para optimizar la seguridad de las operaciones en la Mina Chipmo”.
- González, A. (2018), “Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotecnia, en el sector Lucarqui”, Loja – Ecuador, (Tesis Pregrado), Universidad Técnica Particular de Loja.
- Mamani, R. (2018), “Diseño Geotécnico del XC 410 Mina, Shalca”, Universidad Daniel Alcides Carrión.
- Calderón, M. (2018), Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería gavilán de oro de la UEA Ana María. Tesis Ing. Puno. Perú, UNA.
- Quispe, K. (2018), “Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del N.V.720, Sociedad Minera Corona S.A”.
- Osinermin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Magdalena del mar, Lima, Perú. INVERSIONES IAKOB S.A.C.
- Cruzado, P. (2017). Evaluación Geomecánica del Túnel de la Central Hidroeléctrica – Potrero - San Marcos – Cajamarca. Tesis Ing. Cajamarca, Perú, UNC.
- Hergenrether, P. (2017). Consideraciones Geomecánicas en el Diseño de Secciones Tipo para un Túnel Minero. (Tesis de Maestría). Universidad de Oviedo, Oviedo, España.
- Castresana, L. (2016), “Análisis comparativo de metodología de sostenimiento de túneles”. (Tesis de Maestría). Universidad de Oviedo, Oviedo, España.
- Singh y Goel, (2011). Engineering rock mass classification. BH Elsevier Inc. USA.
- Grimstad, E. (2007). The Norwegian method of tunneling – a challenge for support design XIV European Conference on Soil Mechanics and Geotechnical Engineering. Madrid.
- SNMPE (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía). (2004). Manual de Geomecánica Aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea. 1 ed. Perú: s.e. 215p.
- Gavilanes y Andrade, (2004), “Introducción a la Ingeniería de Túneles”. Caracterización, clasificación y análisis geomecánico de macizos rocosos. Quito, Ecuador, Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador (AIME).

- González de Vallejo, L. (2002). *Ingeniería Geológica*. Madrid, España: Pearson Educación.
- Hoek, E. Marinos, (2000), “GSI, una confiable herramienta geológica para la estimación de la resistencia del macizo rocoso. Canadá”.
- Olchanski, E, (1980). *Geología de los Cuadrángulos de Jaqui, CoraCora, Chala, Cháparra*. (Boletín N° 34 de la Serie A). Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET). Editorial Lima. Perú.

ANEXOS

REGISTRO GEOLÓGICO GEOTÉCNICO

- ESTACIÓN GEOMECÁNICA 01
- ESTACIÓN GEOMECÁNICA 02
- ESTACIÓN GEOMECÁNICA 03
- ESTACIÓN GEOMECÁNICA 04
- ESTACIÓN GEOMECÁNICA 05
- ESTACIÓN GEOMECÁNICA 06
- ESTACIÓN GEOMECÁNICA 07
- ESTACIÓN GEOMECÁNICA 08

REGISTRO GEOLOGICO GEOTECNICO				UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA GEOLOGICA																													
NIVEL: 0		LABOR: GA-570		TESIS: EVALUACION GEOMECANICA DEL MACIZO RO COSO PARA LA DEETERMINACION DEL TIPO DESOSTENIMIENTO EN LA GA 570, NIVEL 0 EN LA MINA CHAPARRAL,																													
TRAMO: 1+690.7 - 1+770		SISTEMA: WGS-84		UNIDAD SAN FRANCISCO VII - EMPRESA MINERA GOLDEN RIVER RESOURCES S.A.C. - CHAPARRA - CARAVELI - AREQUIPA																													
ORIENTACION DEL TUNEL: N 220°				CODIGO: EG-01																													
RESPONSABLE: Bach. José Leonardo Sánchez Peña				FECHA: 10/05/2021																													
D I S C O N T I N U I D A D	DATA GPS			MACIZO RO COSO				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRAFIADAS													RMR												
	ESTE	NORTE	COTA	LITOLOG/ FORMACION	METEO RIZ.	GRADO DE FRACT.	RQD	GSI	TIPOS	RESIST. COMP. UNIAX.	DIRECCION		ESPACIADO (m)	PERSIST. (m)	ABERTURA (mm)	RUGOS.	RELLENO		ALTERAC. METEO RIZ.	AGUA		CALIDAD DE INFORM.											
	607728.49	8241923.07	675 m.s.n.m								TIPO	DUREZA																					
	DIMENSION DE LA LABOR										1 = Fresco	1 = Alto					λ	1 = Bloq- Regular					E=Estratíf.	ORIENTACION	1 = >2	1 = < 1	1 = Nada	1 = Muy Rug.	1 = Arcilla	1 = Ninguna	1 = Inalterada	1 = Seco	1 = Lec. Real
	2.4*2.1										2 = Lev.	2 = Medio					ND/m	2 = Bloq- Irregular					D = Diaclasa	DIP	DD	2 = 2 - 0.6	2 = 1 - 3	2 = <0.1	2 = Rngosa.	2 = QZ/Slice	2 = Dura <5mm	2 = Lig. Alt.	2 = Húmedo
			3 = Mod.								3 = Bajo						3 = Bloq y Capas	Fa = Falla Norm.						3 = 0.6 - 0.2	3 = 3 - 10	3 = 0.1 - 1	3 = Lig. Rug.	3 = Calcita	3 = Duro >5 mm	3 = Mod. Alt.	3 = Mojado	3 = Lec. Proy.	
			4 = Alt.			4 = Fract-Intenso	Fi = Falla Inversa			4 = 0.2 - 0.06	4 = 10 - 20	4 = 1 - 5	4 = Ond - Lisa	4 = Oxidos	4 = Suave <5mm	4 = Muy. Alt.	4 = Goteo																
			5 = Compl.				Fd = Falla Direcc.			5 = <0.06	5 = >20	5 = >5	5 = Suave - Pulida	5 = Carbón	5 = Suave > 5mm	5 = Descomp.	5 = Flujo																
			6 = Suelo				C = Contacto							6 = Arena			6 = Presión																
														7 = Siderita																			
														8 = Roca Tritur.																			
1				Intrusivo	1	2	50-75 %	2	D1	R5	84	340	3	1	4	3	1	4	3	2	1	52											
2									D1		85	320																					
3									D1		82	341																					
4									D1		89	330																					
5									D1		86	335																					
6									D1		82	336																					
7									D1		80	341																					
8									D1		85	330																					
9									D1		83	339																					
10									D1		85	328																					
11					1	2	50-75 %	2	D2	R5	84	72	3	1	4	2	1	4	3	2	1	53											
12								D2		78	85																						
13								D2		79	78																						
14								D2		70	75																						
15								D2		72	80																						
16								D2		80	75																						
17								D2		85	80																						
18								D2		80	82																						
19								D2		84	78																						
20								D2		85	78																						
21					1	2	50-75 %	2	D3	R5	30	280	3	1	3	3	1	4	3	2	1	52											
22								D3		36	275																						
23								D3		35	270																						
24								D3		38	282																						
25								D3		31	286																						
26								D3		29	276																						
27								D3		33	279																						
28								D3		27	283																						
29								D3		37	284																						
30								D3		39	286																						
RMR - REGULAR TIPO III																					52												

Diseño original: M.Sc. Víctor Tolentino Y.

Modificación 01: Ing. Reinaldo Rodríguez C.

Modificación Final: Bach. José Sánchez P.

Anexo Registro Geológico – Geotécnico. Estación Geomecánica 01

REGISTRO GEOLOGICO GEOTECNICO				UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA GEOLOGICA																									
NIVEL: 0		LABOR: GA-570		TESIS: EVALUACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA GA 570, NIVEL 0 EN LA MINA CHAPARRAL,																									
TRAMO: 1+700 - 1+713.7		SISTEMA: WGS-84		UNIDAD SAN FRANCISCO VII - EMPRESA MINERA GOLDEN RIVER RESOURCES S.A.C. - CHAPARRA - CARAVELI - AREQUIPA																									
ORIENTACION DEL TUNEL: N273°																													
RESPONSABLE: Bach. José Leonardo Sánchez Peña																													
CODIGO: EG-02		FECHA: 12/05/2021																											
D I S C O N T I N U I D A D	DATA GPS			MACIZO ROCOSO				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRAFIADAS													RMR								
	ESTE	NORTE	COTA	LITOLÓG/ FORMACION	METEORIZ.	GRADO DE FRACT.	RQD	GSI	RESIST. COMP. UNIAX.	DIRECCION		ESPACIADO (m)	PERSIST. (m)	ABERTURA (mm)	RUGOS.	RELLENO		ALTERAC. METEORIZ.	AGUA	CALIDAD DE INFORM.									
	607728.49	8241923.07	675 m.s.n.m							TIPOS	ORIENTACION					TIPO	DUREZA												
	DIMENSION DE LA LABOR									1 = Fresco	1 = Alto					λ	1 = Bloq- Regular					E= Estratíf.	DIP	DD	1 = Arcilla	1 = Ninguna	1 = Inalterada	1 = Seco	1 = Lec. Real
	2.4*2.1									2 = Lev.	2 = Medio					ND/m	2 = Bloq- Irregular					D = Diaclasa			2 = Rgosa.	2 = Dura <5mm	2 = Lig. Alt.	2 = Húmedo	2 = Lec. Apar.
										3 = Mod.	3 = Bajo						3 = Bloq y Capas					Fa = Falla Norm.			3 = Lig. Rug.	3 = Duro >5 mm	3 = Mod. Alt.	3 = Mojado	3 = Lec. Proy.
			4 = Alt.							4 = Bajo						4 = Fract-Intenso	Ff = Falla Inversa						4 = Ond - Lisa	4 = Oxidos	4 = Suave <5mm	4 = Muy. Alt.	4 = Goteo		
			5 = Compl.	5 = Bajo			Fd = Falla Direcc.			5 = Carbón	5 = Suave > 5mm	5 = Descomp.	5 = Flujo																
			6 = Suelo	6 = Bajo			C = Contacto			6 = Arena			6 = Presión																
										7 = Siderita																			
										8 = Roca Tritur.																			
1				Intrusivo	1	2	75-90 %	2	R5	75	310	4	2	4	3	1	4	2	2	1	54								
2										79	321																		
3										81	330																		
4										80	320																		
5										76	330																		
6										74	336																		
7										79	295																		
8										80	289																		
9										79	331																		
10										80	336																		
11					1	2	75-90 %	2	R5	84	105	3	1	4	3	1	4	2	2	1	53								
12									85	100																			
13									80	101																			
14									86	109																			
15									80	111																			
16									87	107																			
17									79	106																			
18									80	108																			
19									83	112																			
20									88	116																			
21					1	2	75-90 %	2	R5	15	258	3	1	4	3	1	4	2	2	1	54								
22									18	250																			
23									20	260																			
24									25	254																			
25									16	258																			
26									19	261																			
27									21	257																			
28									17	259																			
29									26	251																			
30									29	260																			
RMR - REGULAR TIPO III																				54									

Diseño original: M.Sc. Víctor Tolentino Y.

Modificación 01: Ing. Reinaldo Rodríguez C.

Modificación Final: Bach. José Sánchez P.

Anexo Registro Geológico – Geotécnico. Estación Geomecánica 02

REGISTRO GEOLOGICO GEOTECNICO			UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA GEOLOGICA																									
NIVEL: 0		LABOR: GA-570		TESIS- EVALUACION GEOMECANICA DEL MACIZO RO COSO PARA LA DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA GA 570, NIVEL 0 EN LA MINA CHAPARRAL,																								
TRAMO: 1+728-1+739		SISTEMA: WGS84		UNIDAD SAN FRANCISCO VII- EMPRESA MINERA GOLDEN RIVER RESOURCES S.A.C. - CHAPARRA - CARAVELI - AREQUIPA																								
ORIENTACION DEL TUNEL: N 275°				CODIGO: EG-04																								
RESPONSABLE: Bach. José Leonardo Sánchez Peña				FECHA: 22/05/2021																								
D I S C O N T I N U I D A D	DATA GPS			MACIZO RO COSO				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRAFIADAS													RMR							
	ESTE	NORTE	COTA	LITOLÓG/ FORMACION	METEORIZ.	GRADO DE FRACT.	RQD	GSI	TIPOS	RESIST. COMP. UNIAX.	DIRECCION		ESPACIADO (m)	PERSIST. (m)	ABERTURA (mm)	RUGOS.	RELLENO		ALTERAC. METEORIZ.	AGUA		CALIDAD DE INFORM.						
	DIMENSION DE LA LABOR		λ								ORIENTACION						TIPO	DUREZA										
	2.4*2.1		ND/m								DIP	DD					1 = Arcilla	1 = Ninguna					1 = Inalterada	1 = Seco	1 = Lec. Real			
			3 = Bloq y Capas								3 = Bloq - Regular						2 = Rugosa.	2 = QZ/Slice					2 = Dura <5mm	2 = Lig. Alt.	2 = Húmedo	2 = Lec. Apar.		
			4 = Fract-Intenso								2 = Bloq-Irregular						3 = 0.6 - 0.2	3 = 3 - 10					3 = 0.1 - 1	3 = Lig. Rug.	3 = Calcita	3 = Duro >5 mm	3 = Mod. Alt.	3 = Mojado
		5 = Compl.									1 = Bloq- Regular						4 = 0.2 - 0.06	4 = 10 - 20			4 = 1 - 5		4 = Ond - Lisa	4 = Oxidos	4 = Suave <5mm	4 = Muy. Alt.	4 = Goteo	
1				Intrusivo	1	2	50-75%	2	D1	R5	86	332	4	1	4	3	1	4	2	2	1	55						
2									D1		78	328																
3									D1		75	326																
4									D1		82	331																
5									D1		88	334																
6									D1		75	330																
7									D1		81	335																
8									D1		80	328																
9									D1		76	331																
10									D1		77	333																
11					1	2	50-75%	2	D2	R5	78	64	4	1	3	2	1	4	2	2	1	54						
12									D2		75	62																
13									D2		74	58																
14									D2		78	58																
15									D2		77	60																
16									D2		82	65																
17									D2		81	62																
18									D2		75	64																
19									D2		74	55																
20									D2		72	59																
21					1	2	50-75%	2	D3	R5	30	163	4	1	3	2	1	4	2	2	1	54						
22									D3		31	168																
23									D3		30	170																
24									D3		28	165																
25									D3		27	158																
26									D3		29	166																
27									D3		33	172																
28									D3		25	173																
29									D3		26	168																
30									D3		27	160																
RMR - REGULAR TIPO III																				54								

Diseño original: M.Sc. Víctor Tolentino Y.

Modificación 01: Ing. Reinaldo Rodríguez C.

Modificación Final: Bach. José Sánchez P.

Anexo Registro Geológico – Geotécnico. Estación Geomecánica 04

REGISTRO GEOLOGICO GEOTECNICO				UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA GEOLOGICA																														
NIVEL: 0		LABOR: GA-570		TESIS: EVALUACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA GA 570, NIVEL 0 EN LA MINA CHAPARRAL,																														
TRAMO: 0+1739 -1+750		SISTEMA: WGS84		UNIDAD SAN FRANCISCO VII - EMPRESA MINERA GOLDEN RIVER RESOURCES S.A.C. - CHAPARRA - CARAVELI - AREQUIPA																														
ORIENTACION DEL TUNEL: N 275°				CODIGO: EG-05 FECHA: 26/05/2021																														
D I S C O N T I N U I D A D	DATA GPS			MACIZO ROCOSO				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRAFIADAS												RMR														
	ESTE	NORTE	COTA	LITOLG/ FORMACION	METEORIZ. 1 = Fresco 2 = Lev. 3 = Mod. 4 = Alt. 5 = Compl. 6 = Suelo	GRADO DE FRACT. 1 = Alto 2 = Medio 3 = Bajo	RQD λ ND/m	GSI 1 = Bloq- Regular 2 = Bloq-Irregular 3 = Bloq y Capas 4 = Fract-Intenso	TIPOS		RESIST. COMP. UNIAX. ci (Mpa)	DIRECCION		ESPACIADO (m) 1 = >2 2 = 2 - 0.6 3 = 0.6 - 0.2 4 = 0.2 - 0.06 5 = <0.06	PERSIST. (m) 1 = < 1 2 = 1 - 3 3 = 3 - 10 4 = 10 - 20 5 = >20	ABERTURA (mm) 1 = Nada 2 = <0.1 3 = 0.1 - 1 4 = 1 - 5 5 = >5	RUGOS. 1 = Muy Rug. 2 = Rugosa. 3 = Lig. Rug. 4 = Ond - Lisa 5 = Suave - Pulida	RELLENO			ALTERAC. METEORIZ. 1 = Inalterada 2 = Lig. Alt. 3 = Mod. Alt 4 = Muy. Alt 5 = Descomp.	AGUA 1 = Seco 2 = Húmedo 3 = Mojado 4 = Goteo 5 = Flujo 6 = Presión	CALIDAD DE INFORM. 1 = Lec. Real 2 = Lec. Apar. 3 = Lec. Proy.											
	DIMENSION DE LA LABOR								E=Estratif. D = Diacasa Fn = Falla Norm. Fi = Falla Inversa Fd = Falla Direcc. mf = microfalla SE = Sobre es. C = Contacto			DIP	DD					TIPO	DUREZA					8 = Roca Tritur.										
	2.4*2.1								50-75%			2						R5						86	341	4	1	3	2	4	4	2	2	1
																								78	345									
																								80	330									
																								81	325									
																		75	345															
									76	328																								
									80	330																								
									74	334																								
									76	335																								
									78	336																								
			1 2		50-75%		2		R5		58	120	4	1	4	3	1	4	2	2	1													
											60	120																						
											45	125																						
											53	124																						
											58	118																						
											54	116																						
											46	126																						
											54	130																						
											48	132																						
											50	128																						
			1 2		50-75%		2		R5		25	260	4	1	4	3	1	4	2	2	1													
											24	258																						
											28	245																						
											20	240																						
											26	244																						
											24	250																						
											27	255																						
											25	248																						
											26	246																						
											25	252																						
																RMR - REGULAR TIPO III			51															

Diseño original: M.Sc. Víctor Tolentino Y.

Modificación 01: Ing. Reinaldo Rodríguez C.

Modificación Final: Bach. José Sánchez P.

Anexo Registro Geológico – Geotécnico. Estación Geomecánica 05

REGISTRO GEOLOGICO GEOTECNICO			UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA GEOLOGICA																																
NIVEL: 0		LABOR: GA-570		TESIS: EVALUACION GEOMECANICA DEL MACIZO RO COSO PARA LA DEETERMINACION DEL TIPO DESOSTENIMIENTO EN LA GA 570, NIVEL 0 EN LA MINA CHAPARRAL,																															
TRAMO:		SISTEMA: WGS-84		UNIDAD SAN FRANCISCO VII - EMPRESA MINERA GOLDEN RIVER RESOURCES S.A.C. - CHAPARRA - CARAVELI - AREQUIPA																															
ORIENTACION DEL TUNEL: N 275°				RESPOSABLE: Bach José Leonardo Sánchez Peña																															
CODIGO: EG-06		FECHA: 28/05/2021		PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRAFIADAS																															
D I S C O N T I N U I D A D	DATA GPS			MACIZO RO COSO				PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRAFIADAS												RMR															
	ESTE	NORTE	COTA	LITOLÓG/ FORMACION	METEO RIZ.	GRADO DE FRACT.	RQD	GSI	TIPOS	RESIST. COMP. UNIAX. ci (Mpa)	DIRECCION		ESPACIADO (m)	PERSIST. (m)	ABERTURA (mm)	RUGOS.	RELLENO		ALTERAC. METEO RIZ.		AGUA	CALIDAD DE INFORM.													
	DIMENSION DE LA LABOR										λ	mi = Bloq- Regular 2 = Bloq-Irregular 3 = Bloq y Capas 4 = Fract-Intenso					mi = microfalla SE= Sobre es. C= Contacto	ORIENTACION					DIP	DD	TIPO	DUREZA	6 = Arena 7 = Siderita 8 = Roca Tritur.	6 = Presión							
	2.4*2.1																												ND/m	4 = Fract-Intenso	mi = microfalla SE= Sobre es. C= Contacto	ORIENTACION	DIP	DD	TIPO
			ND/m																	4 = Fract-Intenso															
1					Intrusivo	1	2	50-75%	2	D1	R5	45	348	4	2	4	3	1	4		3	2	1	51											
2				D1					55	330																									
3				D1					52	350																									
4				D1					54	351																									
5				D1					56	355																									
6				D1					55	334																									
7				D1					54	351																									
8				D1					50	352																									
9				D1					53	348																									
10				D1					48	340																									
11					1	2	50-75%	2	D2	R5	75	60	4	1	3	3	4	4	2	2	1	50													
12					D2				74	65																									
13					D2				78	60																									
14					D2				70	62																									
15					D2				72	67																									
16					D2				80	58																									
17					D2				76	56																									
18					D2				74	68																									
19					D2				77	66																									
20					D2				78	65																									
21					1	2	50-75%	2	D3	R5	30	265	4	1	3	3	4	4	3	2	1	51													
22					D3				25	258																									
23					D3				20	300																									
24					D3				26	280																									
25					D3				24	260																									
26					D3				26	254																									
27					D3				30	260																									
28					D3				34	265																									
29					D3				32	278																									
30					D3				29	275																									
																	RMR - REGULAR TIPO III			51															

Diseño original: M.Sc. Víctor Tolentino Y.

Modificación 01: Ing. Reinaldo Rodríguez C.

Modificación Final: Bach. José Sánchez P.

Anexo Registro Geológico – Geotécnico. Estación Geomecánica 06

PLANOS

- PLANO DE UBICACIÓN 01
- PLANO SATELITAL 02
- PLANO GEOLÓGICO SUBTERRÁNEO 03
- PLANO GEOLÓGICO 04
- PLANO GEOMECÁNICO 05
- PLANO DE UNIDADES MORFOGENÉTICAS 06