

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
ESCUELA DE POSGRADO
MAESTRÍA EN GEOTECNIA Y GEOMECÁNICA
MINERA



TESIS

**CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE
SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL – CONTRATA MINERA
PEYOLS, U.E.A. – ANA MARÍA**

PRESENTADA POR:

LUCIO RAÚL MAMANI BARRAZA

PARA OPTAR EL GRADO ACADÉMICO DE:

MAGISTER SCIENTIAE EN GEOTECNIA Y GEOMECÁNICA MINERA

PUNO, PERÚ

2018

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

ESCUELA DE POSGRADO

MAESTRÍA EN GEOTECNIA Y GEOMECÁNICA MINERA



TESIS

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE
SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL – CONTRATA MINERA
PEYOLS, U.E.A. – ANA MARÍA

PRESENTADA POR:

LUCIO RAÚL MAMANI BARRAZA

PARA OPTAR EL GRADO ACADÉMICO DE:

MAGISTER SCIENTIAE EN GEOTECNIA Y GEOMECÁNICA MINERA

APROBADA POR EL SIGUIENTE JURADO:

PRESIDENTE


.....
Dr. ERASMO GODOFREDO CARNERO CARNERO

PRIMER MIEMBRO


.....
Dr. VICTORIANO ROLANDO APAZA CAMPOS

SEGUNDO MIEMBRO


.....
M.Sc. HENRY ARNALDO TAPIA VALENCIA

ASESOR DE TESIS


.....
M.Sc. MARIO SERAPIO CUENTAS ALVARADO

Puno, 09 de agosto de 2018.

ÁREA: Especialidad.

TEMA: Geotecnia.

LÍNEA: Diseño de reforzamiento y sostenimiento en minería.

DEDICATORIA

A la memoria de mis queridos padres **José Bernardino y Rosa**, por darme la vida y ser fuente de enseñanza, sabiduría y ejemplo de superación.

A mi esposa:

Inés Leonor, por darme el impulso, por su comprensión y ser el motor y motivación principal para la realización de este trabajo, que con su apoyo constante y amor incondicional, ha sido posible la culminación satisfactoria.

A mis hijos **Jeffersson, Harrisson y Ericksson**, que son la razón de mi vida, fortaleza y pilar de apoyo inconmensurable motivo de mi existir.

AGRADECIMIENTOS

- Mi profunda gratitud a la Universidad Nacional del Altiplano – Puno, mi alma mater, a mis docentes de la Escuela de Postgrado del Programa de Maestría en Geotecnia y Geomecánica minera.
- A la Escuela de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería de Minas en especial a sus docentes que conforman el Programa de Maestría en Geotecnia y Geomecánica minera.
- A la Gerencia de la contrata minera Peyols, Ing. Juan Chambi Quispe, por permitirme desarrollar el presente trabajo de investigación dentro de sus operaciones mineras.

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
ÍNDICE GENERAL	iii
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE ANEXOS	xiii
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	xiv
RESUMEN	xvi
ABSTRACT	xvii
INTRODUCCIÓN	1

CAPÍTULO I**REVISIÓN DE LITERATURA**

1.1 Marco teórico	2
1.1.1 Comportamiento de los macizos rocosos	2
1.1.2 Métodos de diseño en macizo rocoso.	2
1.1.3 Clasificaciones geomecánicas	3
1.1.4 Características estructurales del macizo rocoso.	4
1.1.5 Índice de calidad de la roca (RQD)	5
1.1.5.1 Definición del sistema.	6
1.1.5.2 Correlación.	6
1.1.5.3 Guía de sostenimiento.	7
1.1.6 Clasificación de RMR	7
1.1.6.1 Parámetro de Clasificación.	8
1.1.7 Sistema Q	16
1.1.7.1 Correlacionamiento del índice Q:	17
1.1.7.2 Sugerencias para el uso de las Tablas	22
1.1.7.3 Diseño de sostenimiento.	22
1.1.7.4 Recomendaciones de sostenimiento	25
1.1.8 Clasificación de Hoek.	26
1.1.8.1 El Índice Geológico de Resistencia (GSI)	26
1.1.8.2 Metodología de aplicación del GSI	30
	iii

1.1.8.3	Funciones del Índice geológico de resistencia.	31
1.1.8.4	Relaciones entre RMR y GSI	32
1.2	Antecedentes	32

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1	Identificación del problema.	35
2.2	Enunciados del problema.	36
2.2.1	Pregunta general	36
2.2.2	Preguntas específicas	36
2.3	Hipótesis	36
2.3.1	Hipótesis general	36
2.3.2	Hipótesis específicas	36
2.4	Objetivos	37
2.4.1	Objetivo general.	37
2.4.2	Objetivos específicos	37
2.5	Justificación	37

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	Ámbito y lugar de estudio	39
3.2	Geología económica.	39
3.3	Ubicación geográfica.	40
3.4	Población.	40
3.5	Muestra.	41
3.5.1	Materiales e instrumentos.	41
3.5.1.1	Ensayo de compresión simple (UCS).	41
3.5.1.2	Proyecciones estereográficas.	42
3.5.1.3	Rebote martillo Schmidt (esclerómetro).	42
3.5.1.4	Rugómetro (Peine de Barton)	42
3.5.1.5	Instrumentos.	44
3.5.1.6	Programas	44
3.6	Métodos	46

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	Caracterización geomecánica por estaciones.	48
4.1.1	Cálculo de RMR.	49
4.1.2	Cálculo de Índice Q.	51
4.1.3	Cálculo del Índice geológico de resistencia (GSI).	52
4.2	Análisis cinemático de estabilidad excavados en masas rocosas utilizando la proyección estereográfica o la proyección Equiareal	54
4.2.1	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-1.	54
4.2.2	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-2.	56
4.2.3	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-3.	58
4.2.4	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-4.	60
4.2.5	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-5.	62
4.2.6	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-6.	64
4.2.7	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-7.	66
4.2.8	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-8.	68
4.2.9	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-9.	70
4.2.10	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-10.	72
4.2.11	Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-11.	74
4.3	Determinación de parámetros de resistencia con aplicación del Software RocData 3.0	78
4.3.1	RocData	78
4.3.2	Cálculo de los parámetros m y s.	78
4.3.3	Relación entre la constante del material “mb” y “mi”	78
4.3.4	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 1	79
4.3.5	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 2	80
4.3.6	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 3	81
4.3.7	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 4	82

4.3.8	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - estacion N° 5	83
4.3.9	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 6	84
4.3.10	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 7	85
4.3.11	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 8	86
4.3.12	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 9	87
4.3.13	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 10	88
4.3.14	Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 11	89
4.4	Determinación analítica de estabilidad de cuñas con aplicación del Software Unwedge.	90
4.4.1	Estación N° 1	91
4.4.2	Estación N° 2	92
4.4.3	Estación N° 3	93
4.4.4	Estación N° 4	94
4.4.5	Estación N° 5	95
4.4.6	Estación N° 6	96
4.4.7	Estación N° 7	97
4.4.8	Estación N° 8	98
4.4.9	Estación N° 9	99
4.4.10	Estación N° 10	100
4.4.11	Estación N° 11	101
4.5	Análisis de excavaciones subterráneas aplicando el software Phase 2	102
4.5.1	Descripción del software	102
	CONCLUSIONES.	108
	RECOMENDACIONES.	109
	BIBLIOGRAFÍA	110



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
1. Clasificación de macizos rocosos	5
2. Índice de Calidad de la Roca RQD.	6
3. Resistencia de la Roca Sana	9
4. Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial	10
5. Cálculo de RQD	10
6. Separación de las discontinuidades	11
7. Condiciones de las discontinuidades - Aberturas de las discontinuidades.	11
8. Continuidad o persistencia de las discontinuidades.	11
9. Rugosidad de las discontinuidades	12
10. Relleno de las discontinuidades	12
11. Alteración de las discontinuidades.	12
12. Presencia del agua	13
13. Determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con la relación al eje de la obra.	13
14. Valoración para Túneles y Minas.	14
15. Valoración para Fundaciones.	14
16. Valoración para Taludes.	14
17. Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR	15
18. Guía para la excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería donde la condición de la roca es importante.	15
19. Valores de ESR	18
20. Parámetro: R.Q.D	18
21. Número de familias de diaclasas Jn	19
22. Índice de rugosidad de las diaclasas Jr	19
23. Coeficiente reductor por la presencia de agua Jw	20
24. Índice de alteración de las discontinuidades Ja	20
25. Condiciones Tensionales S.R.F	21
26. Clasificación de Barton de los macizos rocosos. Índice de calidad Q.	22
27. Sostenimientos recomendados	25
28. Cálculo de RQD mediante mapeo geomecánico	49
29. Cálculo de RMR mediante mapeo geomecánico	50
	viii

30. Cálculo de Q, mediante mapeo geomecánico	52
31. Cálculo de Índice de resistencia (GSI)	53
32. Resumen comparativo entre RQD, RMR, GSI, Q, análisis cinemático	76

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
1. Procedimiento para la medición y el cálculo de RQD	6
2. Estimación de las categorías de sostenimiento, basadas en el Índice Q de Calidad	25
3. Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el entrabamiento y las condiciones de las juntas.	29
4. Ubicación geográfica de la contrata minera Peyols.	40
5. Perfiles de rugosidad conjunta de roca JRC.	43
6. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 1.	54
7. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	55
8. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 2.	56
9. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	57
10. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 3.	58
11. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	59
12. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 4.	60
13. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	61
14. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 5.	62
15. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	63
16. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 6.	64
17. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	65
18. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 7.	66
19. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	67
20. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 8.	68
21. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	69
22. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 9.	70
23. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	71
24. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 10.	72
25. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	73
26. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 11	74
27. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento	75
28. Curva de deformación para roca pizarra E-1	79
29. Curva de deformación para roca pizarra E-2	80
	x

30. Curva de deformación para roca pizarra E-3	81
31. Curva de deformación para roca pizarra E-4	82
32. Curva de deformación para roca pizarra E-5	83
33. Curva de deformación para roca pizarra E-6	84
34. Curva de deformación para roca pizarra E-7	85
35. Curva de deformación para roca pizarra E-8	86
36. Curva de deformación para roca pizarra E-9	87
37. Curva de deformación para roca pizarra E-10	88
38. Curva de deformación para roca pizarra E-11	89
39. Análisis de orientación de las Juntas. E – 1	91
40. Orientación de cuñas E-1	91
41. Análisis de orientación de las Juntas. E – 2	92
42. Orientación de cuñas E-2	92
43. Análisis de orientación de las Juntas. E – 3	93
44. Orientación de cuñas E-3	93
45. Análisis de orientación de las Juntas. E – 4	94
46. Orientación de cuñas E-4	94
47. Análisis de orientación de las Juntas. E – 5	95
48. Orientación de cuñas E-5	95
49. Análisis de orientación de las Juntas. E – 6	96
50. Orientación de cuñas E-6	96
51. Análisis de orientación de las Juntas. E – 7	97
52. Orientación de cuñas E-7	97
53. Análisis de orientación de las Juntas. E – 8	98
54. Orientación de cuñas E-8	98
55. Análisis de orientación de las Juntas. E – 9	99
56. Orientación de cuñas E-9	99
57. Análisis de orientación de las Juntas. E – 10	100
58. Orientación de cuñas E-10	100
59. Análisis de orientación de las Juntas. E – 11	101
60. Orientación de cuñas E-11	101
61. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-1	102
62. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-2	103

63. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-3	103
64. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-4	104
65. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-5	104
66. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-6	105
67. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-7	105
68. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-8	106
69. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-9	106
70. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-10	107
71. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-11	107
72. Bocamina contrata minera Peyols	137
73. Contacto de roca pizarra y cuarcita	137
74. Instrumentos para la toma de datos de geomecanica	138
75. Toma de datos en campo con esclerómetro	138
76. Contacto de roca pizarra y cuarcita	139
77. Toma de datos en campo con brújula	139
78. Resistencia a la compresión de la discontinuidad de JRC	145
79. Determinación del RCU con martillo Schmidt.	146
80. Informe de capacidad de proceso para RCU.	147
81. Intervalo de tolerancia	147

ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
1. Fichas geomecánicas	115
2. Construcción de mapeo geomecánico RMR, Q, y GSI.	126
3. Panel fotográfico	137
4. Ensayos de laboratorio	140
5. Determinación de resistencia con Martillo Schmidt	144
6. Planos	148

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

A	: Sección inicial de la muestra
C	: Cohesión
D	: Factor de perturbancia
DIP	: Buzamiento
DIP/DIRECC:	Buzamiento/dirección de buzamiento
Em	: Módulo de deformación
Equiangular:	Define el ángulo de un cristal
ESR	: Relación de sostenimiento de la excavación
F	: Fuerza aplicada hasta la rotura
GSI	: Índice de fuerza geológica
ISRM	: Sociedad internacional de mecánica de rocas
Ja	: Índice de alteración de discontinuidad
Jn	: Índice de diaclasado
Jr	: Índice de rugosidad
JRC	: Índice de rugosidad
Jw	: Coeficiente deducido por presencia de agua
mb	: Criterio de rotura
mi	: Parámetro de la roca intacta
Φ	: Angulo de fricción
Plunge	: Buzamiento
Q	: Clasificación geomecánica modificada por Barton
RMR	: Calificación de la masa rocosa
RQD	: Designación de la calidad de roca
S	: Sección
σ_3	: Tensión máxima
σ_{max}	: Resistencia a la tracción

SRF	: Factor de corrección de tensión
Trend	: Dirección
UCS	: Resistencia a la compresión uniaxial
UEA	: Unidad económica administrativa
UTM mundial)	: Universal Transverse Mercator (Sistema de coordenadas mundial)
WGS	: Sistema geodésico mundial 1984
σ_c	: Tensión de compresión
σ_1	: Esfuerzo principal mayor

RESUMEN

El presente trabajo de investigación, se encuentra dentro de la jurisdicción del centro poblado La Rinconada, distrito de Ananea, provincia de Sandia. La problemática es identificar la influencia de la clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal. El objetivo es la zonificación del macizo rocoso, muestreadas en 54 metros lineales con una sección de 4 x 4.5mts, obteniéndose datos de 11 estaciones de la labor subterránea, la estabilización y el diseño de sostenimiento se determina a través de las características geotécnicas y geomecánicas, teorías de sostenimiento planteadas por Bieniawski y Barton: Deere (RQD), Bieniawski (RMR_{89}), Barton (Q), Hoek (GSI). La determinación de la calidad del macizo rocoso, mediante el método de detalle lineal muestra las características de las discontinuidades, buzamiento, azimut y dirección de buzamiento, relleno, persistencia, rugosidad, espaciamiento de discontinuidades, presencia de agua, límites de dominio, fallas y diques. Los parámetros geotécnicos y Geomecánicos dan como resultado el diseño del tipo de sostenimiento para el macizo rocoso siendo la resistencia a la compresión uniaxial de 88.46 Mpa, el RMR promedio es de 48, que corresponde a una roca regular, con un índice de Q promedio de 0.96, el resultado del análisis cinemático muestra el tipo de cuña. El tipo de soporte proporciona pernos en la corona como en los hastiales con diámetro de taladro de 20 mm, longitud de 3 a 4 m, espaciamiento de 1.5 a 2 m y hormigón proyectado de 4 a 10 cm. de espesor, con un factor de seguridad de 1.26. Se concluye que la aplicación de la geomecánica determina el sistema de sostenimiento adecuado.

Palabras clave: diseño empírico, geomecánica, macizo rocoso, sostenimiento.

ABSTRACT

The present research work is within the jurisdiction of the town center La Rinconada, district of Ananea, province of Sandia. The problem is to identify the influence of the geomechanical classification for the sustaining design in the main gallery. The objective is the zoning of the rock mass, sampled in 54 linear meters with a section of 4 x 4.5 mts, obtaining data from 11 stations of the underground work, stabilization and the design of support is determined through the geotechnical and geomechanical characteristics, theories of support raised by Bieniawski and Barton: Deere (RQD), Bieniawski (RMR89), Barton (Q), Hoek (GSI). The determination of the quality of the rock mass, by means of the linear detail method shows the characteristics of the discontinuities, dip, azimuth, and direction of dip, filling, persistence, roughness, discontinuity spacing, and presence of water, domain boundaries, faults, and dykes. The geotechnical and geomechanical parameters result in the design of the type of support for the rock mass with the uniaxial compression resistance being 88.46 Mpa, the average RMR is 48, which corresponds to a regular rock, with an average Q index of 0.96, the result of the kinematic analysis shows the type of wedge. The type of support provides bolts in the crown as in the gables with drill diameter of 20mm, length from 3 to 4m, spacing from 1.5 to 2m and shotcrete from 4 to 10cm thick, with a safety factor of 1.26. It is concluded that the application of geomechanics determines the adequate support system.

Keywords: empirical design, rock geomechanics, rock mass, support.

INTRODUCCIÓN

La presente investigación denominada “Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal contrata minera Peyols UEA - Ana María”, se realiza debido a la falta y desconocimiento del control geomecánico de las rocas, la misma que durante la ejecución de las labores de desarrollo en la galería principal así como cortadas crean inestabilidad. Para el proceso de estabilización de las labores se requiere de un diseño de sostenimiento lo que conlleva plantear, a través de las características geotécnicas y geomecánicas, un diseño adecuado a través de las teorías y recomendaciones de sostenimiento planteadas por Bieniawski y Barton.

El método Rock Mass Rating (RMR) para la clasificación de macizos rocosos desarrollado por Bieniawski (RMR₈₉). Este método permite, de forma sencilla, estimar la calidad del macizo rocoso, mediante la cuantificación de parámetros de fácil medición, los cuales se establecen en el campo de manera rápida y con costos económicos mínimos, incluye los siguientes parámetros: resistencia a la compresión uniaxial de la roca (88.46 Mpa), RMR promedio de la roca 56.63 siendo roca regular, Rock Quality Designation (RQD) promedio 86.36 de calidad de roca buena, espaciamiento de discontinuidades, condición de las discontinuidades, condición del agua subterránea y orientación de las discontinuidades. El valor del RMR establece las propiedades geotécnicas del macizo para analizar la estabilidad del talud del frente de explotación. El sistema Q, fue propuesto por Barton et al. (1974), Basado en los tipos de estabilidad en excavaciones subterráneas, cuyo propósito establecer un índice para determinar la calidad del macizo rocoso en túneles, para el proyecto Q promedio 0.96 cuya descripción es pobre, el sistema incluye parámetros como: índice de diaclasamiento o grado de fracturación, rugosidad de las discontinuidades, alteración de las discontinuidades, coeficiente de reducción por la presencia de agua, y el coeficiente de reducción por esfuerzos. El proyecto de acuerdo al análisis cinemático los esfuerzos de rotura en su mayoría son del tipo cuña esto debido al tipo de roca promedio de muy mala a mal, con diseño de sostenimiento inyectados pernos tanto en la corona y en los hastiales con una longitud promedio de 3 a 4 m, con un espaciamiento de 1.5 a 2 m.

CAPÍTULO I

REVISIÓN DE LITERATURA

1.1 Marco teórico

1.1.1 Comportamiento de los macizos rocosos

La caracterización o descripción cuantitativa del macizo rocoso para el diseño y construcción de una excavación es probablemente el elemento más importante en geomecánica. La necesidad de caracterizar la roca se percibe desde los puntos de vista de la economía, seguridad y obligaciones contractuales en la construcción de excavaciones subterráneas. Estimar el comportamiento mecánico del macizo rocoso puede ser una herramienta útil para administrar el riesgo durante el proceso de excavación de obras subterráneas. Esto debido a que previene al constructor de ciertas amenazas de inestabilidad; ayudan a redefinir las fases de excavación en ciertos sectores; y a definir el tipo, cantidad y oportuna instalación del soporte Suarez *et al.* (2009).

1.1.2 Métodos de diseño en macizo rocoso.

Los macizos rocosos donde se realizan las obras subterráneas constituyen un medio discontinuo complejo cuyas características pueden cambiar bruscamente. El diseño de obras subterráneas tiene generalmente dos fases: la primera supone ciertas condiciones del espacio subterráneo de acuerdo con investigaciones básicas, y define antes de la construcción un plan de acciones. La segunda fase de diseño se ejecuta durante la construcción, con base en las condiciones encontradas durante el proceso de excavación. Esta fase es importante debido a que las decisiones se toman en un corto plazo,

las evaluaciones y el rediseño se hacen a medida que se avanza. Para el diseño de obras subterráneas en la segunda fase, se usan actualmente los métodos empíricos con base en sistemas de clasificación del macizo rocoso, métodos analíticos numéricos y los métodos de observación (Suarez et *al.*, 2009).

- a) **Método Empírico:** Se basa en las clasificaciones geomecánicas. Este procedimiento está ampliamente aceptado por su facilidad de comprensión y aplicación, al relacionar los problemas de diseño y construcción de túneles con las calidades de los macizos rocosos en los que se sitúan.
- b) **Método observacional:** De carácter cualitativo requiere de otras herramientas para realizar medidas observacionales en la excavación. Se miden las convergencias, los desplazamientos en el interior del macizo próximo a la excavación y las tensiones y cargas sobre los sostenimientos.
- c) **Método numérico:** Con el uso de modelos numéricos se pueden hacer estimaciones del estado tensional en los macizos rocosos atravesados por la excavación así como de las deformaciones producidas.

Los tres métodos exigen una caracterización geológica y geomecánica de los macizos rocosos y estos son:

- Identificación del material (litología, características resistentes)
- Estructura del macizo rocoso (superficies de discontinuidad, estructuras y dominios estructurales)
- Características geomecánicas de las discontinuidades (orientación, espaciado, dimensiones, rugosidad, resistencia de los labios, apertura, relleno, circulación de agua, número de familias, tamaño de los bloques).

1.1.3 Clasificaciones geomecánicas

Las clasificaciones geomecánicas determinan la sistemática del diseño empírico, siendo el propósito principal proporcionar un índice numérico que nos indica la calidad del macizo rocoso, para luego recomendar el sostenimiento más adecuado.

El objetivo de las clasificaciones geomecánicas es evaluar las propiedades de un macizo rocoso, establecer su calidad cuantitativamente y poder predecir lo siguiente:

- a. El comportamiento del macizo rocoso frente a la excavación programada.
- b. El tipo de sostenimiento
- c. Obtención de manera empírica el rango de variación de propiedades geotécnicas del macizo rocoso como son el ángulo de fricción interna y la cohesión. (Gavilanes y Andrade, 2004).

La principal ventaja de estas últimas es que proporcionan una valoración inicial de las características mecánicas del macizo a bajo coste y de forma sencilla. No obstante, hay que tener cuidado con la excesiva simplificación que suponen a la hora de trabajar con macizos rocosos “blandos”, muy tectonizados o alterados, para los que, en general, se sobreestiman las propiedades mecánicas y resistentes, sin tener en cuenta aspectos importantes como su deformabilidad. Estas limitaciones deben ser consideradas al aplicar las clasificaciones, debiendo interpretar los resultados con criterio y siempre en base al conocimiento de las propiedades y comportamiento de los diferentes tipos de macizos rocosos. (González de Vallejo *et al.*, 2002).

1.1.4 Características estructurales del macizo rocoso.

Las características estructurales en el diseño de un proyecto definen al macizo rocoso como un conjunto de bloques intactos, separado por discontinuidades. La relación existente entre la roca y el macizo rocoso, se analiza que las propiedades de la roca intacta serán superadas por las propiedades de las discontinuidades. Esto es si las discontinuidades están ampliamente espaciadas y si la roca es débil y alterada, las propiedades de la roca pueden influenciar fuertemente el comportamiento del macizo rocoso. Sin embargo en general las propiedades de las discontinuidades son de mayor importancia que las propiedades de la roca intacta (Gavilanes y Andrade, 2004).

Los parámetros más importantes para la clasificación de macizo rocoso se indican:

Tabla 1
Clasificación de macizos rocosos

	Parámetros	Tipo de obras
Características geológicas	La resistencia de la roca a la compresión uniaxial: dado que la resistencia de la roca intacta constituye la resistencia límite del macizo. También se puede utilizar el índice de resistencia de carga puntual	<ul style="list-style-type: none"> Excavaciones superficiales
	RQD: Índice de calidad de la roca, que es cuantitativo e incorpora solo piezas solidas de núcleos de sondajes y cuyas longitudes son mayores a 100 mm. Es un parámetro limitado para la descripción de un macizo rocoso porque no toma en cuenta la influencia del espesor de las diaclasas, orientación, continuidad y relleno	<ul style="list-style-type: none"> Excavaciones subterráneas cercanas a la superficie
	Espaciado de las discontinuidades	<ul style="list-style-type: none"> La mayoría de los proyectos de ingeniería civil, tales como túneles y cámaras subterráneas
	Condición de las discontinuidades (rugosidad, continuidad, separación, meteorización de la pared de las discontinuidades, relleno	
	Orientación de las discontinuidades	
	Condiciones hidrogeológicas (filtraciones y presión)	
Tensiones in situ	El conocimiento de los campos de tensión vigentes, o los cambios en las tensiones pueden ser de mayor consideración que los parámetros geológicos	Excavaciones subterráneas profundas

Fuente: (Bieniawski, 1989).

1.1.5 Índice de calidad de la roca (RQD)

Rock Quality Designation

El RQD fue introducido hace más de 30 años como un índice de calidad de roca. El RQD es una modificación del porcentaje de núcleos de recuperación, el cual solo incorpora las piezas sanas de los núcleos que tienen una longitud igual o mayor a 100 mm. Este índice cuantitativo ha sido ampliamente utilizado como un indicativo para identificar zonas de mala calidad de la roca,

Para la determinación del RQD, La Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas o International Society for Rock Mechanics (ISRM), propone la siguiente relación entre el índice del RQD y la calidad de la roca propuesta por Deere (1988).

Tabla 2
Índice de Calidad de la Roca RQD.

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

Fuente: (Deere, 1968)

1.1.5.1 Definición del sistema.

Medición del RQD según Deere (1988).

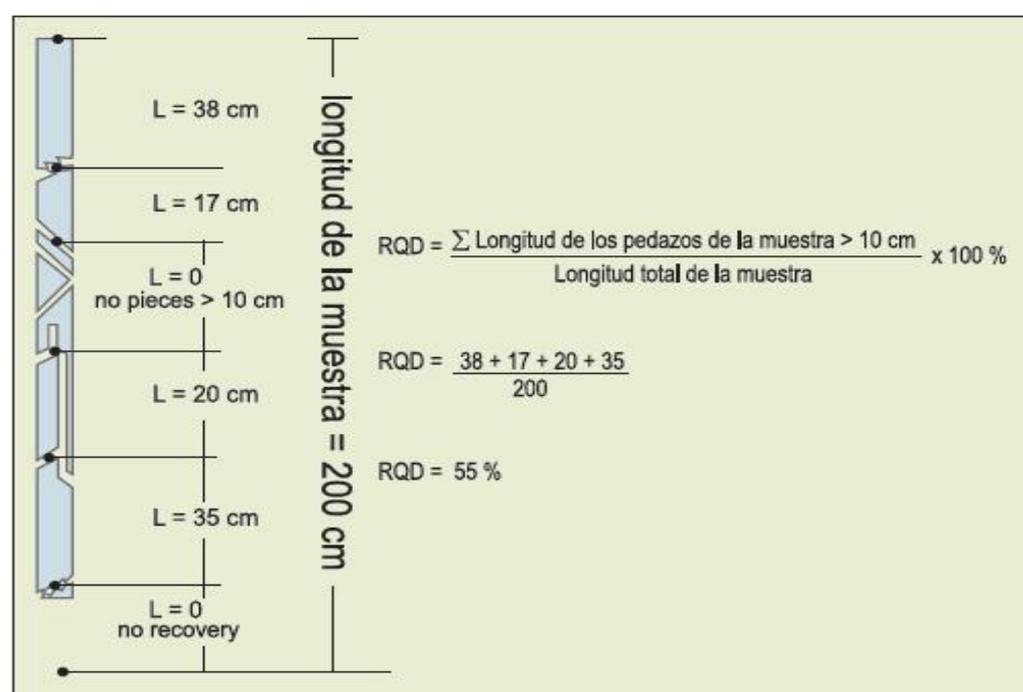


Figura 1. Procedimiento para la medición y el cálculo de RQD
Fuente: (Deere 1968)

1.1.5.2 Correlación.

Cuando no se dispone de núcleos de perforación, el RQD puede ser estimado a partir de una línea o de un área de mapeo, como se describe a continuación.

Para una línea de mapeo se puede obtener el promedio del espaciado de las discontinuidades (número de discontinuidades dividida por la longitud

de la línea de muestreo). El RQD obtenido de esta manera se puede calcular con la siguiente ecuación: Deere (1988).

$$\text{RQD} = 100^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

Donde:

λ : 1/(frecuencia de discontinuidades)

Aunque esta ecuación es apropiada sin embargo, también depende de la dirección de la línea de mapeo.

1.1.5.3 Guía de sostenimiento.

El RQD puede ser de considerable valor para determinar el sostenimiento de túneles en roca dura Deere (1988). Comparó los criterios de sostenimiento en función del ancho de la excavación. Resumidos en la tabla 3.

El RQD, es usado como un parámetro estándar en el registro de núcleos de perforación y forma un elemento básico de los dos sistemas de clasificación de macizos rocosos más utilizados, el RMR y el sistema Q.

1.1.6 Clasificación de RMR

El sistema de clasificación RMR o Rock Mass Rating fue desarrollado por Bieniawski durante los años 1972- 73, y modificado posteriormente en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979. (Bieniawski, 1988).

La teoría de Bieniawski constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros de diseño y de sostenimiento de túneles.

1.1.6.1 Parámetro de Clasificación.

El valor que define la clasificación es el denominado índice RMR (ROCK MASS RATING), que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros:

- 1) Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.
- 2) R.Q.D. Grado de fracturación del macizo rocoso.
- 3) Espaciado de las discontinuidades.
- 4) Condiciones de las discontinuidades, el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:
 - a. Abertura de las caras de la discontinuidad.
 - b. Continuidad o persistencia de la discontinuidad.
 - c. Rugosidad.
 - d. Alteración de la discontinuidad.
 - e. Relleno de las discontinuidades.
- 5) Presencia del Agua, en un macizo rocoso, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, la descripción utilizada para este criterio son: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.
- 6) Orientación de las discontinuidades.

Para obtener el Índice RMR de Bieniawski se realiza lo siguiente:

- a. Se suma los 5 variables o parámetros calculados, eso da como resultado un valor índice (RMR básico).
- b. El parámetro 6 que se refiere a la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

El valor del RMR varía entre 0 a 100

Tabla 3
Resistencia de la Roca Sana

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (Mpa)	ENSAYO DE CARGA PUNTUAL (Mpa)	VALORACIÓN
Extremadamente dura	> 250	> 10	15
Muy dura	100 - 250	4 - 10	12
Dura	50 - 100	2 - 4	7
Moderadamente dura	25 - 50	1 - 2	4
Blanda	5 - 25		2
Muy blanda	1 - 5		1
	< 1	< 1	0

Fuente: (Deere, 1968)

La calidad de roca R.Q.D se puede determinar:

- Trozos de rocas testigos mayores de 10 cm recuperados en sondeos.
- Número total de discontinuidades que interceptan una unidad de volumen (1m^3) del macizo rocoso, definido mediante el parámetro J_v .
- Teóricamente a partir de la densidad de las discontinuidades o frecuencia de las discontinuidades (λ) por (Hudson, 1989).

Para el primer caso se utiliza la primera fórmula:

$$RQD = \frac{\sum \text{ripios} > 10\text{cm}}{\text{Total de la perforacion}} \quad (\text{A})$$

Para el segundo caso se utiliza la siguiente fórmula:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v \quad (\text{B})$$

Para el tercer caso se utiliza la siguiente fórmula:

$$RQD = 100 e^{(0.1 \lambda)} (0.1 \lambda + 1) \quad (\text{C}).$$

El valor obtenido en las fórmulas A, B o C es comparado con la siguiente tabla:

Tabla 4
Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial

Clase (a)	Calificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (MPa)	Indice de carga puntual (MPa)	Estimación en terreno de la resistencia	Ejemplos
R6	Extremadamente Resistente	> 250	> 10	Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales en la roca.	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarcita.
R5	Muy Resistente	100 – 250	4 – 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, riolita, toba.
R4	Resistente	50 – 100	2 – 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	1 – 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.	Arcilloita, carbón, concreto, esquistos, pizarras, limolitas.
R2	Débil	5 – 25	(b)	Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas pero con dificultad.	Creta, sal mineral, potasio.
R1	Muy Débil	1 – 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.	Roca muy alterada o muy meteorizada.
R0	Extremadamente Débil	0,25 – 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.	Salbanda arcillosa dura.

(a) Clases según Brown [2].

(b) Para rocas con una resistencia en compresión uniaxial menor que 25 MPa los resultados del ensayo de carga puntual son poco confiables.

Tabla 5
Cálculo de RQD

Índice de Calidad R.Q.D (%)	Calidad	Valoración
0 – 25	Muy mala	3
25 – 50	Mala	8
50 – 75	Regular	13
75 – 90	Buena	17
90 - 100	Excelente	20

Fuente: (Deere, 1968)

Tabla 6
Separación de las discontinuidades

Descripción	Espaciado de Juntas	Tipo de macizo rocoso	Valoración
Muy separadas	> 2 m	Solido	20
Separadas	0.6 – 2 m	Masivo	15
Moderadamente separadas	200 – 600 mm	En bloques	10
Juntas	60 – 200 mm	Fracturado	8
Muy juntas	< 60 mm	machacado	5

Fuente: (Deere, 1968)

Nota: La separación o el espaciamiento de las discontinuidades están clasificadas según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 7
Condiciones de las discontinuidades - Aberturas de las discontinuidades.

Grado	Descripción	Separación de las Caras	Valoración
1	Abierta	> 5mm.	0
2	Moderadamente abierta	1 – 5 mm	1
3	Cerrada	1.0 – 1 mm	4
4	Muy cerrada	< 0.1 mm	5
5	ninguna	0	6

Fuente: (Deere, 1968)

Tabla 8
Continuidad o persistencia de las discontinuidades.

Grado	Descripción	Continuidad	Valoración
1	Muy baja	< 1m.	6
2	Baja	1 – 3 m.	4
3	Media	3 – 10 m.	2
4	Alta	10 – 20 m.	1
5	Muy alta	> 20 m.	0

Fuente: (Deere, 1968)

Tabla 9
Rugosidad de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

Fuente: (Deere, 1968)

Tabla 10
Relleno de las discontinuidades

Grado	Descripción	Valoración
1	Blando > 5 mm.	0
2	Blando < 5 mm.	2
3	Duro > 5 mm.	2
4	Duro < 5 mm.	4
5	Ninguno	6

Fuente: (Deere 1968)

Tabla 11
Alteración de las discontinuidades.

Grado	Descripción	Valoración
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

Fuente: (Deere, 1968)

La presencia del agua.

Para calcular la valoración según la presencia del agua se toma como referencia la tabla que a continuación se especifica.

Tabla 12
Presencia del agua

Caudal por 10 m de Túnel	Relación Presión agua – Tensión Principal mayor	Descripción	Valoración
Nulo	0	Seco	15
< 10 litros/min	< 0.1	Ligeramente húmedo	10
10- 25 litros/ min.	0.1 – 0.2	Húmedo	7
25 – 125 litros/min.	0.2 – 0.5	Goteando	4
> 125 litros/min.	> 0.5	Fluyendo	0

Fuente: (Deere, 1968)

Orientación de las discontinuidades

Para la valoración de este parámetro se debe clasificar la roca de acuerdo al rumbo y buzamiento con respecto a la obra civil que se va a ejecutar, esta clasificación se especifica a continuación:

Tabla 13
Determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con la relación al eje de la obra.

Dirección Perpendicular al Eje de la Obra						Buzamiento 0 – 20° cualquier dirección
Excavación. Con Buzamiento		Excavación. Contra buzamiento		Dirección Paralelo al eje de la Obra		
Buz.	Buz	Buz	Buz	Buz	Buz	
45° -90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	desfavorable
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	

Fuente: (Bieniawski, 1988)

Tabla 14
Valoración para Túneles y Minas.

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Fuente: (Bieniawski 1988)

Tabla 15
Valoración para Fundaciones.

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-7
Desfavorable	-15
Muy desfavorable	-25

Fuente: (Bieniawski, 1988)

Tabla 16
Valoración para Taludes.

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-5
Medio	-25
Desfavorable	-50
Muy desfavorable	-60

Fuente: (Bieniawski, 1988)

Tabla 17
Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR

CLASE	CALIDAD	VALORACIÓN RMR	COHESIÓN	ANGULO DE ROZAMIENTO
I	Muy buena	100 – 81	> 4 Kg/cm ²	> 45°
II	Buena	80 – 61	3 – 4 Kg/cm ²	35° - 45°
III	Media	60 – 41	2 – 3 kg/cm ²	25° - 35°
IV	Mala	40 – 21	1 – 2 Kg/cm ²	15° - 25°
V	Muy mala	< 20	< 1 Kg/cm ²	< 15°

Fuente: (Bieniawski, 1988)

Tabla 18
Guía para la excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería donde la condición de la roca es importante.

Clase de macizo rocoso	Excavación	Pernos (20mm de diámetro, inyectados)	Soporte con concreto armado	Costillas
I. Roca muy Buena. RMR: 81 - 100	A sección completa 3mts, de avance	Generalmente no se requiere		Ninguno
II. Roca Buena. RMR: 61 - 80	A sección completa 1-1.5mts. De avance Soporte completo a 2mts. Del frente	Pernos en la corona de 3mts. De longitud espaciados a 2.5mts, malla ocasional	50 mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 - 60	Frente superior y destroza. 1.5- 3mts, de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10mts del frente	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona	50 – 100 mm en la corona y 30 mm por los lados	Ninguno
IV. Roca pobre. RMR: 21 - 40	Frente superior y destroza 1 – 1.5mts, de avance en la media sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10mts del frente	Pernos sistemáticos 4-5mts, de longitud espaciados 1- 1.5mts en la corona y hastiales con malla	100– 150mm en la corona y 30mm por los lados	Costillas ligeras medias espaciadas 1.5mts, a donde se requiera
V. Roca muy pobre. RMR < 20	Múltiples galerías 0.5 - 1.5mts de avance en la sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectado tan pronto como sea posible después de la voladura	Pernos sistemáticos, 5 – 6mts de longitud, espaciados 1-1.5mts en la corona y hastiales con malla, Pernos invertidos	150– 200mm en la corona 150 mm en los lados y 50mm al frente.	Costillas medianas a resistentes, espaciadas a 0.75mts, con planchas de acero y tablestacas si se requiere.

Fuente: (Bieniawski, 1988)

1.1.7 Sistema Q

Sistema Q, Desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite establecer sistemas de sostenimientos para túneles y cavernas. El sistema Q está basado en la evaluación numérica de seis parámetros que definen el índice Q. Este índice viene dado por la siguiente expresión. (Barton, Lien y Lunde en 1974).

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

Como se analiza, la Clasificación de Barton *et al*, se basa en 6 parámetros:

- 1) R.Q.D: Índice de calidad de la roca.
- 2) Jn: Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación.
- 3) Jr: Índice de que contempla la rugosidad, relleno y continuidad de las discontinuidades.
- 4) Ja: Índice de alteración de las discontinuidades.
- 5) Jw: Coeficiente reductor por la presencia de Agua.
- 6) SRF: (Stress reduction factor) Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso.
 - El primer coeficiente ($\frac{RQD}{J_n}$) representa el tamaño de los Bloques.
 - El segundo coeficiente ($\frac{J_r}{J_a}$) Reúne términos de rugosidad, fricción y relleno de las juntas y (Ja) representa la resistencia al corte entre los bloques.
 - El tercer y último coeficiente ($\frac{J_w}{SRF}$) Combina condiciones de agua y tensión y puede representar el estado tensional del macizo rocoso.

El rango de Variación de los parámetros es el siguiente:

RQD	: entre 0 y 100
Jn	: entre 0,5 y 20
Jr	: entre 0,5 y 4
Ja	: entre 0,75 y 20
Jw	: entre 0,05 y 1
SRF	: entre 0,5 y 20

1.1.7.1 Correlacionamiento del índice Q:

Para poder relacionar el Índice Q para túneles, con el comportamiento de una excavación subterránea y sus necesidades de sostenimiento, Barton, Lien y Lunde introdujeron una magnitud cuantitativa adicional que llamaron “Dimensión equivalente De” de la excavación.

Esta dimensión se obtiene de la siguiente relación:

$$De = \frac{\text{Ancho, diametro o altura (m) de la excavacion}}{\text{Relacion de sostenimiento de la excavacion (ESR)}}$$

La relación de sostenimiento de la excavación ESR tiene que ver con el uso que se ha asignado a la excavación y hasta donde se le puede permitir cierto grado de inestabilidad, Barton da los siguientes valores supuestos para ESR. El ESR es más o menos análogo al inverso del factor de Seguridad empleado en el diseño de taludes.

Tabla 19
Valores de ESR

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

Fuente: (Barton, 1994)

Tabla 20
Parámetro: R.Q.D

Descripción Índice de la calidad del macizo rocoso	Valor R.Q.D. (%)	Observaciones
Muy pobre	0 – 25	
Pobre	25 – 50	Para R.Q.D < 10 se puede tomar R.Q.D. = 10 en la ecuación de Q.
Medio	50 – 75	
Bueno	75 – 90	
Muy bueno	90 – 100	

Fuente: (Barton, 1994)

Tabla 21
Número de familias de diaclasas Jn

Descripción	Jn
Roca masiva	0.5- 1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Tres familias	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro familias de diaclasa, roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 juntas en túneles 3 juntas	

Fuente: (Barton, 1994)

Tabla 22
Índice de rugosidad de las diaclasas Jr

❖ Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm.	Jr
• Juntas discontinuas	4
• Juntas rugosas o irregular ondulada	3
• Suave ondulada	2
• Espejo de falla, ondulada	1.5
• Rugosa o irregular, plana	1.5
• Suave plana	1
• Espejo de falla, plano	0.5
❖ No existe contacto entre las 2 caras de las diaclasas cuando ambas se desplazan lateralmente	Jr
• Zona de contenido de minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas	1
• Arenas, gravas p zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las 2 caras de las diaclasas	1

Nota: si el espaciado de la familia de las diaclasas es mayor de 3m hay que aumentar el Jn en una unidad

Para diaclasas con espejos de falla provistos de lineaciones, si están orientadas favorablemente, se puede usar Jr = 0.5

Fuente: (Barton, 1994)

Esta tabla está basada por la relación o el contacto entre las 2 caras de la Junta.

Tabla 23
Coefficiente reductor por la presencia de agua J_w

Descripción, factor de reducción por agua en las diaclasas	J_w	Presión del agua Kg/cm^2
• Excavaciones secas o de influencia poco importante	1	< 1
• Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas	0.66	1 – 2.5
• Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de la diaclasas	0.33*	2.5- 10
• Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo		
• Fluencia o presión de aguas excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.1-0.2*	> 10
	0.05-0.1*	> 10

Los valores presentados con el signo (*) son solo valores estimados. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J_w

Fuente: (Barton, 1994)

Tabla 24
Índice de alteración de las discontinuidades J_a

Descripción	J_a	Ángulo de fricción ϕ°
Contacto entre las 2 caras de las diaclasas		
• Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como por ejemplo cuarzo en paredes sanas	0.75	25-30
• Caras de la junta únicamente manchadas	1	25-30
• Las caras de la junta están alteradas ligeramente, y contienen minerales no blandos partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	2	25-30
• Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible	3	20-25
• Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como la caolinita, clorita, talco yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcilla expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 a 2mm.	4	8-16
Contactos entre 2 caras de la diaclasa con < de 10cm, desplazamiento lateral.		
• Partícula de arena, roca desintegrada libre de arcilla	4	25-30
• Fuertemente sobre consolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Lo recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16-24
• Sobre consolidación media a baja, blandos, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < de 5 mm de espesor.	8	12-16
• Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva	8-12	6-12
No existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando esta cizallada		
• Zonas o bandas de roca desintegrada o machada y arcilla	6-8-12	6-24
• Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas.	5	6-24
• Granos arcillosos gruesos	13-20	6-24

Fuente: (Barton, 1994)

Tabla 25
Condiciones Tensionales S.R.F

1. Zona débil que intercepta la excavación y pueden causar caídas de bloques		S.R.F	
A. Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor			10
B. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación <50 m.).			5
C. Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación >50m)			2.5
D. Varias zonas de fractura en roca competente libre de arcilla, roca suelta alrededor (cualquier profundidad)			7.5
E. Solo una zona fracturada en roca competente, libre de arcilla, (profundidad de excavación < 50m)			5
F. Solo una zona fracturada en roca competente libre de arcilla, (profundidad > 50m)			2.5
G. Diaclasas abiertas sueltas, muy fracturas cualquier profundidad.			5
2. Rocas competentes con problemas tensionales en las rocas	σ_c/σ_1	σ_t/σ_1	S.R.F
H. Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200	>13	2.5
I. Tensiones medias	200 - 10	13 - 0.33	1.0
J. Tensiones altas, estructura muy compacta, favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10 - 5	0.66 - 0.33	0.5 - 2.0
K. Explosión de roca suave (roca masiva)	5 - 2.5	0.33 - 0.16	5 - 10
L. Explosión de roca fuerte (roca masiva)	< 2.5	< 0.16	10 - 20
σ_c y σ_t son las resistencias a la compresión y tracción respectivamente de la roca, σ_1 es el esfuerzo principal máximo que actúa en la roca.			
3. Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.		S.R.F	
M. Presión de flujo suave			5 - 10
N. Presión de flujo intensa			10 - 20
O. Presión expansiva suave			5 - 10
P. Presión expansiva intensa			10 - 15
Observaciones al SRF			
Reducir los valores del SRF en un 25 a 50% si las zonas de rotura solo influyen pero no interceptan a la excavación.			
En los casos que la profundidad de las clave del túnel se inferior a la altura del mismo se sugiere aumentar el SRF de 2.5 a 5.			
Para campos de tensiones muy anisótropos cuando $5 > \sigma_1/\sigma_3$, reducir el σ_c y σ_t a $0.8 \sigma_c$ y $0.8 \sigma_t$.			

Fuente: (Barton, 1994)

Tabla 26
Clasificación de Barton de los macizos rocosos. Índice de calidad Q.

TIPO DE ROCA	VALOR DE Q.
Excepcionalmente mala	0,001 – 0.1
Extremadamente mala	0,01 – 0,1
Muy mala	0,1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 - 1000

Fuente: (Barton, 1994)

1.1.7.2 Sugerencias para el uso de las Tablas

Según Barton (1994) propone:

- Quando no se disponen de sondeos, el RQD se estima a partir de afloramientos, mediante el índice volumétrico de juntas J_v .
- En el parámetro J_n , puede estar afectado por la foliación, esquistosidad, y laminaciones. Si las discontinuidades paralelas están suficientemente desarrolladas, se contabilizan como una familia, si no se contabilizan como discontinuidades ocasionales o aleatorias.
- Se toman los valores de los parámetros J_r y J_a de la familia de discontinuidades rellenas de arcilla más débil de la zona, pero hay que elegir en primer lugar las discontinuidades de orientación desfavorable aunque no den el valor mínimo del cociente J_r/J_a .
- En las rocas anisótropas, la resistencia a la compresión simple, y la resistencia a la tracción, σ_c y σ_t , respectivamente se evalúan en la zona más desfavorable para la estabilidad de la estructura subterránea.

1.1.7.3 Diseño de sostenimiento.

Para el dimensionamiento del sostenimiento se distinguen tres casos según Einstein y Schwartz. (1979):

Sostenimiento de hormigón: se calcula el espesor del anillo de hormigón a partir de la expresión.

$$t = \frac{P \cdot R}{\sigma_{c.c}}$$

Donde:

t: Espesor de hormigón de revestimiento en cm

P: Presión aplicada en Kg/cm².

R: Radio interior del revestimiento en cm.

$\sigma_{c.c}$: Resistencia a la compresion uniaxial del hormigon en Kg/cm².

Las expresiones para el cálculo de la presión sobre el revestimiento (P), en el techo y paredes de la excavación, se obtiene a partir del índice Q. Es importante notar que estas fórmulas deben ser usadas con cautela, debido a que están sobredimensionadas, como reporta Einstein, H. H., y Schwartz, C. W. (1979).

- a) **En el techo o coronación del túnel:** la relación entre el valor de Q y la presión aplicada P es calculada de la siguiente manera:

$$P = \frac{2}{3} J_n^{1/2} J_r^{-1} Q^{-1/3}$$

Si el número de familias o sets de discontinuidades es de tres, la ecuación se expresa: Einstein, H. H., & Schwartz, C. W. (1979).

$$P = \frac{2.0}{J_r} Q^{-1/3}$$

- b. **En las paredes o hastiales del túnel:** Para el caso de las paredes de una excavación, hay que tomar en cuenta que éstas son más estables que el techo y por lo tanto se recomienda aumentar su calidad así:

Para $Q > 10$ se emplea en valor 5Q

Para $0.1 < Q < 10$ se emplea el valor 2.5Q

Para $Q < 0.1$ Se emplea el valor Q

También se define para el valor de Q , la distancia al frente sin revestir F , como sigue:

$$F = 2Q^{0.66}$$

F : distancia al frente sin revestir, en metros.

c. **Pernos:** se calcula el espaciado de los pernos a partir de la presión P y la carga de trabajo de cada perno. La longitud de los pernos se obtiene de la expresión:

$$L = 0.4 \frac{2+0.15 B}{ESR}, \text{ para el techo}$$

$$L = 0.4 \frac{2+0.15 H}{ESR}, \text{ para las paredes.}$$

Donde:

L : longitud del perno de roca en metros.

B : ancho de la excavación en metros

H : altura de la excavación en metros

ESR : relación de sostenimiento de la excavación.

En el caso de anclajes en bóveda, se usan las siguientes expresiones:

$$L = 0.4 \frac{B}{ESR}, \text{ en el techo}$$

$$L = 0.35 \frac{H}{ESR}, \text{ para las paredes}$$

d. **Hormigón lanzado:** Se considera que el hormigón lanzado se coloca en pequeñas capas de 2 a 5 cm de espesor y su función es evitar la meteorización de la roca, especialmente en las diaclasas.

1.1.7.4 Recomendaciones de sostenimiento

Tabla 27
Sostenimientos recomendados

TIPO DE APLICACIÓN	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
		pernos Tipo Swellex Mn-24 L=4m	Hormigón proyectado o HP-30	Cerchas de acero
Tipo I Q > 10	Longitud de taladro: 4m	de pernos sistemático en malla de 2.2-2.5m	4 - 5cm	No
Tipo II Q: 1 - 10	Longitud de taladro: 3m	de pernos sistemático en malla de 1.5-1.8m	9 - 12cm	No
Tipo III Q: 0.1 - 1	Longitud de taladro: 2m	de pernos sistemático en malla de 1.3-1.4m	15 - 25cm	No
Tipo IV Q: 0.02 - 0.1	Longitud de taladro: 1m	de pernos sistemático en malla de 1.1-1.4m	15 - 25cm	Si
Tipo V Q < 0.02	Longitud de taladro: 1m	de pernos sistemático en malla de 1.0-1.1m	25 - 30cm	Si

Fuente: (Barton, 1988).

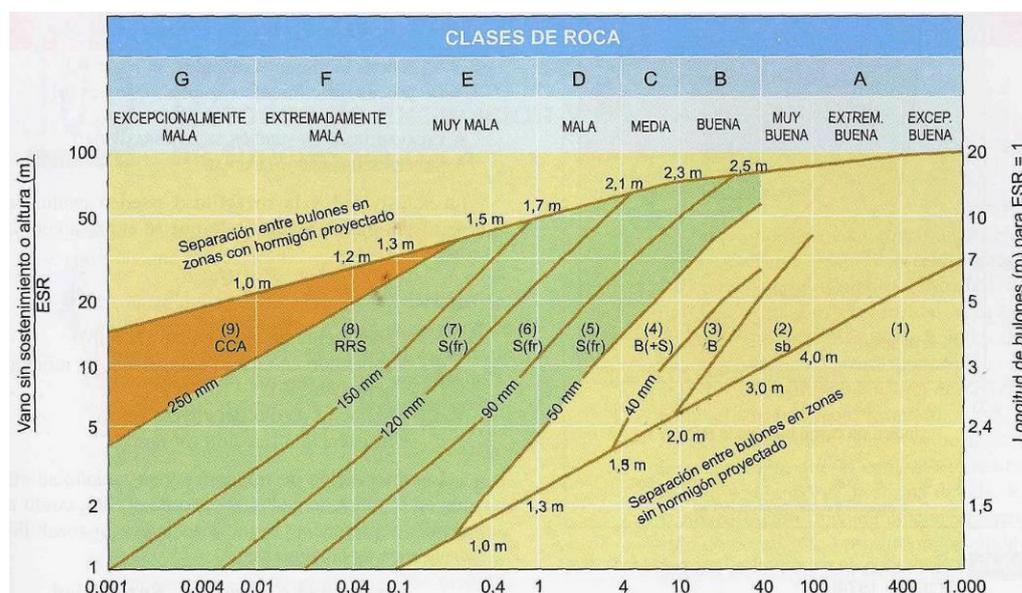


Figura 2. Estimación de las categorías de sostenimiento, basadas en el Índice Q de Calidad
Fuente: (Grimstad y Barton, 1993).

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

Categorías de reforzamiento

- | | |
|--------------------|--|
| (1). | Sin sostenimiento |
| (2). Sb. | Bulonado ocasional |
| (3). B. | Bulonado sistemático |
| (4). B (+S), | Bulonado sistemático y hormigón proyectado (4 - 10cm) |
| (5). Sfr + B, | Hormigón proyectado reforzado con fibras (5 – 9cm) y bulonado. |
| (6). Sfr + B, | Hormigón proyectado reforzado con fibras (9 – 12cm) y bulonado |
| (7). Sfr +B, | Hormigón proyectado reforzado con fibras (12 – 15cm) y bulonado |
| (8). Sfr, RRS + B, | Cerchas reforzadas de hormigón proyectado, hormigón proyectado (> 15cm) y bulonado |
| (9). CCA, | Hormigón encofrado. |

1.1.8 Clasificación de Hoek.

1.1.8.1 El Índice Geológico de Resistencia (GSI)

Es un sistema de caracterización de macizos rocoso que ha sido desarrollado en la ingeniería de mecánica de rocas para satisfacer la necesidad de datos de entrada confiables relacionados con las propiedades del macizo rocoso requeridos para el análisis numérico o soluciones de diseño para el diseño de túneles, taludes o cimentaciones en rocas.

El carácter geológico del material rocoso, junto con la valoración visual del mismo, son usados directamente como datos de entrada para la

selección de los parámetros para predecir la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso. Esto también provee un método en campo para caracterizar macizos rocosos difíciles de describir. (Marinos y Hoek, 2000).

Hoek (2007) ha propuesto un índice geológico de resistencia, GSI (geological strength index), que evalúa la calidad del macizo rocoso en función del grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades. Con la aparición del criterio de rotura de Hoek & Brown el uso del RMR ya no es adecuado, sobre todo para el caso de rocas débiles, y se introduce de esta forma la clasificación geomecánica GSI.

Mediante la caracterización GSI, que aplica la metodología de identificación y clasificación en campo del macizo rocoso utilizando dos características fundamentales: las macro-estructuras o estado de fracturamiento y la condición de las superficies de las discontinuidades, y establecer las zonas estables e inestables, donde se está desarrollando labores con extracción de mineral, y así brindar un criterio técnico. Así mismo, este tipo de caracterización es estimada a partir de inspecciones visuales de macizo rocoso expuesto en las superficies de excavaciones, tales como afloramientos, taludes y túneles (Gavilanes y Andrade, 2004).

El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo. Las observaciones se basan en la apariencia del macizo a nivel de estructura y a nivel de condición de la superficie. A nivel de estructura se tiene en cuenta el nivel de alteración que sufren las rocas, la unión que existe entre ellas, que viene dada por las formas y aristas que presentan, así como de su cohesión. Para las condiciones de la superficie, se tiene en cuenta si ésta está alterada, si ha sufrido erosión o qué tipo de textura presenta, y el tipo de recubrimiento existente. Una vez realizadas las observaciones se escoge en la figura 2, la situación que más se acerca a la realidad del macizo a estudio, obteniendo de esta forma, el valor del GSI (Hoek y Marinos, 2007).

En la figura 2 los valores del GSI varían desde 1 hasta 100. Los valores cercanos al 1 corresponden a las situaciones del macizo rocoso de menor calidad, es decir con la superficie muy erosionada, con arcilla blanda en las juntas, y con una estructura poco resistente debido a las formas redondas, y a la gran cantidad de fragmentación que sufre el macizo. Por el contrario, valores de GSI cercanos a 100, implican macizos de gran calidad, ya que significa una estructura marcada por una pequeña fragmentación en la que abundan las formas prismáticas y superficies rugosas sin erosión.

El GSI es principalmente útil para macizos rocoso más blandos con RMR menor a 20. El GSI es utilizado para la estimación de los parámetros de entrada para el cálculo de la resistencia, solo es una relación empírica y los procesos asociados a las clasificaciones de la ingeniería de rocas. La determinación del GSI se hace a partir de la Fig. 2 a las que se ingresa desde 2 puntos diferentes, uno horizontal: referente al tamaño y entramamiento de bloques, composición y estructura; el ingreso vertical es referente a las condiciones de las discontinuidades, se converge posteriormente en el valor del GSI dispuesto en las líneas diagonales.

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) PARA LAS ROCAS METAMORFICAS DE LA CORDILLERA DE LA COSTA DE VENEZUELA A partir de la descripción de la estructura y las condiciones de la superficie de la masa rocosa, seleccionar el intervalo apropiado de esta gráfica. Estimar el valor promedio del Índice de Resistencia Geológica (GSI) de dicho intervalo. No intentar ser tan preciso. Escoger un rango de GSI de 36 a 42 es más aceptable que fijar un GSI = 38. También es importante reconocer que el criterio de Hoek-Brown debería ser aplicado solamente en macizos rocosos donde el tamaño de los bloques o fragmentos es pequeño comparado con el tamaño de la excavación a ser evaluada. Cuando el tamaño de los bloques individuales es aproximadamente mayor a un cuarto de la dimensión de la excavación, generalmente la falla estaría controlada por la estructura y el criterio de Hoek-Brown no debería ser utilizado.		CONDICION DE LA SUPERFICIE				
ESTRUCTURA		MUY BUENA	BUENA	MEDIA	MALA	MUY MALA
		Rugosa, superficies cerradas sin meteorización	Rugosa, ligeramente meteorizada, abertura < 1mm, rellenos duros	Plana, moderadamente meteorizada, abertura 1-5 mm, rellenos duros y blandos	Espejos de falla, superficies muy meteorizadas con abertura > 5 mm, predominan los rellenos blandos	Espejos de falla, superficies muy meteorizadas y abiertas con rellenos blandos
		DISMINUCION EN CALIDAD DE SUPERFICIE				
<p>INTACTA O MASIVA – macizo rocoso con pocas discontinuidades, carentes de planos de foliación Ej: Cuarzitas, anfibolitas o mármoles</p>	90		N/A	N/A	N/A	
<p>POCO FOLIADA – macizo rocoso parcialmente fracturado con hasta tres sistemas de discontinuidades. Puede contener intercalaciones delgadas de rocas foliadas Ej: Cuarzita fracturada intercalada ocasionalmente con esquistos y/o filitas</p>	80	70				
<p>MODERADAMENTE FOLIADA – macizo rocoso fracturado constituido por intercalaciones de rocas foliadas y no foliadas en proporciones semejantes Ej: Intercalaciones de esquistos y/o filitas con mármoles fracturados en proporción similar</p>		60	50			
<p>FOLIADA – macizo rocoso plegado y/o fallado, muy fracturado, donde predominan las rocas foliadas, con ocasionales intercalaciones de rocas no foliadas Ej: Esquistos y/o filitas muy fracturadas intercaladas ocasionalmente con mármoles lenticulares</p>			40	30		
<p>MUY FOLIADA – macizo rocoso plegado, altamente fracturado, constituido únicamente por rocas muy foliadas Ej: Esquistos y/o filitas muy fracturadas sin la presencia de mármoles, gneises o cuarzitas</p>				20		
<p>BRECHADA/CIZALLADA – macizo rocoso muy plegado, alterado tectónicamente, con aspecto brechoide. Ej: Brecha de falla o zona influenciada por fallas cercanas</p>					10	
		N/A	N/A			5

Figura 3. Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el entramamiento y las condiciones de las juntas.
Fuente: (Hoek, 2006).

1.1.8.2 Metodología de aplicación del GSI

- i. La tabla de sostenimiento según la clasificación G.S.I, consta de dos grandes parámetros (estructura y condiciones superficiales) de cuatro dominios característicos que determinan la clase de roca observada y a su vez el tipo de sostenimiento que debe aplicarse, el cual se describe en el recuadro superior. Los dominios de estructuras son F, MF, IF, y T, los dominios de condiciones superficiales son MB, B, R, P.
- ii. Para definir los parámetros de estructuras se debe realizar mediciones con wincha en el frente o paredes de la labor y determinar el promedio de fractura por metro que se presentan por ejemplo, si se tiene entre 12 y 20 la clasificación es (MF) o muy fracturada.
- iii. Para definir los dominios del parámetro de condiciones se trata primeramente de romper, indentar o digregar la roca con la picota, luego se observa la presencia de oxidación, a anillos o bitumen en la fracturas y su forma (rugosa ondulada o plana- lisa rugosa, o plana pulida con estriaciones) por ejemplo si la roca anterior, se indenta con la picota y tiene superficie liza con bitumen su dominio es (R) regular.
- iv. Una vez obtenidos los dominios de estructuras y condiciones se ubica en el cuadro su clasificación definida y con qué tipo de soporte está asociada, por ejemplo, la roca anterior sería una y según su clasificación le corresponde su soporte tipo C consistente en pernos sistemáticos espaciados cada a 1.5 mts, con una malla electrosoldada.
- v. En presencia de agua se debe ejecutar drenes sistemáticos y colocar tubos para concentrar los flujos de agua a través de ellos cuando se coloda el shotcrete, se deberá cubrir antes estos tubos que se obstruya con el shotcrete. La profundidad de los drenes variará de 0.5 a 1.0m. y su distribución de 2 a 3 drenes cada 3m.
- vi. En roca que solo requiere pernos ocasionales para evitar caída de bloques estos deben colocarse como máximo con un retraso de una semana, al igual que en los tramos que se requiere el sistemático con

- o sin malla soporte C o B, de lo contrario se iniciará el aflojamiento del macizo rocoso en estas labores y la posibilidad de accidentes si son sostenidos posteriormente aun presentes en buen estado.
- vii. Los soportes tipo D, E deben colocar antes de las 24 horas, salvo desprendimiento inmediato, se debe colocarse en forma inmediata conforme se avanza, en el tipo de shotcrete inicial inclusive antes de iniciar la limpieza, previamente se debe desatar la labor, y luego las cimbras antes de las 24 horas. Si se presentan estallidos o convergencias significativas inmediatos los avances deben ser máximo de 1.5m y el soporte colocado de inmediato tipo F.
 - viii. Se debe establecer las especificaciones técnicas para la correcta aplicación los pernos (split –set, hydrobolt o fierro corrugado con resina) y el shotcrete (limpieza de sección, mezcla, densidad de fibra, colocación de malla, espesor, experiencia del shotcrertero), y ser estrictos en su control ya que de nada sirve el definir el tipo de sostenimiento correctamente si se coloca el soporte defectuosamente.
 - ix. Existen en la mina condiciones de roca que requieren de pernos ya sean, por la presencia de fracturas o estratos sub-horizontales o fracturas sub-verticales y sub-paralelas a las labores, las primeras crean condiciones inestables en el techo y las segundas en las paredes (Hoek, 2007)

1.1.8.3 Funciones del Índice geológico de resistencia.

El GSI por sí solo no es una herramienta para diseñar túneles; solo tiene la función de estimar las propiedades del macizo rocoso. Está íntimamente relacionado con la resistencia intacta de las rocas y nunca debe ser usado como un parámetro independiente.

El índice está basado en una valoración de la litología, la estructura y las condiciones de las superficies de discontinuidades dentro del macizo rocoso, y es estimada por una examinación visual de macizo rocoso

en los afloramientos, en excavaciones superficiales como en cortes de carretera, y en las caras de túneles y núcleos de testigos.

La evaluación del **GSI** se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos. (Bieniawski, 1989).

- Macizos de calidad MUY MALA (Clase V, **GSI** = 20).
- Macizos de calidad MALA (Clase IV, $20 < \mathbf{GSI} = 40$).
- Macizos de calidad REGULAR (Clase III, $40 < \mathbf{GSI} = 60$).
- Macizos de calidad BUENA (Clase II, $60 < \mathbf{GSI} = 80$).
- Macizos de calidad MUY BUENA (Clase I, $80 < \mathbf{GSI} = 100$).

1.1.8.4 Relaciones entre RMR y GSI

Según Bieniawski (1989) las relaciones existentes entre GSI y RMR, dependiendo del RMR utilizado, se detallan a continuación:

Para el caso de RMR_{76}

$$RMR_{76} > 18 \rightarrow GSI = RMR_{76}$$

$RMR_{76} < 18$ No se puede utilizar el RMR_{76} para la obtención del GSI

Para el caso del RMR_{89}

$RMR_{89} < 23 \rightarrow$ No se puede utilizar el RMR_{89} para la obtención del GSI

1.2 Antecedentes

Besteiro (2015) en su conclusión indica que el fenómeno de plastificación en estos túneles no resulta muy común por tratarse de túneles con una reducida cobertera siendo la causa de la plastificación ha de buscarse tanto en las características tectónicas de la zona como en los litotipos perforados, propensos a la deformación dúctil.

Bustamante (2008), en sus conclusiones indica: el sistema de sostenimiento que más se utiliza en las labores de desarrollo, preparación y explotación en la mina Huanzala de Santa Rosa, son los pernos cementados.

Cartaya (2006), concluye que se establecen las principales características geomecánicas de los macizos rocosos estudiados y se proponen los modelos geomecánicos más representativos para cada caso.

Chura (2016), indica en sus conclusiones, la caracterización del macizo rocoso, es uno de los estudios primordiales que se efectúa para conocer el comportamiento estructural del proyecto minero.

Corahua (2016), se determinó el sistema de sostenimiento adecuado en la mina Ricotona de Lambrama, haciendo los análisis necesarios de los parámetros geomecánicos de RMR y RQD los cuales determinaron las características del macizo rocoso el sostenimiento con cuadros de madera.

Córdova y Néstor (2008), indica en una de sus conclusiones: Un programa geomecánico efectivo debe estar orientado al establecimiento de planes de minado coherentes y también a establecer los estándares de los diferentes parámetros geomecánicos relacionados con el minado.

Gallardo (2012) en una de sus conclusiones indica que se debe realizar la caracterización del macizo rocoso con alguna de las clasificaciones geomecánicas, de preferencia el RMR o GSI para el caso de cimentaciones.

Gaspar, Sacha y Graciano (2015), indican que el estudio comparativo entre la clasificación geomecánica de índice de resistencia geológica (GSI) y rango del macizo rocoso (RMR) en el sostenimiento de la masa rocosa de nivel 720-sociedad minera corona S.A. se aplican de acuerdo a la evolución si es de tipo activos reforzados.

De acuerdo con Marinos *et al.* (2005) que el índice de fuerza geológica (GSI) es un sistema de caracterización de macizos rocoso que ha sido desarrollado en la ingeniería de mecánica de rocas para satisfacer la necesidad de datos de entrada confiables relacionados con las propiedades del macizo rocoso requeridos para el análisis numérico o soluciones de diseño para el diseño de túneles, taludes o cimentaciones en rocas.

Milne *et al.* (1998). Indica que la clasificación de la masa rocosa es uno de los únicos enfoques para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la minería la industria, la Q y el sistema de clasificación RMR forman la base de muchos métodos de diseño empíricos, así como la base del fracaso de los criterios utilizados en muchos proyectos.

Quispe (2012), indica en sus conclusiones sobre la importancia del conocimiento de la geotecnia y el rendimiento de observación de la calidad de la roca *in situ* en cada etapa de excavación del túnel puede advertir las diferencias del tipo de sostenimiento asignado en el diseño proyectado y el tipo de sostenimiento requerido en el momento.

Reza y Erdal (2009), indican que actualmente, la tecnología de refuerzo de rocas (pernos de roca) se utiliza en casi todo tipo de estructuras subterráneas debido a la actuación de la relación coste-eficacia y la seguridad.

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1 Identificación del problema.

El problema fundamental que atraviesa la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María”, es el desconocimiento del control geomecánico de las rocas, la misma que al realizarse labores de desarrollo en la galería principal así como cortadas cuyo distanciamiento perpendicular a la galería de longitudes muy cercanas, crean inestabilidad.

Las labores mineras subterráneas, cuyos componentes son estructuras complejas; para ejecutar dichas labores, es necesario poseer el máximo conocimiento del macizo rocoso. Para tener el conocimiento del macizo rocoso existen muchas clasificaciones geomecánicas, los principales son: Deere (RQD), Bieniawski (RMR₈₉), Barton (Q), Hoek (GSI), que nos determina la calidad del macizo rocoso, cuya finalidad es dividir al macizo rocoso en dominios estructurales de características similares como: litología, espaciado de juntas entre otros, los límites de un dominio estructural coinciden con rasgos geológicos tales como: fallas, o diques.

Las clasificaciones geomecánicas son un método fundamental de ingeniería que permite evaluar el comportamiento geomecánico de los macizos rocosos y de aquí estimar los parámetros geotécnicos de diseño y el tipo de sostenimiento de un túnel.

La característica así como los objetivos es el de proporcionar una evaluación geomecánica global del macizo rocoso a partir de observaciones en el campo y ensayos, de la estimación de la calidad del macizo rocoso y de los parámetros de resistencia, como también de definir las necesidades de sostenimiento. Por lo cual siendo el problema

fundamental el comportamiento del macizo rocoso en la galería principal, el tipo de sostenimiento a ser aplicado en el macizo rocoso, nos determina formular las siguientes preguntas:

2.2 Enunciados del problema.

2.2.1 Pregunta general

¿En qué medida influirá la clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María?

2.2.2 Preguntas específicas

- ¿Cómo contribuirá la clasificación geomecánica en la estabilización de la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María?
- ¿Cuál es el diseño adecuado de sostenimiento adecuado para la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María?

2.3 Hipótesis

2.3.1 Hipótesis general

Las aplicaciones del sistema de clasificación geomecánica permitirán diseñar el sostenimiento adecuado en la galería principal de la contrata minera Peyols UEA - Ana María.

2.3.2 Hipótesis específicas

- Analizando el sistema de clasificación geomecánica del macizo rocoso, se podrá asegurar la estabilidad en la galería principal de la contrata minera Peyols UEA - Ana María.
- Caracterizando el sistema de clasificación geomecánica se podrá garantizar el diseño de sostenimiento en la galería principal de la contrata minera Peyols UEA - Ana María

2.4 Objetivos

2.4.1 Objetivo general.

Determinar la influencia de las aplicaciones del sistema de clasificación geomecánica en el diseño de sostenimiento para la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María.

2.4.2 Objetivos específicos

- Caracterizar el macizo rocoso para determinar la estabilidad en la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María.
- Determinar el tipo y diseño de sostenimiento en la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María.

2.5 Justificación

La importancia de este trabajo radica en las operaciones mineras que se realizan en la U.E.A Ana María, es a pequeña escala pero la actividad extractiva se realiza de manera informal y con el total desconocimiento de la geomecánica trayendo como consecuencia el sobredimensionamiento de las labores subterráneas ya que el uso de la geomecánica facilita el conocimiento del macizo rocoso, de tal forma que se puede realizar las actividades con mayor seguridad, a costo accesible y evitando en lo posible accidentes fatales por caída de rocas.

La caracterización geomecánica de los macizos rocosos, lo constituyen sin dudas, las clasificaciones geomecánicas, que surgieron de la necesidad de parametrizar observaciones y datos empíricos, de forma integrada, para evaluar las medidas de sostenimiento en túneles. Las mismas son un método que permite evaluar el comportamiento geomecánico de los macizos rocosos, y a partir de estas estimar los parámetros geotécnicos de diseño y el tipo de sostenimiento de un túnel.

Al depender los túneles de múltiples variables geológicas de difícil cuantificación, los métodos empíricos, a los que pertenecen las clasificaciones geomecánicas, han sido de gran ayuda, desde el primer sistema de clasificaciones.

El presente proyecto de investigación permitirá conocer el resultado de un adecuado diseño de sostenimiento en relación y clasificación del macizo rocoso.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 **Ámbito y lugar de estudio**

La mina de la contrata minera Peyols, se encuentra ubicado políticamente en el distrito de Ananea, provincia de San Antonio de Putina, Departamento de Puno, cooperativa Lunar de Oro Ltda., a una altura de 5050 m.s.n.m.

Coordenadas geográficas coordenadas UTM con DATUM WGS 84

Latitud sur : 14°37'26" Norte : 8383230

Longitud oeste : 69° 26'48" Este : 451924

Ubicación de la zona de estudio.

3.2 **Geología económica.**

Es un yacimiento filoniano, donde la mineralización cuarzo-oro, pirita y arsenopirita rellenan planos de estratificación en las pizarras alcanzando las vetas una dirección NO-SE. En la zona afloran pizarras y lutitas de la formación Ananea. El oro se presenta en mantos de cuarzo ahumado, estratificados en los esquistos y cuarcitas del paleozoico inferior. El yacimiento tiene su reserva en mineral potencial es de 2.24 M.ton con 14.53 gr/ton. La ley promedio es de 10 a 20 gr. /ton. De Au; sin embargo, su distribución es errática y puede ocurrir bolsonadas de oro macizo; la roca encajonante es la pizarra y esta débilmente alterada. (Kuramoto, 2001).

Las mineralizaciones auríferas primarias emplazadas en el ordovícico de la cordillera oriental, están representadas ya sea por filones de cuarzo o por sulfuros estratiformes

relacionados con volcánicas, atestiguando una actividad volcánico exhalativa. Comparable a la ya descrita en la cordillera oriental sur peruana. En las vetas de cuarzo la paragénesis es constituida por cuarzo, clorita, albita, pirita, arsenopirita, pirrotina, schelita, galena, blenda y oro nativo. Estos filones pueden ser ya sea en posición de mantos o secuentes. Los sulfuros estratiformes están emplazados en el ordovícico - superior y también en el Llanvirniano y son probablemente quienes alimentaron las vetas de cuarzo en oro. (Fornari *et al.*, 1982).

3.3 Ubicación geográfica.

Se ubican en el extremo Sur Oriental del Perú, al Nor este de la Región Puno, en el extremo sur de la cordillera oriental de los andes, dentro de la cordillera Carabaya en la zona Nor oriental de la meseta del Collao.



Figura 4. Ubicación geográfica de la contrata minera Peyols.

3.4 Población.

Como población se toma la galería principal, conectada a una labor de desarrollo. En este caso la población objeto de estudio es lo concerniente a los componentes que representa la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María. En ella se toman las muestras de cada una de las actividades para el sostenimiento.

3.5 Muestra.

La muestra se obtiene de la galería principal a través de línea de detalle de 54 metros, con una sección de 4 x 4.5 metros, siendo las características aproximadamente similares en este tramo. El mapeo consiste en establecer una línea, para lo cual se emplea una cinta de medición sobre la que se identifican todas las estructuras o discontinuidades que intersectan o cortan dicha línea, se toma la orientación de la cara de medición, luego la orientación de la línea y se procede a registrar cada discontinuidad empezando por la distancia de intersección al origen, continuando con el registro de la orientación (buzamiento y dirección de buzamiento), tipo de terminación, tipo de discontinuidad, persistencia, apertura, relleno, rugosidad, resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad, meteorización y presencia de agua.

3.5.1 Materiales e instrumentos.

Los materiales, instrumentos y equipos utilizados para la caracterización geomecánica son los siguientes:

3.5.1.1 Ensayo de compresión simple (UCS).

Equipo de compresión para la determinación de resistencia a la compresión, el ensayo de compresión simple tiene como objetivo determinar la resistencia máxima a la compresión de una muestra cilíndrica de testigo, la cual es sometida a una carga axial sin ninguna carga de confinamiento, que debe ser aplicada de manera continua e incrementada gradualmente hasta que la muestra falle.

El esfuerzo normal vertical sobre el espécimen, cuando la falla ocurre, es conocido como la resistencia a la compresión simple o resistencia a la compresión no confinada. Además del ensayo de compresión simple propiamente dicho, existen otros ensayos que permiten estimar la resistencia obtenida del ensayo de compresión simple, estos son el ensayo de carga puntual y el ensayo con esclerómetro (martillo Schmidt), ensayo que se realizó en el laboratorio de la Facultad de Ingeniería de Minas UNA –PUNO.

3.5.1.2 Proyecciones estereográficas.

Falsilla de Wulff, en ella a través de los círculos máximos que pasan por N y S “Meridianos”, buzando a intervalos de 2° y los círculos menores cuyos centros están situados sobre la recta N-S, esta falsilla de Wulff permite visualizar los planos sobre el cuenco hemisférico, para verificar la ubicación adecuada y la corrección y exactitud de los diferentes puntos. La dirección Norte, para proyectar un plano de tres dimensiones a un papel de dos dimensiones se usan la línea normal del plano. La línea normal del plano es imaginaria perpendicular al plano correspondiente. La ventaja de este sistema de representación es que un plano se puede representar mediante un punto llamado “Polo del plano”. Se tiene dos tipos de proyecciones y estos son: Equiangular cuando sus ángulos son correctos y las distancias falsas (falsilla de Wulff). Equidistancial, cuando sus distancias son correctas y los ángulos falsos (red de Schmidt).

3.5.1.3 Rebote martillo Schmidt (esclerómetro).

El martillo Schmidt es utilizado para estimar la resistencia a compresión simple de la roca (UCS), el ensayo consiste en medir la resistencia al rebote de la superficie de la roca ensayada, la medida del rebote se correlaciona con la resistencia a compresión simple mediante un gráfico debido a Miller (1965), que contempla la densidad de la roca y la orientación del martillo respecto del plano ensayado.

El procedimiento se coloca el vástago sobre la roca y se da lugar a que se almacene energía en el muelle que se libera automáticamente cuando esa energía elástica alcanza esta masa al rebotar que se mide en una escala graduada de 0 a 100, es directamente proporcional a la dureza y por tanto a la resistencia a compresión simple de la roca.

3.5.1.4 Rugómetro (Peine de Barton)

El parámetro de rugosidad superficial de la junta se obtiene con el peine de Barton, se obtiene una línea que se compara con una escala de perfiles, propuesta por Barton. Cada perfil tiene asignado un número de

clasificación JRC que varía entre 0 a 20 (JRC=Joint Roughness Coefficient) (1973-1990). La rugosidad de las juntas desempeña un papel muy importante, especialmente cuando se trata de juntas cerradas. A mayor rugosidad, mayor resistencia a corte, lo cual permite, junto con la cohesión (o resistencia a corte bajo tensión normal nula), dependiendo de la escala se la rugosidad a pequeña escala (milimétrica o centimétrica), la aspereza de una junta puede ser rugosa, suave o pulida.

A mayor escala (decimétrica o métrica), la rugosidad puede ser plana, ondulada o escalonada.

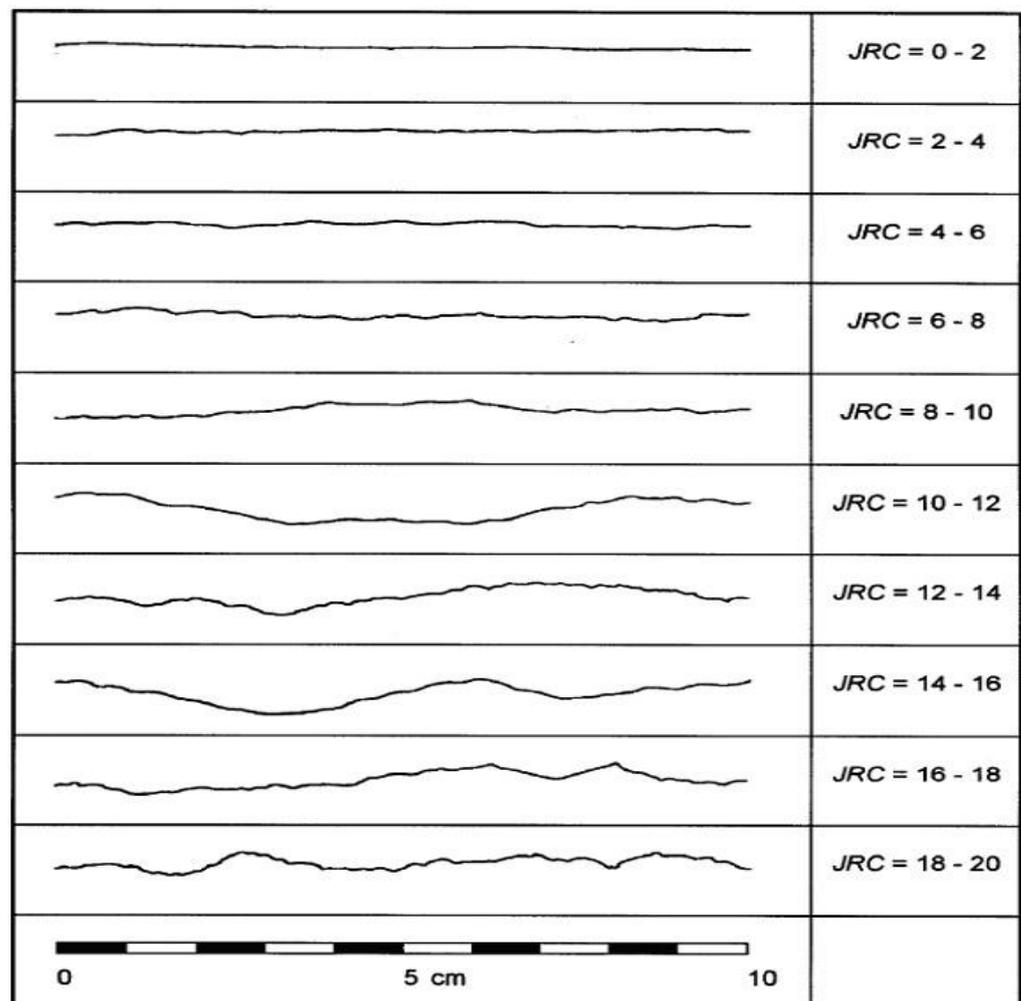


Figura 5. Perfiles de rugosidad conjunta de roca JRC.
Fuente. (Barton & Chubey, 1977)

3.5.1.5 Instrumentos.

GPS

Brújula

Libreta de campo

Picota de geólogo

Flexómetro

Cámara fotográfica.

3.5.1.6 Programas

a. Programa DIPS 6.0V.

Dips es un programa diseñado para realizar análisis y visualizar información estructural de igual modo que si usáramos una set estereográfica. Tiene muchas características computacionales, como el contorno estadística de la agrupación de orientación, orientación media y cálculo de la confianza, la variabilidad de conglomerados, análisis cinemático, y el análisis de atributos de entidad cualitativa y cuantitativa.

Dips está diseñado para el análisis de las características relacionadas con el análisis de ingeniería de estructuras de roca, Sin embargo el formato libre del DIPS-data permite el análisis de alguna data de orientaciones-base.

b. Software RocData 3.0V.

Es un software para la determinación de parámetros de resistencia del suelo y la masa rocosa mediante el análisis de laboratorio, prueba triaxial o prueba de corte.

El programa puede ajustar el criterio de falla lineal de Mohr-Coulomb, y otros tres criterios de falla: criterio de falla no lineal, criterio de falla generalizado de Hoek-Brown, Barton Bandis y el modelo de Power Curva de esfuerzo para poner a prueba los datos.

Esta característica, combinada con una interfaz intuitiva, rápida respuesta a las entradas del usuario, e inmediato trazado de las curvas de esfuerzo, facilita los estudios paramétricos del comportamiento de esfuerzo.

c. Software Unwedge 4.0V.

Es un programa de análisis de estabilidad de cuñas y visualización de discontinuidades estructurales que intersectan en excavaciones subterráneas en roca.

Unwedge v4.0 permite calcular el factor de seguridad de cuñas inestables y modelizar la influencia de los elementos de refuerzo en su estabilidad. Al igual que Swedge permite un completo análisis estadístico, entre otras muchas capacidades.

Aplicaciones del software:

- Definir los bloques removibles.
- Encontrar los bloques de máximo tamaño removible para el túnel.
- Realizar análisis de estabilidad con cálculo de factores de seguridad.
- Calcular fuerzas de soporte para diseño de refuerzos.
- Predecir la mejor orientación para construcción de labores mineras.

d. Software Phase2, 8.0V.

Es un programa de elemento finito de 2D para el suelo y usos de roca. Y capacidades de análisis dinámicas. Cavernas de central eléctrica subterráneas.

Los resultados de presión de poro automáticamente son incorporados en el análisis de tensión. La presión de poro es determinada así como el flujo y el gradiente. Phase2 incluye el análisis de filtración de aguas subterráneas de elemento fijo. Minería superficial, terraplenes. Finito construido directamente estructuras estabilizadas de la tierra.

Uno de los rasgos principales de Phase2 es el análisis de estabilidad de cuesta de elemento finito que usa el método de reducción de fuerza esquinar, modelos graduales fácilmente pueden ser creados y rápidamente analizados.

El software Phase2 ofrece una amplia gama de apoyo que modela opciones. Sistemas de juego de acero. El análisis probable. Que le permiten para determinar el factor de seguridad de transatlánticos reforzados. Los instrumentos de diseño. Phase2 puede ser usado para una amplia gama de tramar proyectos e incluye el diseño de excavación.

3.6 Métodos

El trabajo de investigación es de tipo explicativo y diseño experimental ya que se refiere que la variable independiente (X) es la causa referido a la clasificación geomecánica, y la variable dependiente (Y) es el efecto referido a diseño de sostenimiento y estabilidad de la galería principal de la contrata minera Peyols UEA-Ana María

Para la recolección de la información se utilizó la técnica observacional, ya que mediante estas se pudieron recopilar información viable para el presente trabajo; se realizó de forma directa e indirecta, la primera teniendo en cuenta que se visitó a la zona de estudio para tomar datos directamente de la fuente y la segunda revisión de antecedentes y bibliografías.

El método del presente proyecto es determinar la influencia de las aplicaciones del sistema de clasificación geomecánica en el diseño de sostenimiento para la galería principal, para lo cual se describe los siguientes aspectos:

La frecuencia para la toma de datos en forma continua y detallada de la galería principal, en sus primeros 54 metros lineales, se establece 11 estaciones geomecánicas considerando en progresivas continuas del metro 0 al metro 54, con un intervalo promedio de 5m.

De estación a estación, levantamiento geomecánico con brújula para la recogida de datos de las distintas orientaciones DIP y DIP/Direction, la localización de fracturas, litología, estructura del macizo rocoso (superficies de discontinuidad, estructuras y dominios estructurales), características geomecánicas de las discontinuidades (orientación,

espaciado, dimensiones, rugosidad, resistencia de los labios, apertura, relleno, circulación de agua, número de familias, tamaño de los bloques).

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Caracterización geomecánica por estaciones.

Se realizó la toma de datos por estaciones a través de fichas geomecánicas, para lo cual se ha tomado 11 estaciones geomecánicas.

4.1.1. Cálculo de RQD

El cálculo de RQD, en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (detail line) en el área o zona de levantamiento geomecánico.

Según Palmstrom (2005) el RQD obtenido se calcula con la siguiente ecuación:

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

El cálculo correspondiente se realiza con la utilización de la fórmula adjunta como también se puede realizar con el uso de la tabla de RQD existente en el formato de mapeo geomecánico de las 11 estaciones (Anexo 2).

La valoración para hallar el porcentaje de RQD, está en relación directa por el número de fracturas por metro lineal del macizo rocoso.

El cálculo correspondiente utilizando la fórmula para la estación N° 1 es:

$$RQD = 100 * e^{-(0.1*7)} * (0.1 * 7 + 1) = 84.4$$

Para la aplicación del RQD respectivo para las 11 estaciones se hace un redondeo de datos tomando en cuenta la tabla de valoración existente en el formato geomecánico RMR, Q, y GSI, del anexo 1.

Tabla 28

Cálculo de RQD mediante mapeo geomecánico

ESTACIÓN	NUMERO DE FISURAS (λ)	RQD $RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$	RQD redondeado
1	7	84.41	84
2	8	80.87	81
3	8	80.87	81
4	7	84.41	84
5	6	87.80	88
6	6	87.80	88
7	3	96.30	96
8	3	96.30	96
9	9	77.24	77
10	8	80.87	81
11	4	93.84	94

El RQD promedio o el índice de calidad de la roca 86.36, corresponde a la calidad de roca Buena.

4.1.1 Cálculo de RMR.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace con el uso de los parámetros del terreno como son:

- a. Resistencia a compresión simple del material (RCU), estos ensayos fueron obtenidos de acuerdo a la norma ASTM D 2938-95, en el laboratorio de mecánica de rocas y suelos de la Facultad de Ingeniería de minas, siendo el resultado de 88.46 Mpa.
- b. El RQD.
- c. Espaciamiento de las discontinuidades.-
- d. Persistencia de las discontinuidades
- e. Abertura de las discontinuidades
- f. Rugosidad de las discontinuidades.

- g. Relleno de las discontinuidades
- h. Alteración de las discontinuidades
- i. Agua subterránea
- j. Orientación de las discontinuidades

Todos los parámetros del ítem b) hasta el ítem i), es tomado de la toma de datos de las fichas de estaciones geomecánicas Anexo 2 cuya sumatoria debe arrojar la valoración como es el RMR básico, y el RMR corregido de acuerdo al rumbo perpendicular del eje de la excavación, estas valoraciones se obtienen en el anexo N° 1 formato de mapeo geomecánico.

Esta determinación se ilustra en la construcción de mapeo geomecánico a través de los formatos de las 11 estaciones. (**Anexo 2**), y de acuerdo a la tabla 31 de calidad de macizo rocoso con relación al índice RMR, se extraen las valoraciones respectivas para determinar el RMR.

Tabla 29
Cálculo de RMR mediante mapeo geomecánico

ESTACIÓN	RCU	RQD	RMR
1	88.46	84	37
2	88.46	81	39
3	88.46	81	40
4	88.46	84	47
5	88.46	88	50
6	88.46	88	48
7	88.46	96	45
8	88.46	96	45
9	88.46	77	45
10	88.46	81	39
11	88.46	94	38

4.1.2 Cálculo de Índice Q.

Para determinar el índice Q, en la clasificación geomecánica se obtiene a través de los siguientes parámetros:

- a. RQD.
- b. Jn, número de discontinuidades
- c. Jr, número de rugosidad
- d. Ja, número de alteraciones
- e. Jw, número de agua subterránea
- f. SRF, factor de reducción de esfuerzos tensionales.

El cálculo de índice Q, se logra con la sumatoria de las distintas valoraciones encontradas de los parámetros: RQD, Jn, Jr, Ja, Jw y SRF, (Anexo 2).

Para los parámetros Jn, se toma respecto al número de familias de discontinuidades que se presentan en el macizo rocoso. (Tabla 21).

Para el parámetro Jr, referido al índice de rugosidad basado por la relación o contacto entre las dos caras de las diaclasas con poco desplazamiento lateral de menos de 10 cm. (Tabla 22)

Para el parámetro Ja, referido al índice de alteración de las discontinuidades entre dos caras, la valoración está orientada al tipo de alteración que presenta el macizo rocoso, para ello se toma de la Tabla 24.

Para el parámetro Jw, referido al coeficiente reductor por la presencia de agua en las diaclasas las mismas que pueden presentar una fluencia en valores diferenciadas. (Tabla 23)

El factor de reducción de esfuerzos (SRF), flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas, se debe utilizar los diferentes tipos de presiones. (Tabla 25).

El índice Q, se determina utilizando la fórmula siguiente:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) * \left(\frac{J_r}{J_a}\right) * \left(\frac{J_w}{SRF}\right)$$

La determinación del índice Q, utilizaremos la fórmula para la estación N° 1.

$$Q = \left(\frac{84}{12}\right) * \left(\frac{2}{2}\right) * \left(\frac{0.33}{5}\right) = 0.46$$

La valoración del índice Q, es tomado de acuerdo a la clasificación de Barton de los macizos rocosos para los distintos tipos de rocas, para el presente proyecto nos dio como resultado un promedio de 1.03 lo que significa dicha valoración del tipo de roca mala o Pobre en promedio.

Tabla 30
Cálculo de Q, mediante mapeo geomecánico

EST.	RQD	J _n	J _r	J _a	J _w	SRF	Q
1	84	12	2	2	0.33	5	0.46
2	81	16	3	2	0.33	5	0.54
3	81	12	3	2	0.33	5	0.66
4	84	4	3	2	0.33	5	1.33
5	88	6	4	2	0.33	5	1.93
6	88	6	3	2	0.33	5	1.45
7	96	9	3	2	0.33	5	1.05
8	96	9	3	2	0.33	5	1.05
9	77	2	1.6	2	0.33	5	1.09
10	81	16	3	2	0.33	5	0.55
11	94	9	1.6	2	0.33	5	0.51

4.1.3 Cálculo del Índice geológico de resistencia (GSI).

La determinación de GSI, basado en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas in situ. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con la picota, se toma en cuenta la abertura, rugosidad, alteración de paredes y relleno de discontinuidades.

La caracterización geotécnica cualitativa del macizo rocoso según el grado de fracturamiento del (GSI) es:

Estructura de la roca:

LF: levemente fracturada

F: moderadamente fracturada

Condición superficial:

R: regular (resistente y levemente alterada)

B: buena (muy resistente levemente alterada), se rompe con varios golpes de picota.

Tabla 31
Cálculo de Índice de resistencia (GSI)

ESTAC	RQD	RMR CORREG	DESCRIP RMR	Q	DESCRIP Q	GSI
1	84	37	III R	0.46	M.P	37 F/R
2	81	39	IV M	0.54	M.P	39 F/R
3	81	40	II B	0.66	M.P	40 F/R
4	84	47	III R	1.33	P	47 F/R
5	88	50	III R	1.93	P	50 F/B
6	88	48	III R	1.45	P	48 F/R
7	96	45	IIIR	1.05	P	45 LF/R
8	96	45	III R	1.05	P	45 F/R
9	77	45	III R	1.09	P	45 LF/R
10	81	39	IIIR	0.55	MP	39 F/R
11	94	38	IIIR	0.51	MP	38 F/R

4.2 Análisis cinemático de estabilidad excavados en masas rocosas utilizando la proyección estereográfica o la proyección Equiareal

Esta proyección representan en superficies planas a la superficie esférica de la tierra, se conserva la igualdad de áreas.

En el análisis cinemático de estabilidad en masas rocosas, las proyecciones estereográficas son una herramienta para el análisis de problemas de estabilidad de macizos rocosos en excavaciones subterráneas, puesto que se usa para determinar las posibilidades de desprendimiento de cuñas o bloques de rocas.

Gavilanes H, (2004). Menciona que para llevar a cabo estos procedimientos de análisis se recurre al manejo de las proyecciones estereográficas, las cuales permiten visualizar la orientación tridimensional de los planos geológicos en diagramas bidimensionales. Por tanto se consideró pertinente usar el software Dips para la representación estereográfica de las discontinuidades de las rocas y macizo rocos que serán objeto de estudio.

4.2.1 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-1.

Estación N° 1

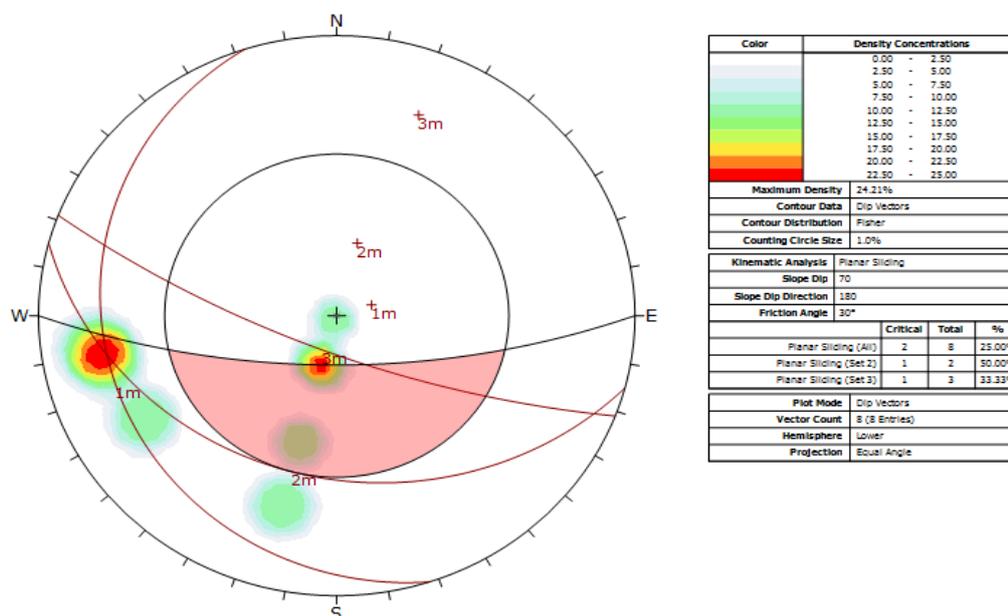


Figura 6. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 1.

- Estación N° 1, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 24.21 debido a los hastiales.
- De las tres familias de discontinuidades existe un 50.0% de probabilidad de ruptura por planear de la familia de discontinuidades 2, esto debido a las concentraciones de polos.

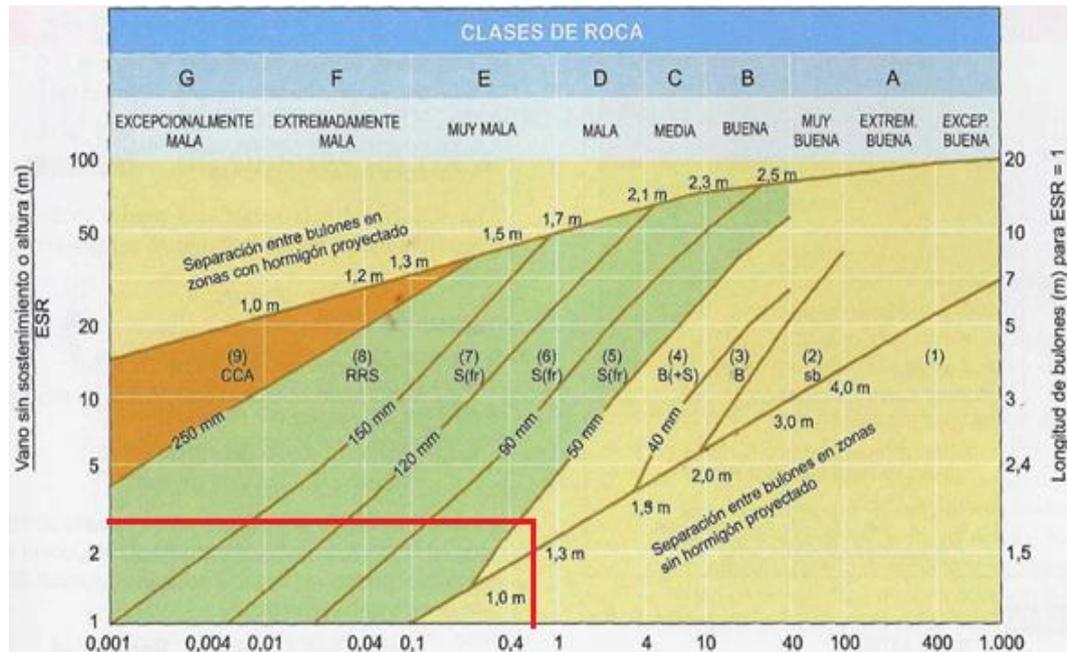


Figura 7. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 1, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre la altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h = 4.5\text{m}$), nos da el primer dato para relacionar con el índice Q , para el caso es de 0.46, para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción Fig. N° 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (Sfr+B) correspondiendo al tipo de roca muy mala.
- Tipo de terreno (Tipo III R), $Q = 0.46$, con un RMR corregido = 37.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, bulones locales en coronas de 3m de longitud, espaciados 2.5m y con malla ocasional.

4.2.2 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-2.

Estación N° 2

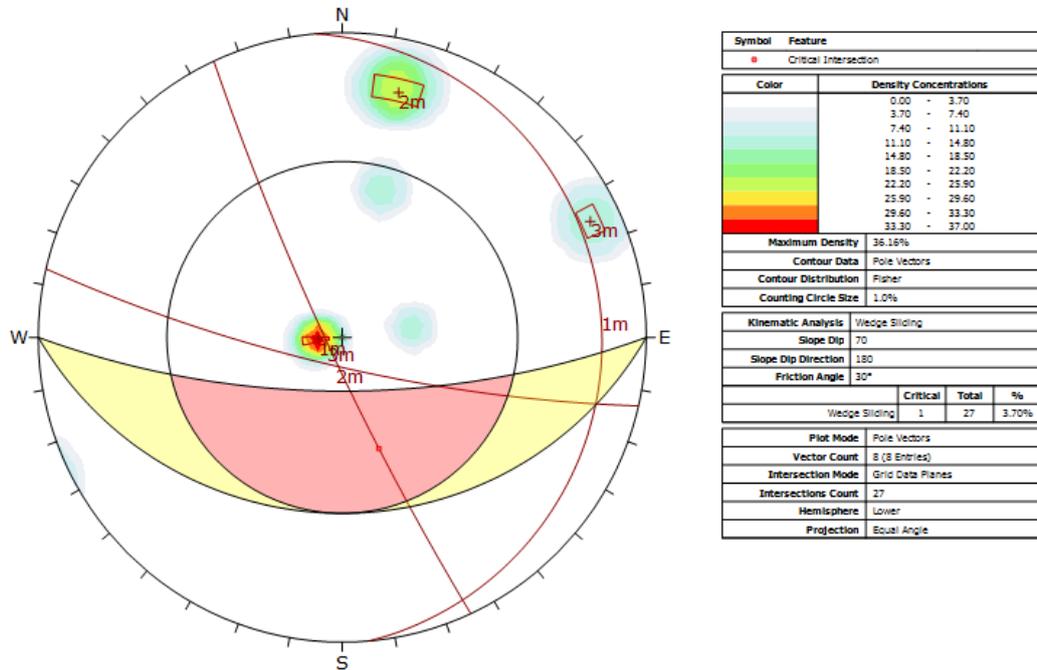


Figura 8. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 2.

- Estación N° 2, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 33.16
- De las tres familias de discontinuidades existe un 3.70% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

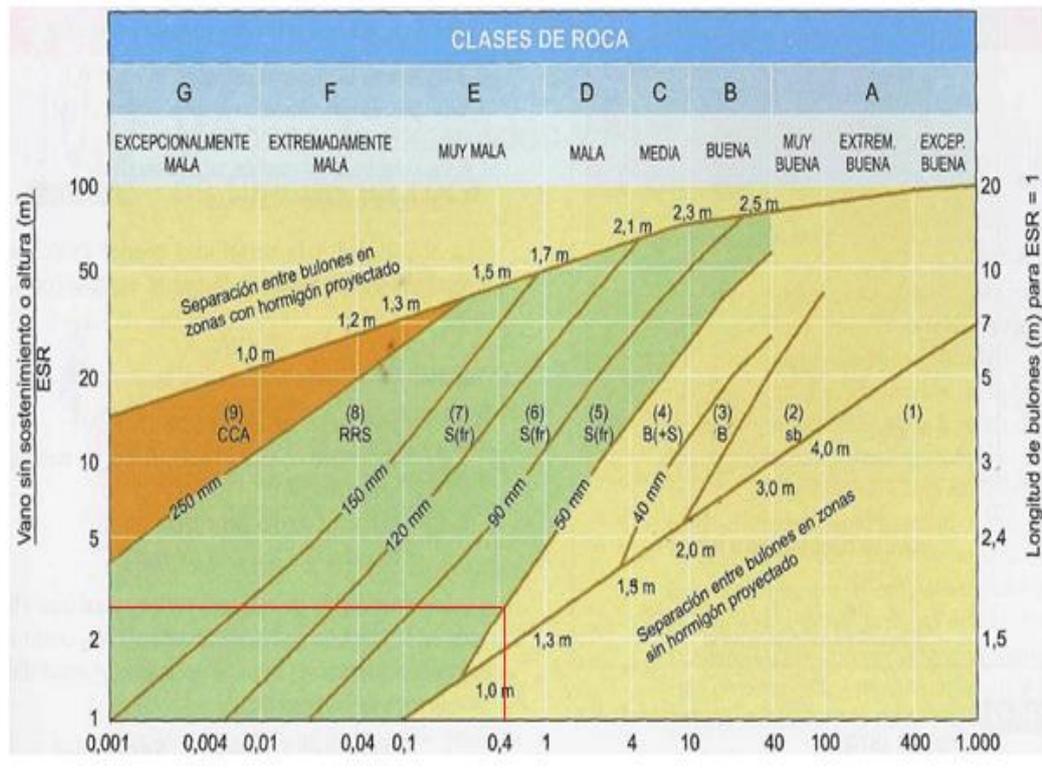


Figura 9. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 2, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h=5\text{m}$) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 0.54, para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (Sfr+B) correspondiendo al tipo de roca muy mala.
- Tipo de terreno (Tipo III R), $Q = 0.54$, con un $\text{RMR} = 39$.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, bulones locales en coronas de 3m de longitud, espaciados 2.5m y con malla ocasional.

4.2.3 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-3.

Estación N° 3

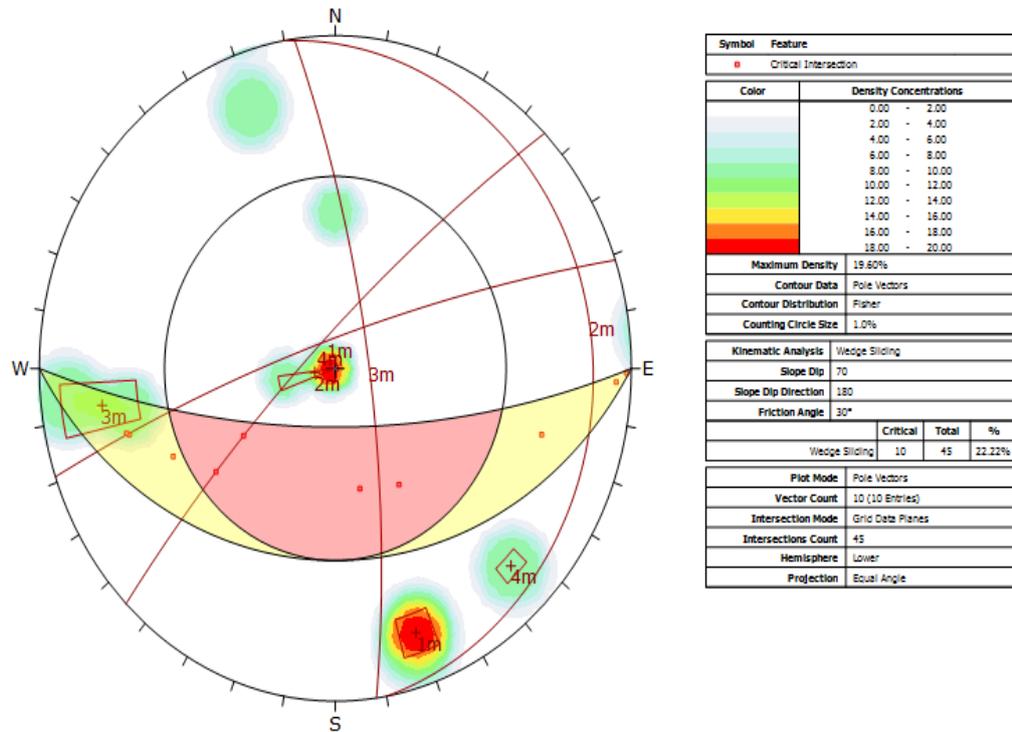


Figura 10. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 3.

- Estación N° 3, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 19.60
- De las tres familias de discontinuidades existe un 22.22% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

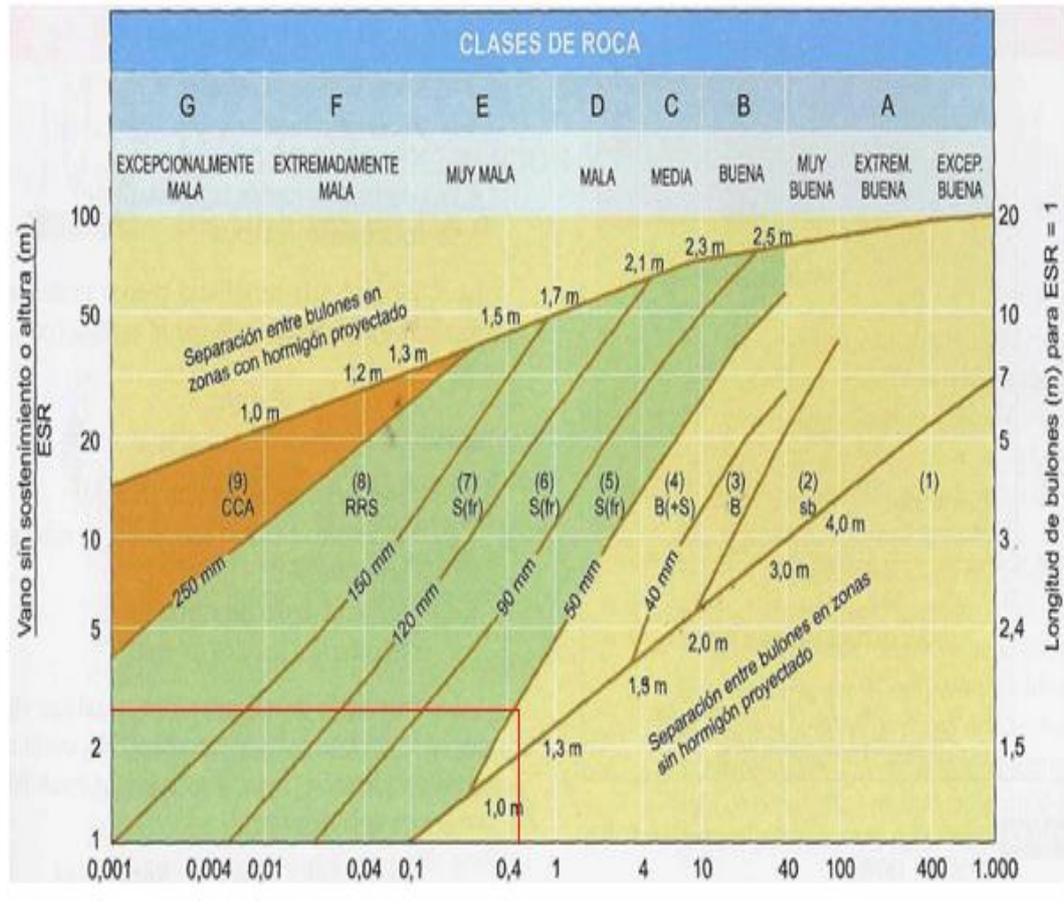


Figura 11. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 3, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h = 5\text{m}$) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 0.66, para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (4, B +S) correspondiendo al tipo de roca muy mala a mala...
- Tipo de terreno (Tipo II B), $Q = 0.66$, con un $RMR = 40$.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, bulones locales en coronas de 3m de longitud, espaciados 2.5m y con malla ocasional.

4.2.4 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-4.

Estación N° 4

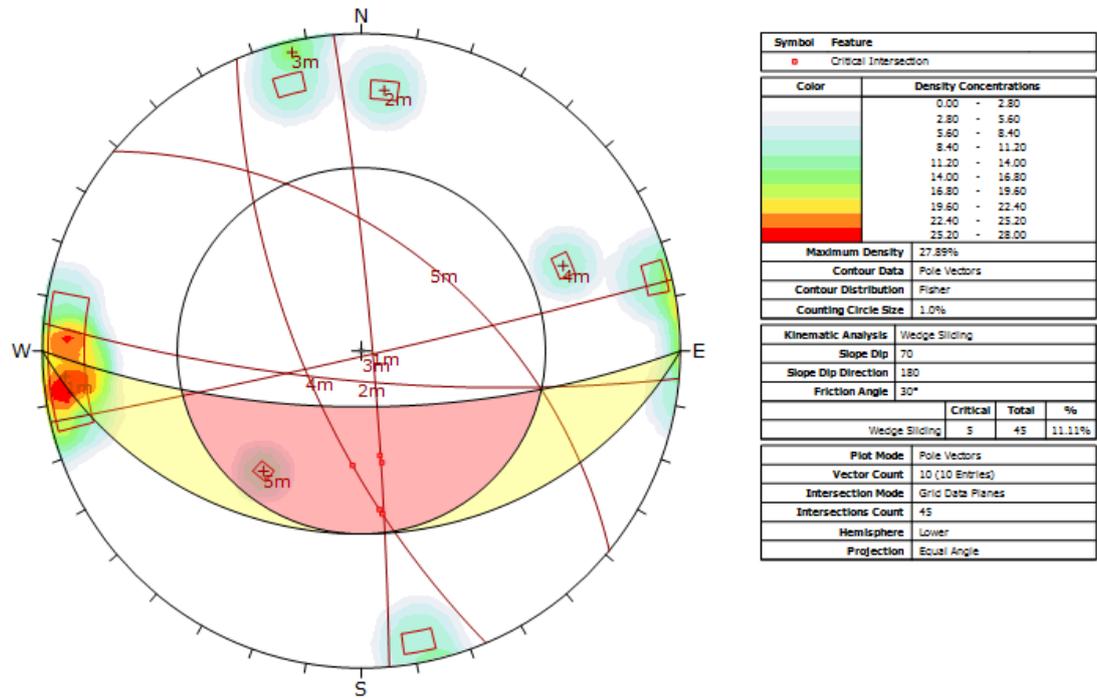


Figura 12. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 4.

- Estación N° 4, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 27.89.
- De las tres familias de discontinuidades existe un 11.11% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

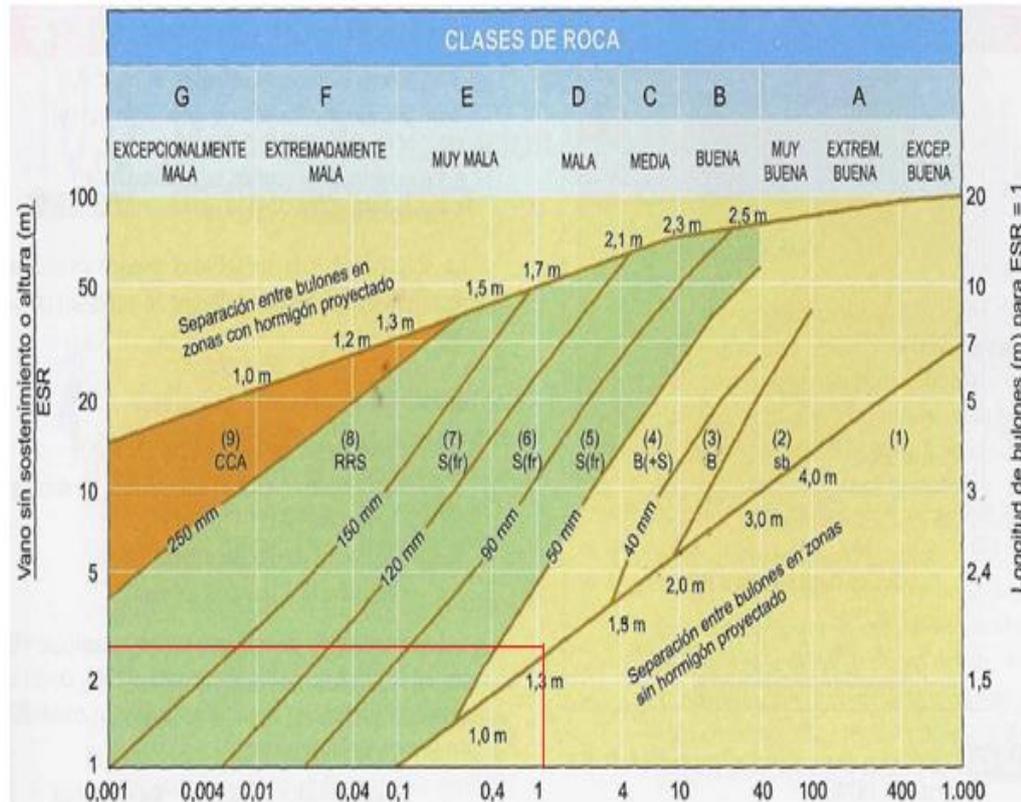


Figura 13. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 4, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h= 5\text{m}$) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 1.33 para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (B +S) correspondiendo al tipo de roca mala.
- Tipo de terreno (Tipo III R), $Q = 1.33$, con un $\text{RMR} = 47$.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, pernos sistemáticos de 4m de longitud, espaciados 1.5 a 2m en la corona y hastiales con malla ocasional.

4.2.5 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-5.

Estación N° 5

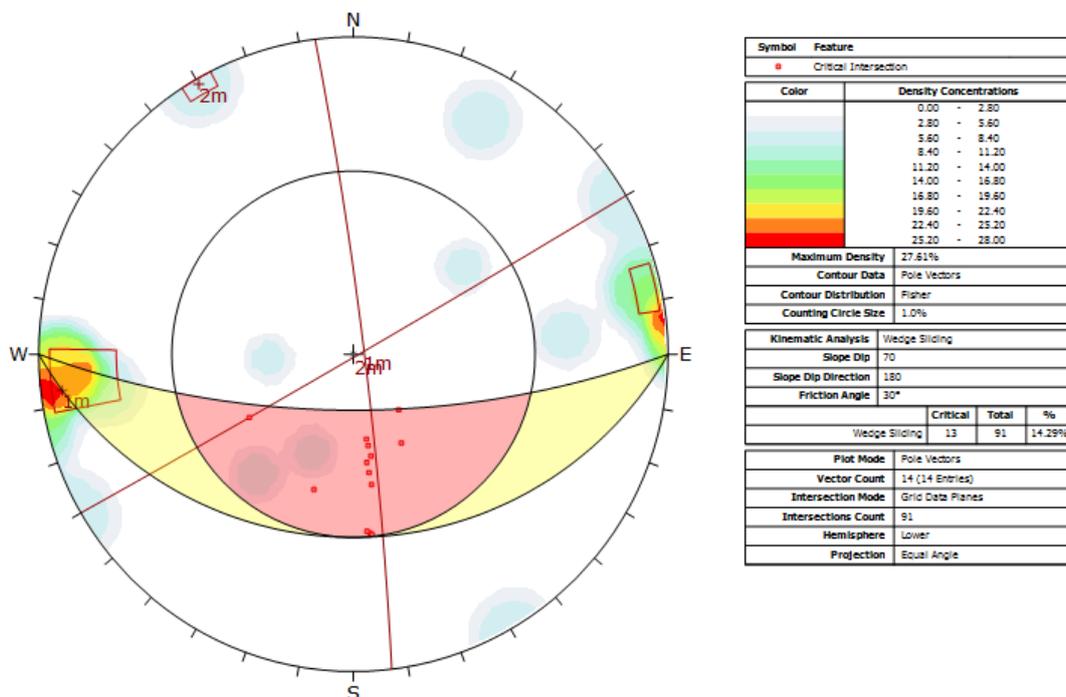


Figura 14. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 5.

- Estación N° 5, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 27.61%.
- De las dos familias de discontinuidades existe un 14.29% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

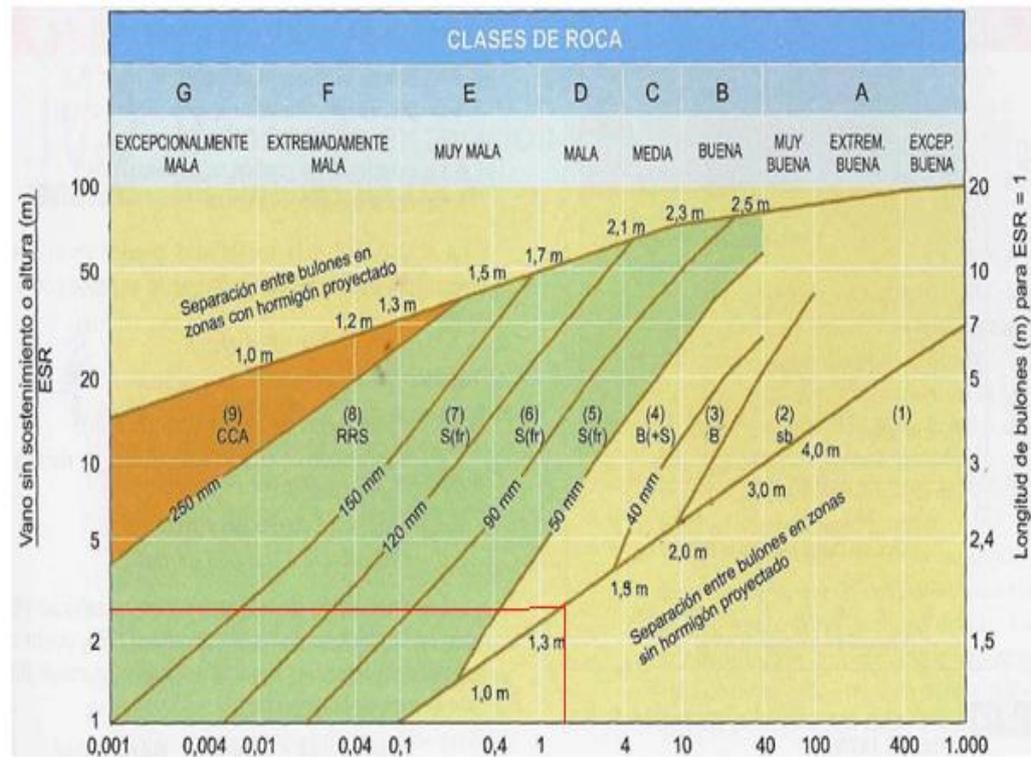


Figura 15. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 5, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso (h= 5mt) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 1.93 para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (4, B +S) correspondiendo al tipo de roca mala...
- Tipo de terreno (Tipo III R), Q = 1.93, con un RMR= 50.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, pernos sistemáticos de 4m de longitud, espaciados 1.5 a 2m en la corona y hastiales con malla ocasional.

4.2.6 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-6.

Estación N° 6

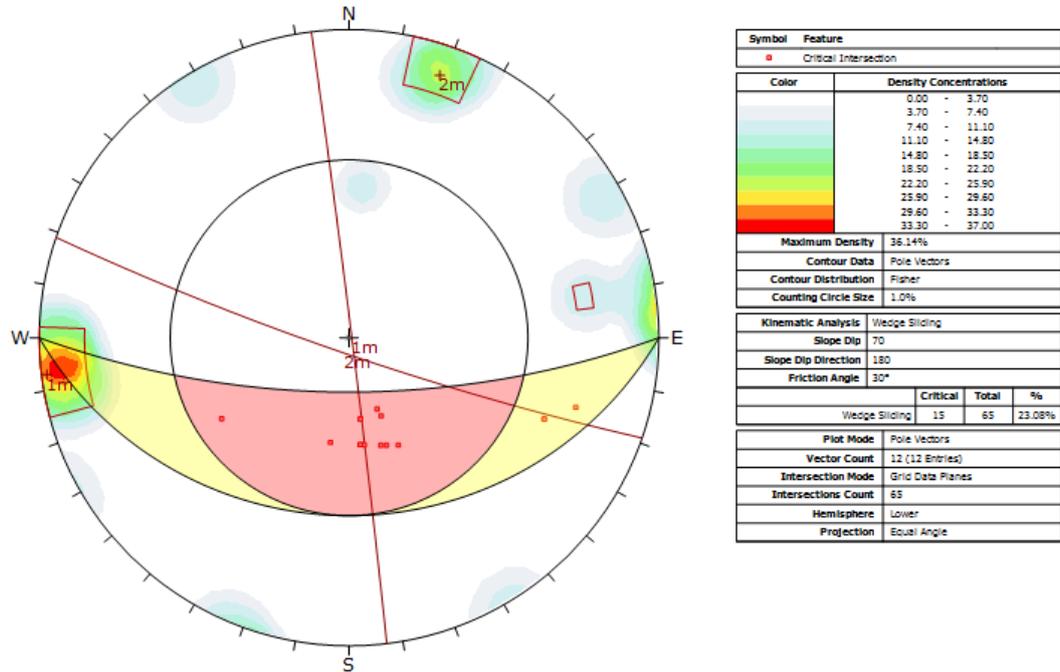


Figura 16. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 6.

- Estación N° 6, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 36.14%.
- De las dos familias de discontinuidades existe un 23.08% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

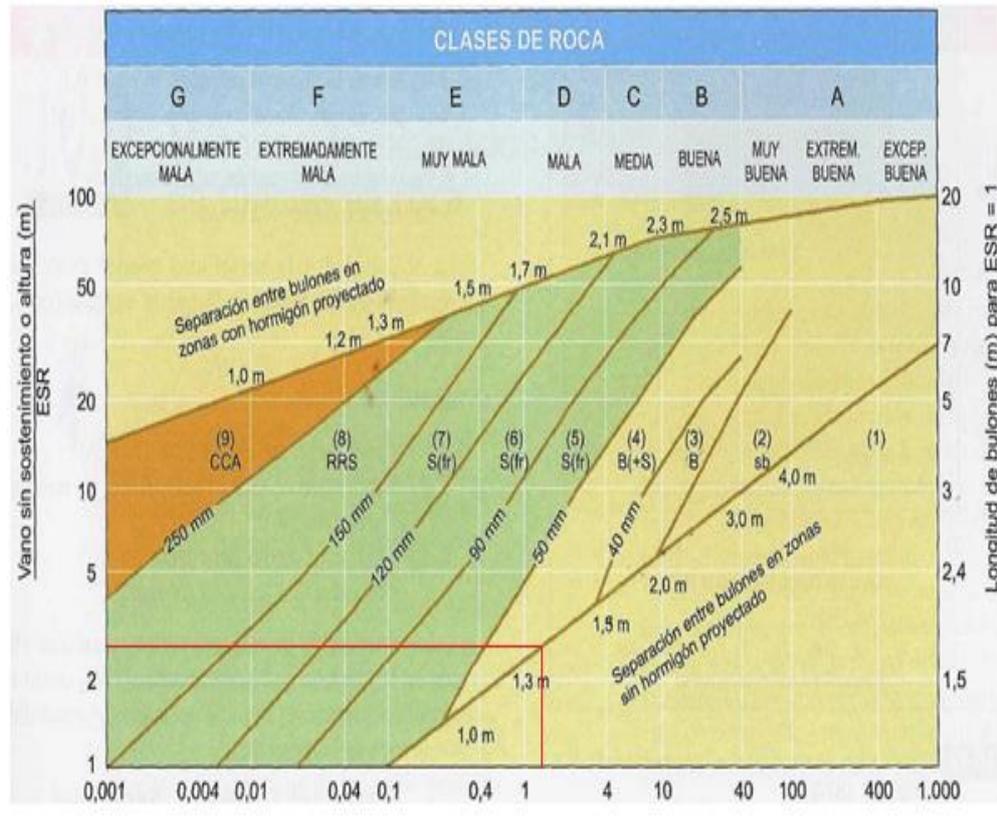


Figura 17. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 6, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso (h= 5mt) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 1.45 para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (4, B +S) correspondiendo al tipo de roca mala.
- Tipo de terreno (Tipo III R), Q = 1.45, con un RMR= 48.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, bulones locales en coronas de 4m de longitud, espaciados 1.5 a 2m en la corona y hastiales con malla ocasional.

4.2.7 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-7.

Estación N° 7

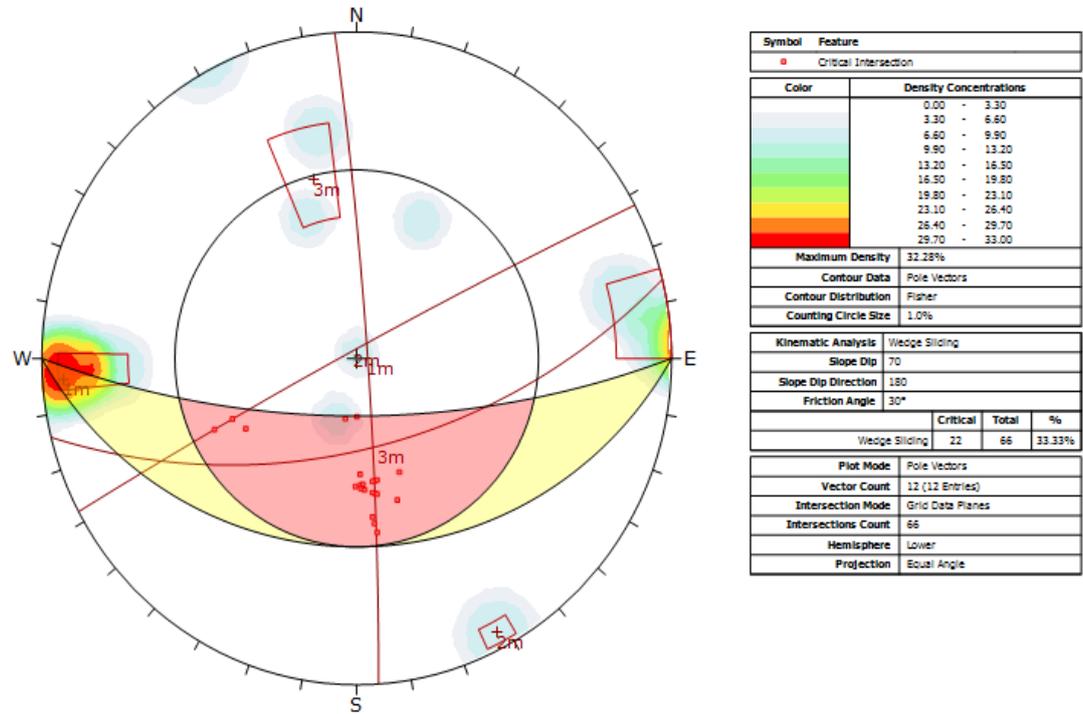


Figura 18. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 7.

- Estación N° 7, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 32.28%
- De las tres familias de discontinuidades existe un 33.33% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

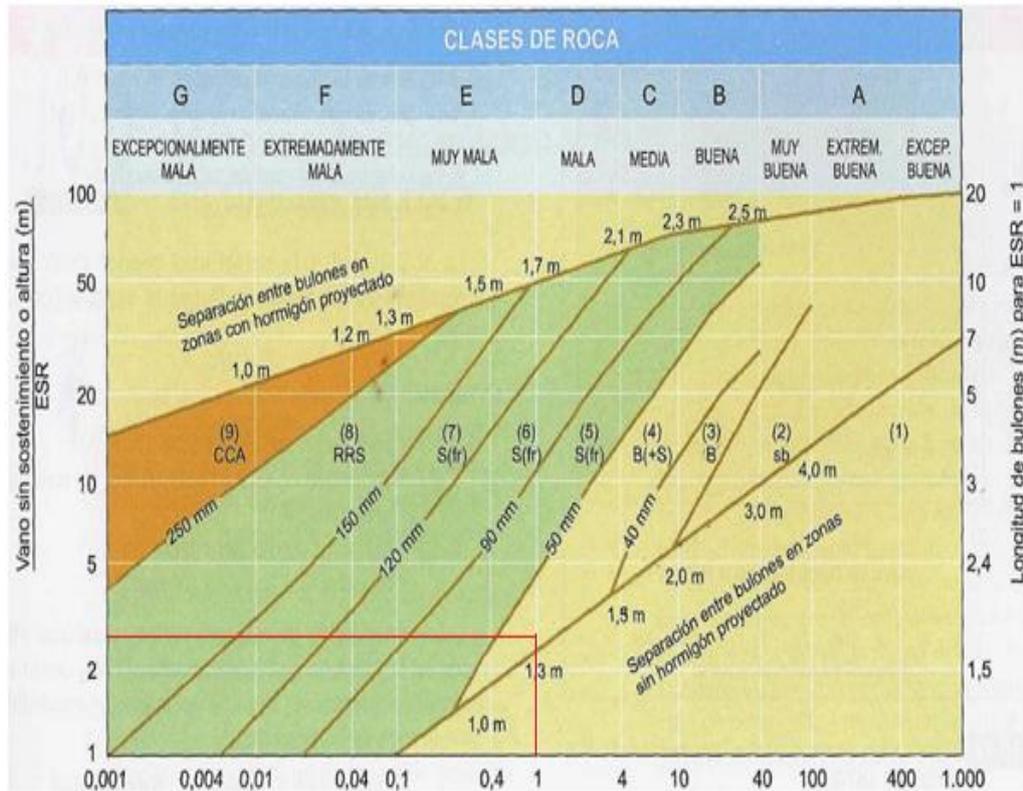


Figura 19. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 7, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h=5\text{m}$) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 1.05 para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (4, B +S) correspondiendo al tipo de roca mala...
- Tipo de terreno (Tipo IIIR), $Q = 1.05$, con un $\text{RMR} = 45$.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, pernos en coronas de 3m de longitud, espaciados 2.5m con malla ocasional.

4.2.8 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-8.

Estación N° 8

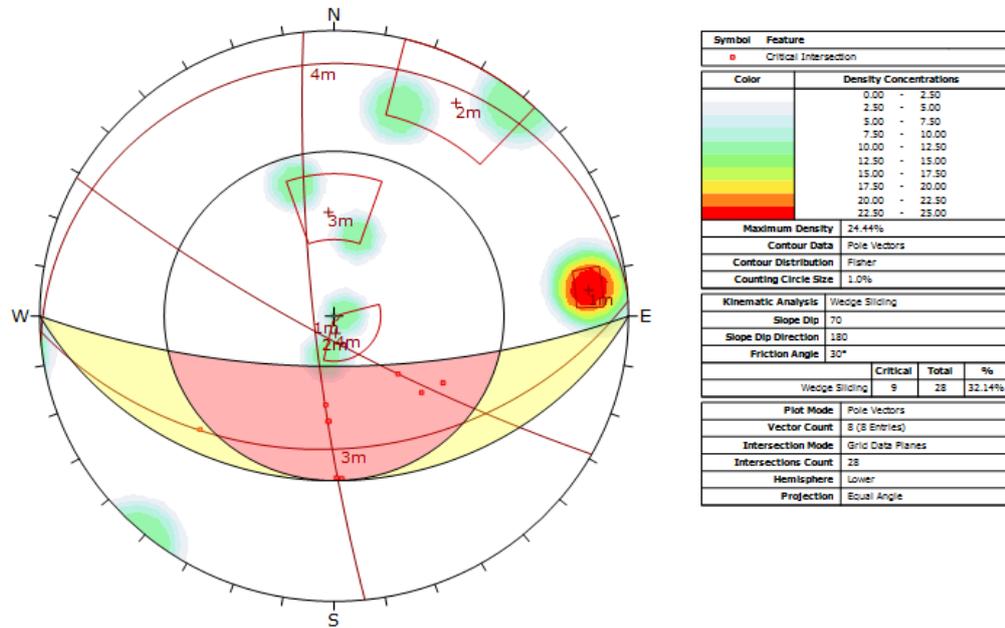


Figura 20. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 8.

- Estación N° 8, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad 24.44%
- De las cuatro familias de discontinuidades existe un 32.14% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

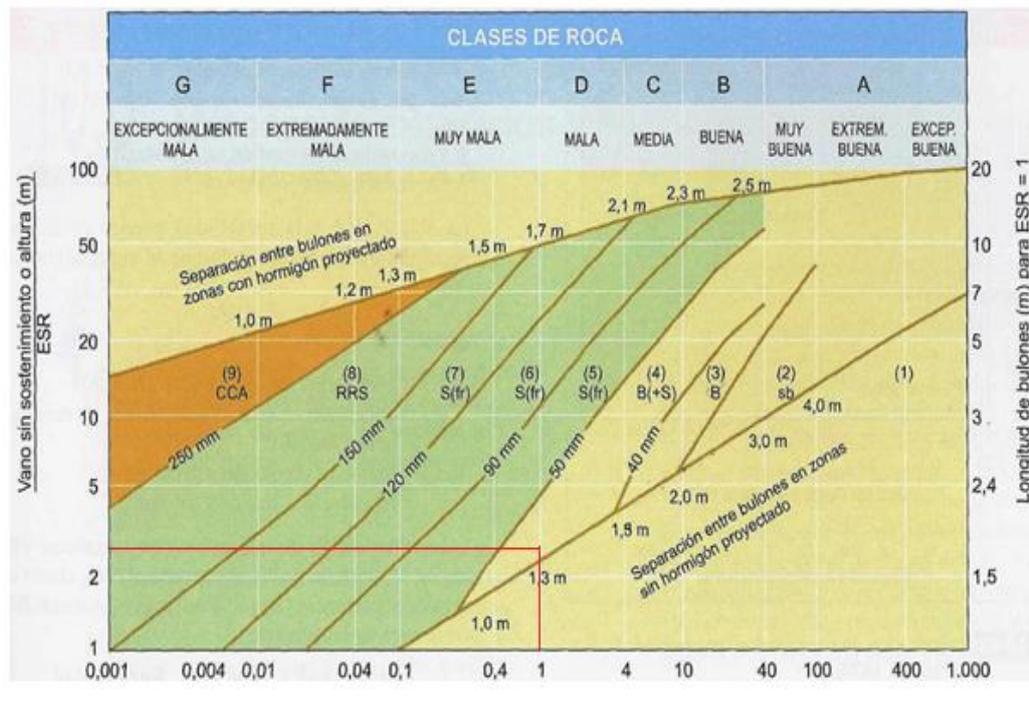


Figura 21. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 8, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h=5\text{m}$) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 1.05 para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (B +S) correspondiendo al tipo de roca mala...
- Tipo de terreno (Tipo III R), $Q = 1.05$, con un $\text{RMR} = 45$.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, pernos sistemáticos de 4m de longitud, espaciados de 1.5 a 2m en la corona y hastiales con malla ocasional.

4.2.9 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-9.

Estación N° 9

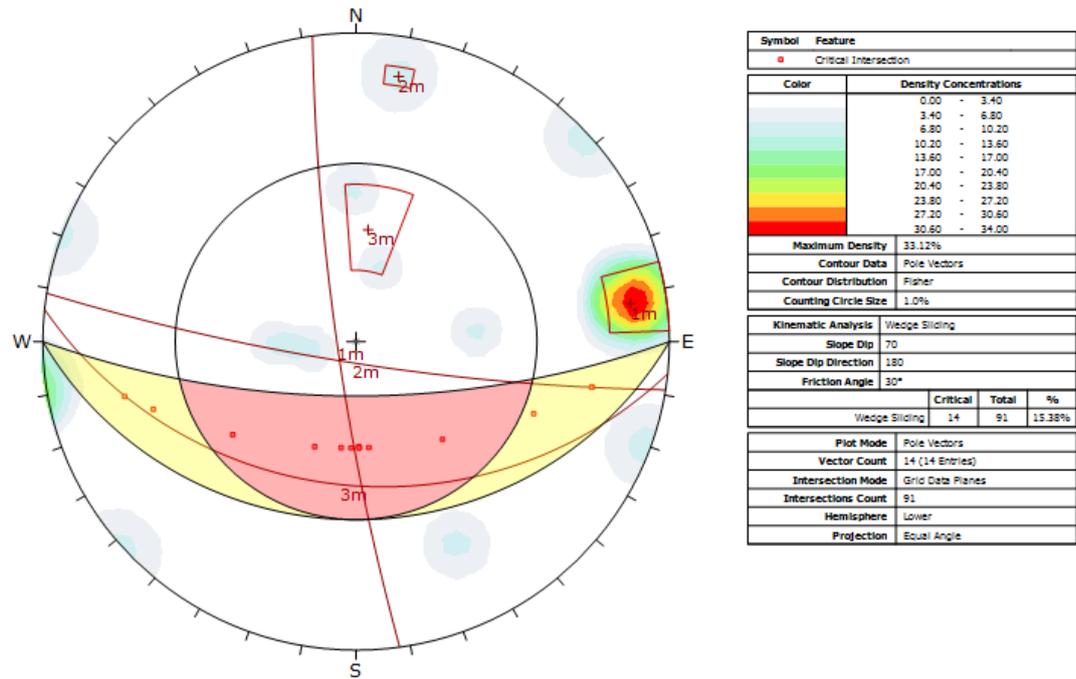


Figura 22. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 9.

- Estación N° 9, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad de 33.12%.
- De las tres familias de discontinuidades existe un 15.38% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

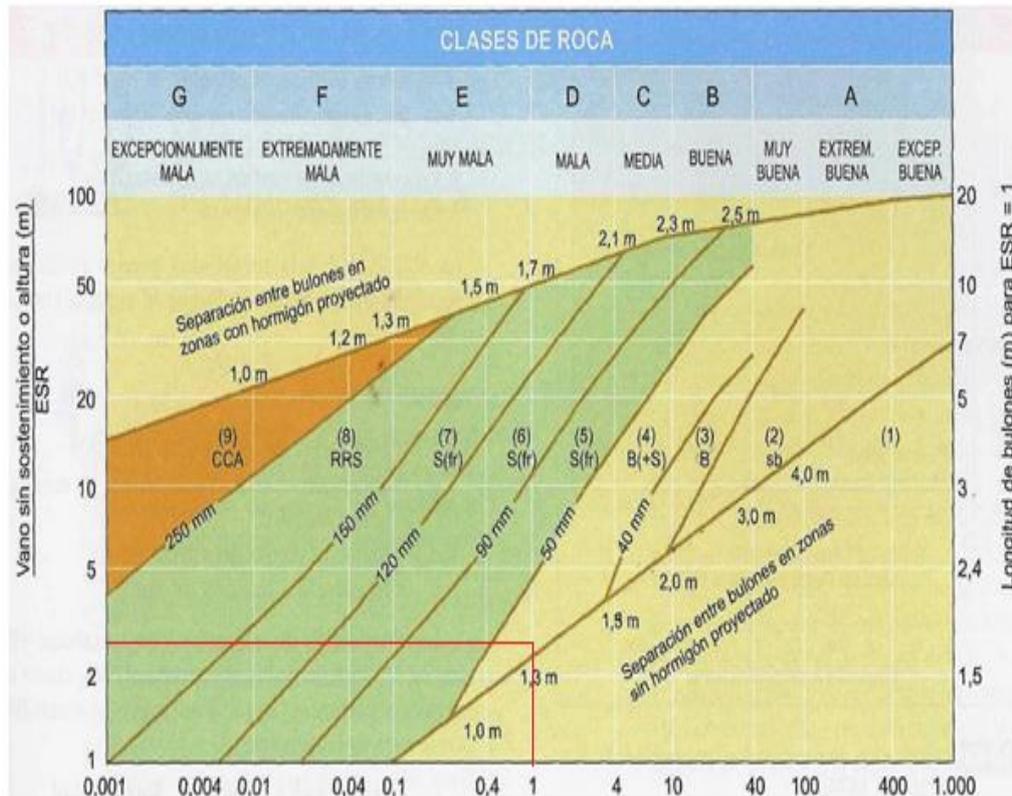


Figura 23. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: Barton (1992), E-9

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 9, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h=5\text{m}$) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 1.09 para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (B +S) correspondiendo al tipo de roca muy mala.
- Tipo de terreno (Tipo III R), $Q = 1.09$, con un $RMR= 45$.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, pernos sistemáticos de 4m de longitud, espaciados de 1.5 a 2m en la corona y hastiales con malla ocasional.

4.2.10 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-10.

Estación N° 10

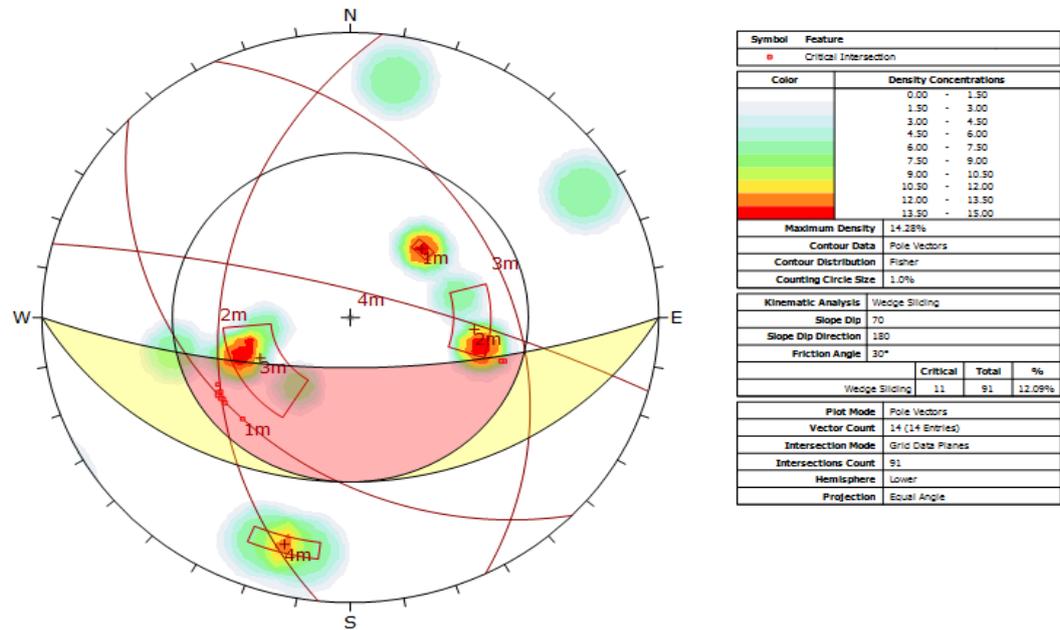


Figura 24. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 10.

- Estación N° 10, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad de 14.28%
- De las cuatro familias de discontinuidades existe un 12.09% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

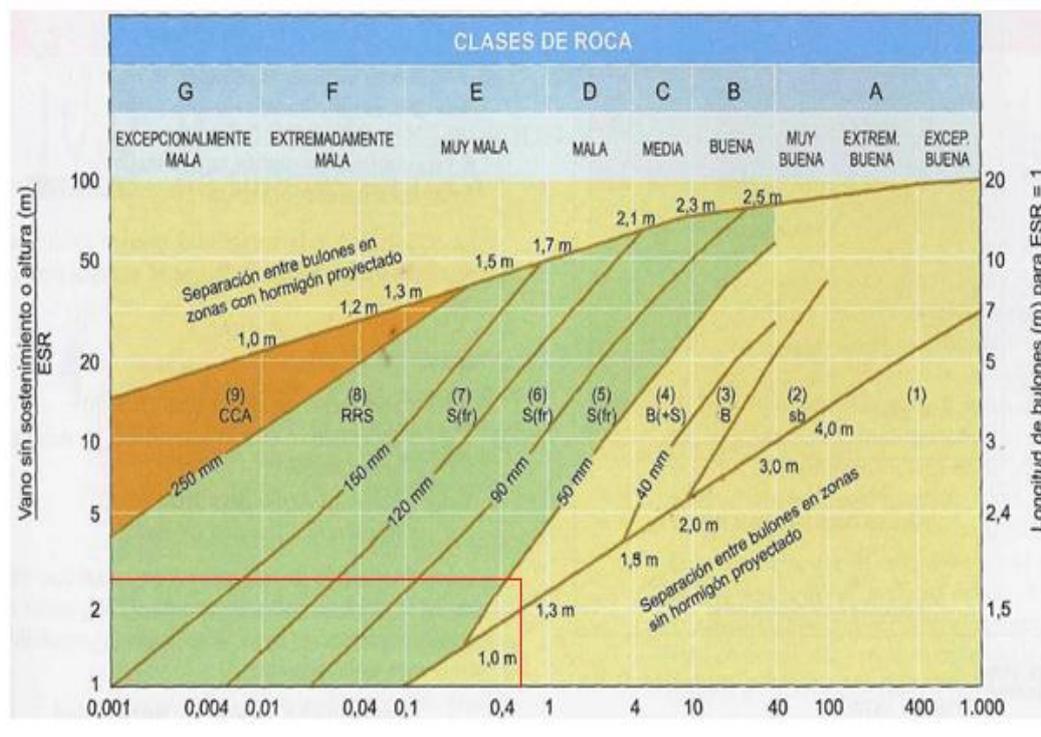


Figura 25. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 10, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h=5\text{m}$) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 0.55 para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (B +S) correspondiendo al tipo de roca muy mala...
- Tipo de terreno (Tipo II B), $Q = 0.55$, con un $RMR = 39$.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, pernos en la corona de 3m de longitud, espaciados de 2.5m malla ocasional.

4.2.11 Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E-11.

Estación N° 11

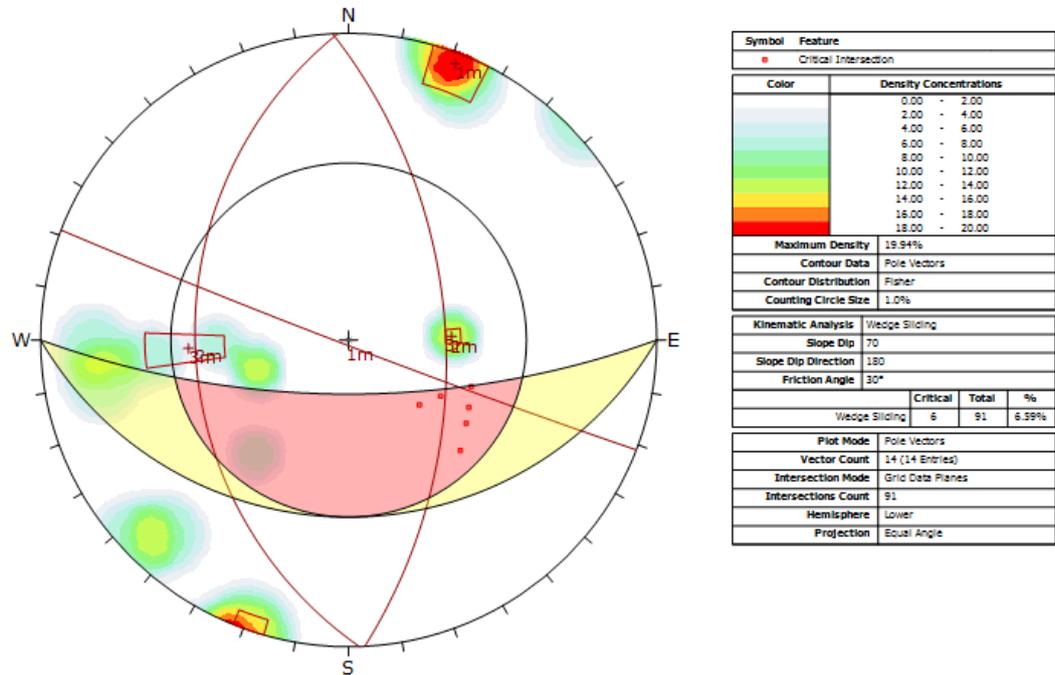


Figura 26. Análisis cinemático de tipo de rotura de discontinuidades E- 11

- Estación N° 11, el análisis determina que el buzamiento es de 70°, y cuya dirección de buzamiento es de 180° NE, ángulo de fricción de 30°, densidad máxima de inestabilidad de 19.94%
- De las tres familias de discontinuidades existe un 6.99% de probabilidad de ruptura por cuña debido a la presencia de planos asociados a las concentraciones de polos, no existiendo rotura por los demás tipos de falla.

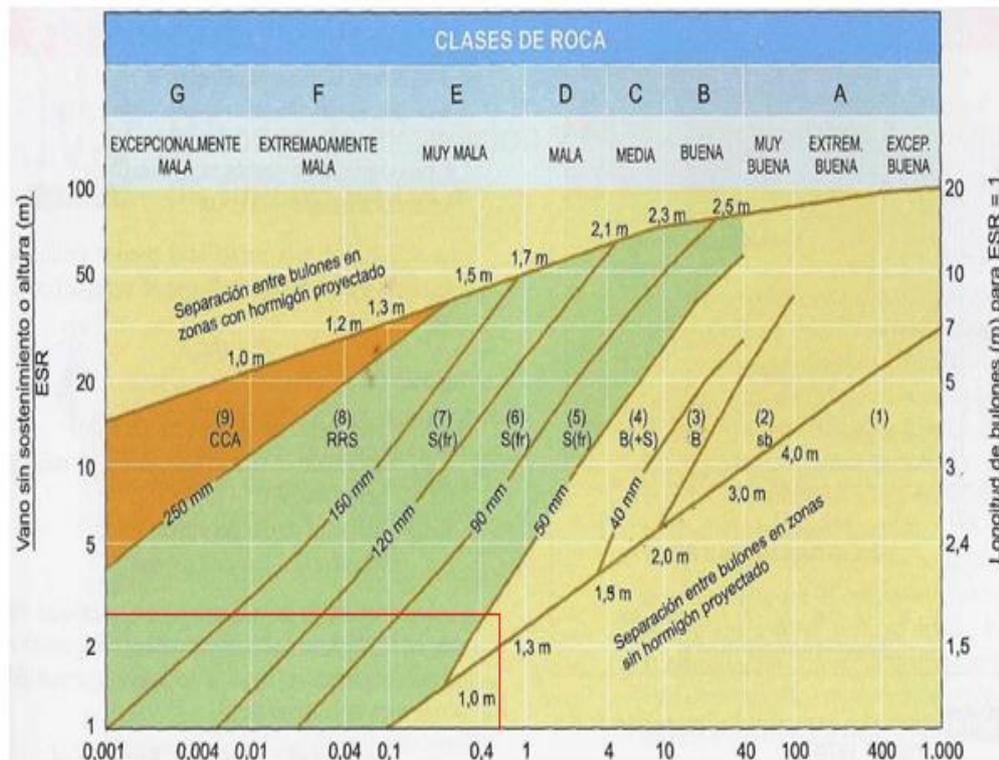


Figura 27. Análisis de proyecciones estereográficas y diseño de sostenimiento Fuente: (Barton, 1992).

- El diseño de sostenimiento para la estación N° 11, referido de acuerdo al diámetro equivalente en donde el cociente entre el altura o ancho de excavación y la relación de sostenimiento de la excavación ESR para el caso ($h = 5\text{m}$) nos da el primer dato para relacionar con el índice Q para el caso es de 0.51 para determinar el tipo de sostenimiento de la intercepción figura 2, de estimación de categorías de sostenimiento basadas en el índice Q de calidad es igual a (B +S) correspondiendo al tipo de roca muy mala...
- Tipo de terreno (Tipo IIIR), $Q = 0.51$, con un $RMR = 38$.
- Sostenimiento, pernos de anclaje repartido con un diámetro de 20mm, pernos en la corona de 3m de longitud, espaciados a 2.5m y malla ocasional.

Tabla 32
Resumen comparativo entre RQD, RMR, GSI, Q, análisis cinemático

ESTACIÓN	RQD	RMR	GSI	Q	DESCRIPCIÓN	ANÁLISIS CINEMÁTICO	TIPO DE TERR.	CLASIFICACIÓN	
								MACIZO ROCOSO	SOSTENIMIENTO
1	84	42	37 F/R	0.46	M pobre	No existe posibilidad de rotura	II	Buena	Anclaje diámetro 20mm. Corona 3 a 2.5m Long.
2	81	44	39 F/R	0.54	M pobre	Posibilidad de rotura en cuña	II	Buena	Anclaje 20mm de diámetro, corona 3 a 2.5 de long.
3	81	45	40 F/R	0.66	M pobre	Rotura por vuelco flexural	II	Buena	Anclaje 20mm de diámetro, corona 3 a 2.5 de long.
4	84	52	47 F/R	1.33	Pobre	Rotura por cuña	II	Buena	Anclaje 20mm de diámetro, corona 3 a 2.5 de long.
5	88	55	50 F/B	1.93	Pobre	Rotura por cuña	II	Buena	Perno sistemático 4 a 2m de long.
6	88	53	48 F/R	1.45	Pobre	Rotura por cuña	II	Buena	Perno sistemático 4 a 2m de long.
7	96	50	45 LF/M	1.05	Pobre	Rotura por vuelco flexural	II	Buena	Anclaje 20mm de diámetro, corona 3 a 2.5 de long.
8	96	50	45F/R	1.05	Pobre	Rotura por vuelco flexural	II	Buena	Anclaje 20mm de diámetro, corona 3 a 2.5 de long.
9	77	50	45 LF/R	1.09	Pobre	Rotura por vuelco flexural	II	Buena	Anclaje 20mm de diámetro, corona 3 a 2.5 de long.
10	81	44	39 F/R	0.55	M pobre	Rotura por cuña	II	Buena	Anclaje 20mm de diámetro, corona 3 a 2.5 de long.
11	94	43	38 F/R	0.51	M pobre	Rotura por cuña	II	Buena	Anclaje 20mm de diámetro, corona 3 a 2.5 de long.

Tabla 33
Resumen comparativo entre RQD, RMR, tipo de terreno, tipo de roca, empernado y calidad de roca.

ESTACIÓN	RQD	RMR	TIPO TERREN	TIPO ROCA	CALIDAD ROCA	EMPERNADO pernos (20mm de diámetro), inyectados
1	84	37	III	Regular	Media	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona.
2	81	39	III	Regular	Media	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona
3	81	40	III	Regular	Media	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona
4	84	47	III	Regular	Media	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona
5	88	50	III	Regular	Media	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona
6	88	48	III	Regular	Media	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona
7	96	45	II	Buena	Buena	Pernos en la corona de 3mts. De longitud espaciados a 2.5mts, malla ocasional
8	96	45	III	Regular	Media	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona
9	77	45	III	Regular	Buena	Pernos sistemáticos. 4mts, de longitud, espaciados 1.5- 2mts, en la corona y hastiales con malla en la corona
10	81	39	III	Buena	Buena	Pernos en la corona de 3mts. De longitud espaciados a 2.5mts, malla ocasional
11	94	38	III	Buena	Buena	Pernos en la corona de 3mts. De longitud espaciados a 2.5mts, malla ocasional

4.3 Determinación de parámetros de resistencia con aplicación del Software

RocData 3.0

4.3.1 RocData

Es un software para la determinar parámetros de resistencia del suelo y la masa rocosa mediante el análisis de laboratorio, prueba triaxial o prueba de corte. El programa puede ajustar el criterio de falla lineal de Mohr-Coulomb, y otros tres criterios de falla: criterio de falla no lineal, criterio de falla generalizado de Hoek-Brown, Barton Bandis y el modelo de Power Curve de esfuerzo para poner a prueba los datos. RocData incluye un sistema de tablas para estimar parámetros de esfuerzo típico para roca y diferentes tipos de suelo. Esta característica, combinada con una interfaz intuitiva, rápida respuesta a las entradas del usuario, e inmediato trazado de las curvas de esfuerzo, facilita los estudios paramétricos del comportamiento de esfuerzo.

4.3.2 Cálculo de los parámetros m y s.

“m” y “s” son constantes de material, que corresponden 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 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 Mass rating (RMR), introducida por Bieniawski, 1976.

4.3.3 Relación entre la constante del material “mb” y “mi”

$$mb/mi = e^{(GSI-100)/28}$$

mi= constante del material del macizo

mb= constante del material del macizo rocoso

s= constante del material (Hoeck, 1985)

4.3.4 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 1

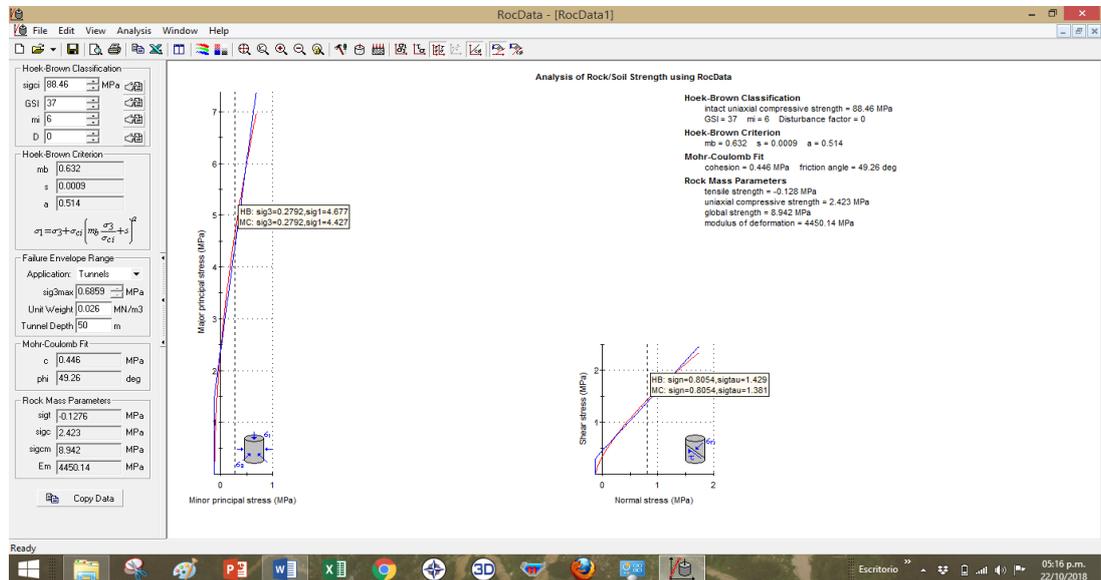


Figura 28. Curva de deformación para roca pizarra E-1

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	37	6	0	0.632	0.0009	0.514	0.446	49.26

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 0.2792Mpa y Esfuerzo mayor = 4.677Mpa

σ_3 =esfuerzo menor, σ_1 =esfuerzo mayor.

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor =0.2792Mpa y Esfuerzo mayor = 4.427Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 0.8054Mpa y esfuerzo cortante = 1.429Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 0.8054Mpa y esfuerzo cortante = 1.381Mpa

4.3.5 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 2

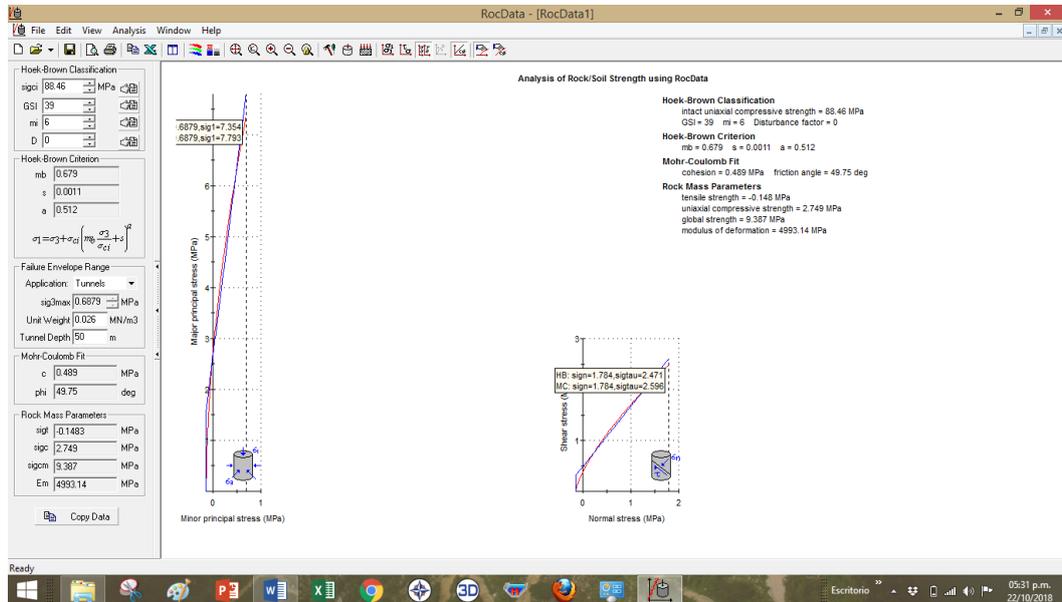


Figura 29. Curva de deformación para roca pizarra E-2

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	39	6	0	0.679	0.0011	0.512	0.489	49.75

Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia.

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 0.2698Mpa y Esfuerzo mayor = 4.944Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 0.2698Mpa y Esfuerzo mayor = 4.6781Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 0.8178Mpa y esfuerzo cortante = 1.506Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 0.8178Mpa y esfuerzo cortante = 1.4555Mpa

4.3.6 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 3

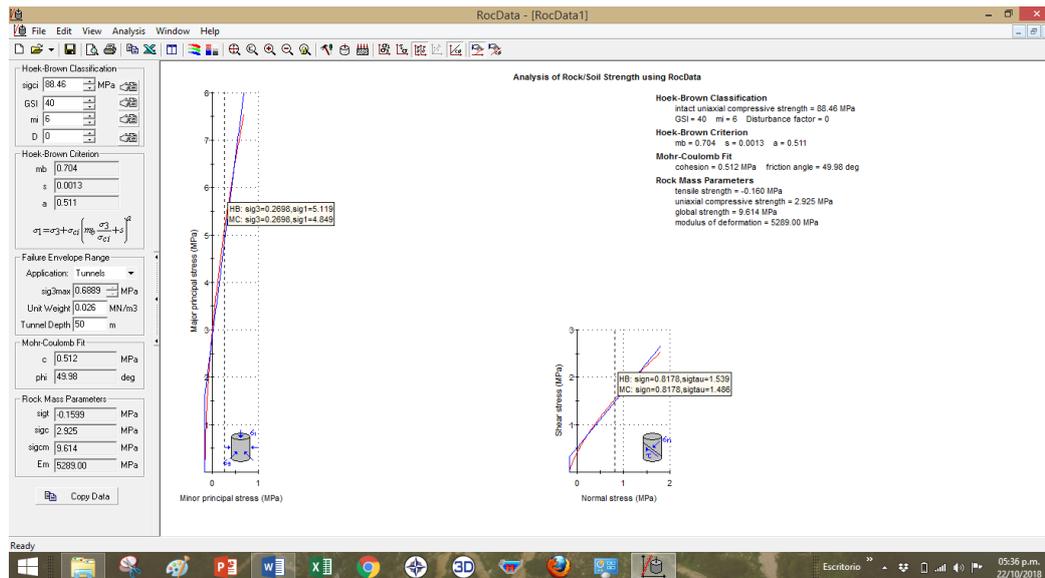


Figura 30. Curva de deformación para roca pizarra E-3

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	40	6	0	0.704	0.0013	0.511	0.512	49.98

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 0.2645Mpa y Esfuerzo mayor = 5.083Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 0.2645Mpa y Esfuerzo mayor = 4.809Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 0.824Mpa y esfuerzo cortante = 1.546Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 0.824Mpa y esfuerzo cortante = 1.494Mpa

4.3.7 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 4

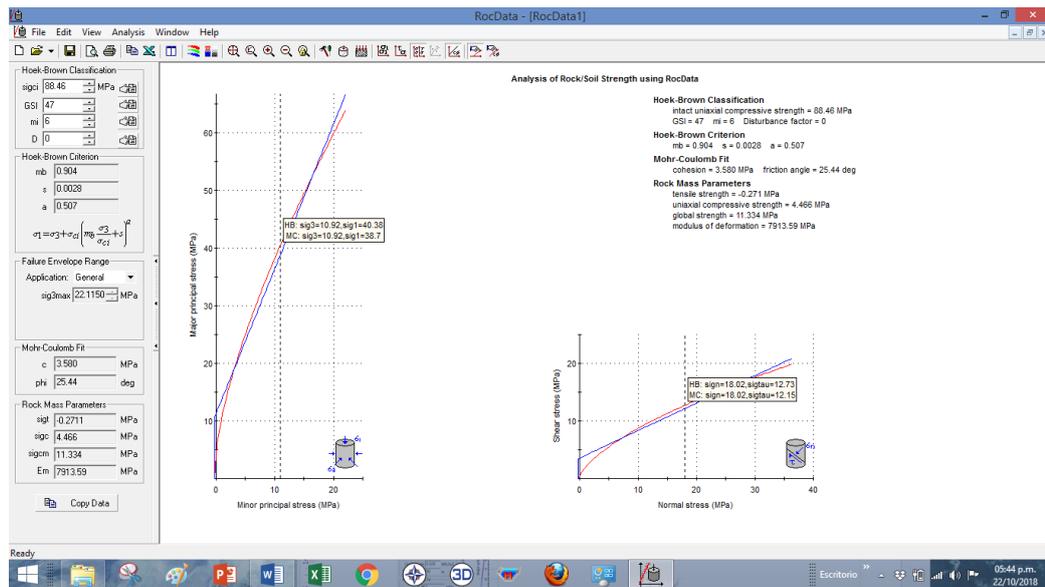


Figura 31. Curva de deformación para roca pizarra E-4

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	47	6	0	0.904	0.0028	0.507	3.580	25.44

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 14.45Mpa y Esfuerzo mayor = 48.3Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 14.45Mpa y Esfuerzo mayor = 47.54Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 25.14Mpa y esfuerzo cortante = 15.74Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 25.14Mpa y esfuerzo cortante = 15.54Mpa

4.3.8 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - estacion N° 5

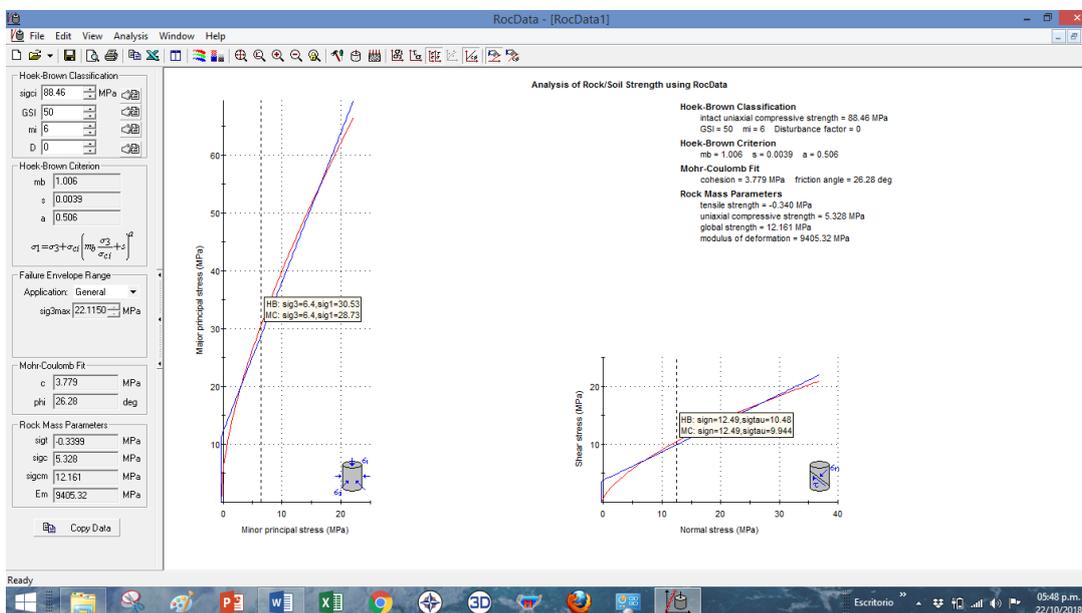


Figura 32. Curva de deformación para roca pizarra E-5

Resistencia	GS	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	50	6	0	1.006	0.0039	0.506	3.779	26.28

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 22.11Mpa y Esfuerzo mayor = 66.47Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 22.11Mpa y Esfuerzo mayor = 69.41Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 36.91Mpa y esfuerzo cortante = 20.91Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 36.91Mpa y esfuerzo cortante = 22Mpa

4.3.9 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 6

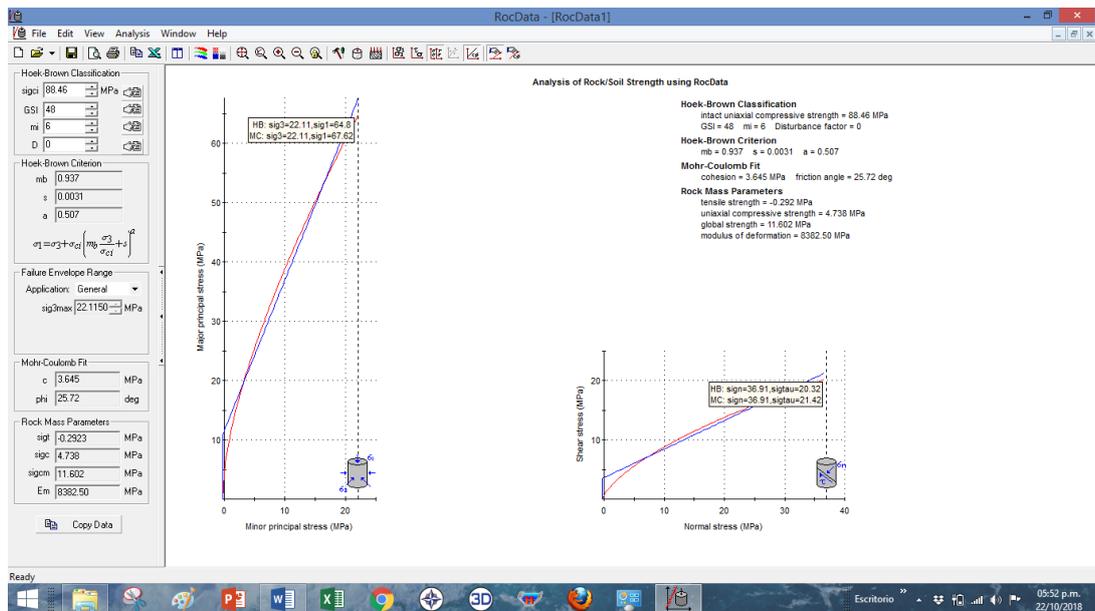


Figura 33. Curva de deformación para roca pizarra E-6

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	48	6	0	0.937	0.0031	0.507	3.645	25.72

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 17.98Mpa y Esfuerzo mayor = 56.48Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 17.98Mpa y Esfuerzo mayor = 57.15Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 30.53Mpa y esfuerzo cortante = 18.04Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 30.53Mpa y esfuerzo cortante = 18.35Mpa

4.3.10 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 7

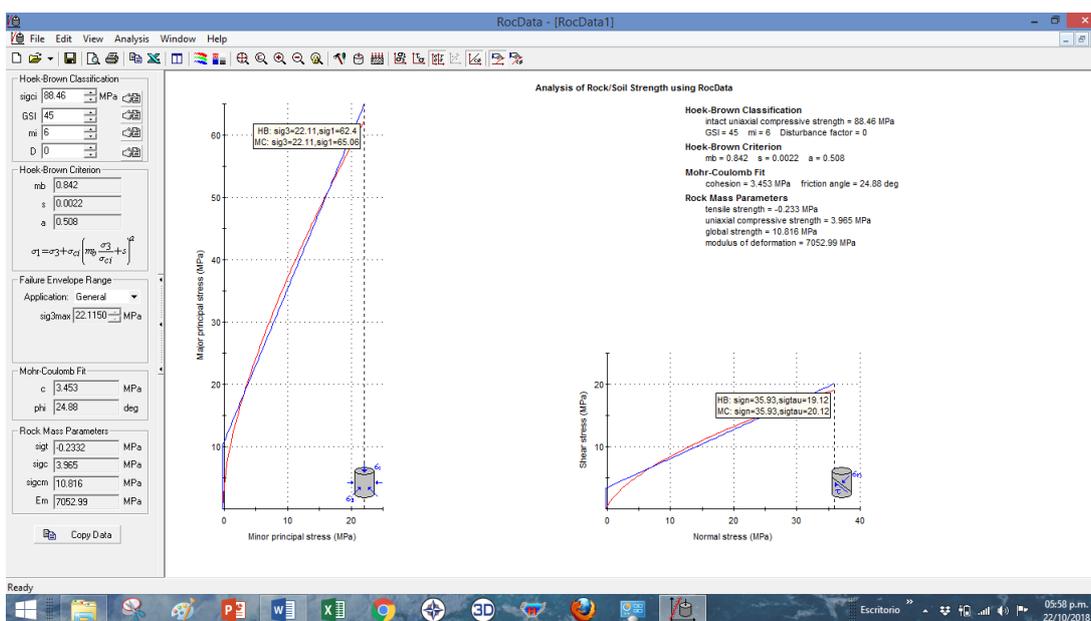


Figura 34. Curva de deformación para roca pizarra E-7

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	45	6	0	0.842	0.002	0.508	3.453	24.88

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 22.11Mpa y Esfuerzo mayor = 62.4Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 22.11Mpa y Esfuerzo mayor =65.06Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 35.93Mpa y esfuerzo cortante = 19.12Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 35.93Mpa y esfuerzo cortante = 20.12Mpa

4.3.11 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 8

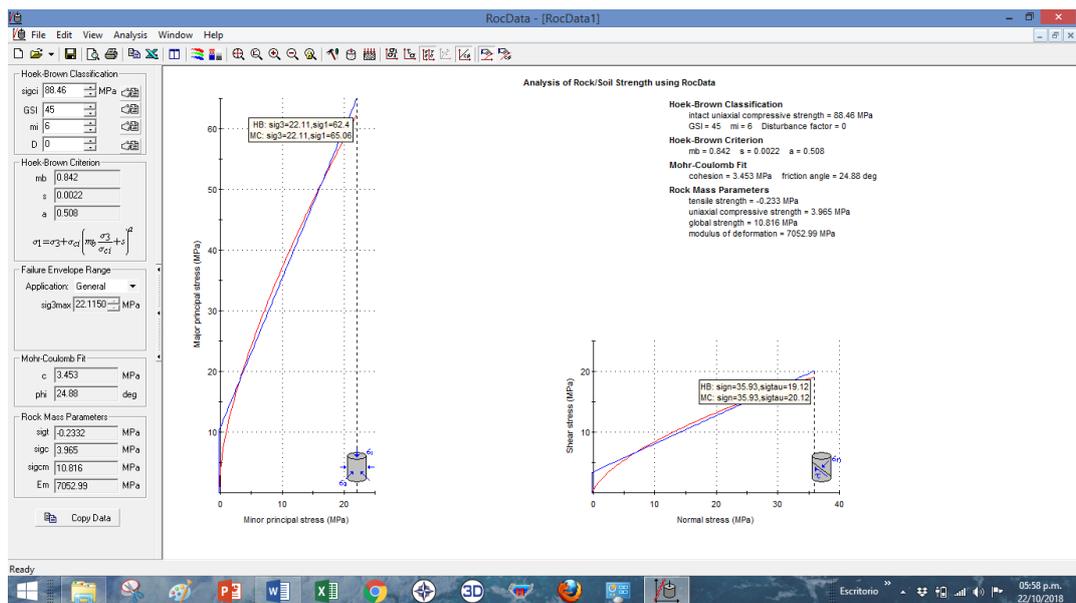


Figura 35. Curva de deformación para roca pizarra E-8

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	45	6	0	0.842	0.002	0.508	3.453	24.88

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 22.11Mpa y Esfuerzo mayor = 62.4Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 22.11Mpa y Esfuerzo mayor = 65.06Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 35.93Mpa y esfuerzo cortante = 19.12Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 35.93Mpa y esfuerzo cortante = 20.12Mpa

4.3.12 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 9

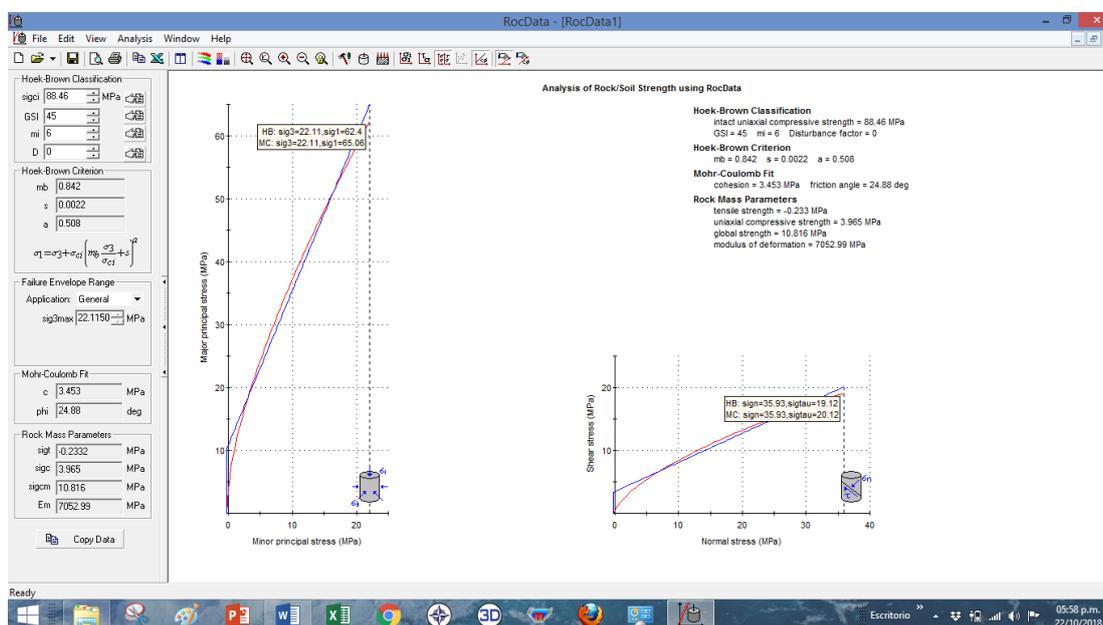


Figura 36. Curva de deformación para roca pizarra E-9

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	45	6	0	0.842	0.002	0.508	3.453	24.88

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 22.11Mpa y Esfuerzo mayor = 62.4Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 22.11Mpa y Esfuerzo mayor = 65.06Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 35.93Mpa y esfuerzo cortante = 19.12Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 35.93Mpa y esfuerzo cortante = 20.12Mpa

4.3.13 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 10

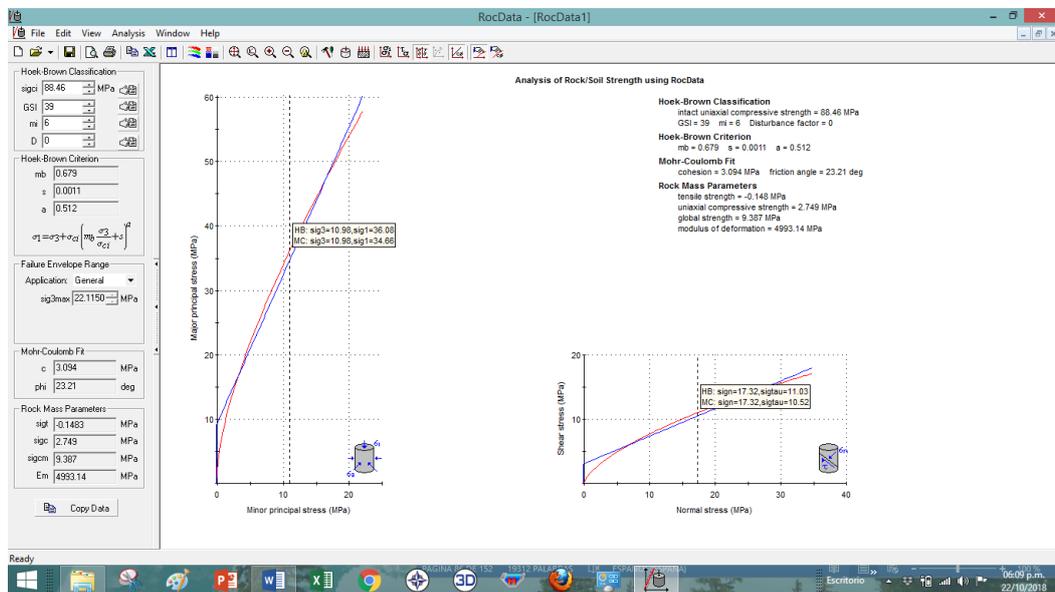


Figura 37. Curva de deformación para roca pizarra E-10

Resistencia	GSI	mi	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	39	6	0	0.679	0.0011	0.512	3.094	23.21

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 6.285Mpa y Esfuerzo mayor = 25.24Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 6.285Mpa y Esfuerzo mayor = 23.85Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo normal = 11.69Mpa y esfuerzo cortante = 8.556Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

Esfuerzo normal = 11.69Mpa y esfuerzo cortante = 8.105Mpa

4.3.14 Interpretación del Análisis de la roca respecto a la resistencia - Estación N° 11

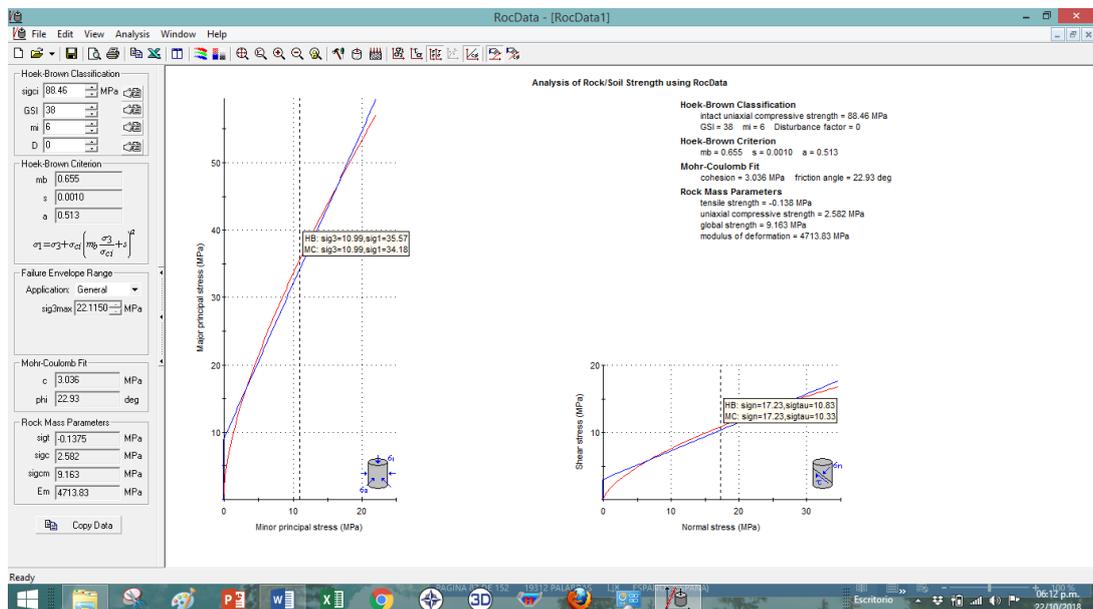


Figura 38. Curva de deformación para roca pizarra E-11

Resistencia	GSI	m_i	D	mb	s	a	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción
88.46	38	6	0	0.655	0.0010	0.513	3.036	22.93

Por el criterio Hoek - Brown:

- Esfuerzo menor = 19.79 Mpa y Esfuerzo mayor = 52.94 Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo menor = 19.79 Mpa y Esfuerzo mayor = 54.21 Mpa

Interpretación del análisis de esfuerzo cortante – esfuerzo normal**Por el criterio Hoek - Brown:**

- Esfuerzo normal = 31.4 Mpa y esfuerzo cortante = 15.82 Mpa

Por el Ajuste de Mohr - Coulomb.

- Esfuerzo normal = 31.4 Mpa y esfuerzo cortante = 16.32 Mpa

4.4 Determinación analítica de estabilidad de cuñas con aplicación del Software Unwedge.

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

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

4.4.1 Estación N° 1

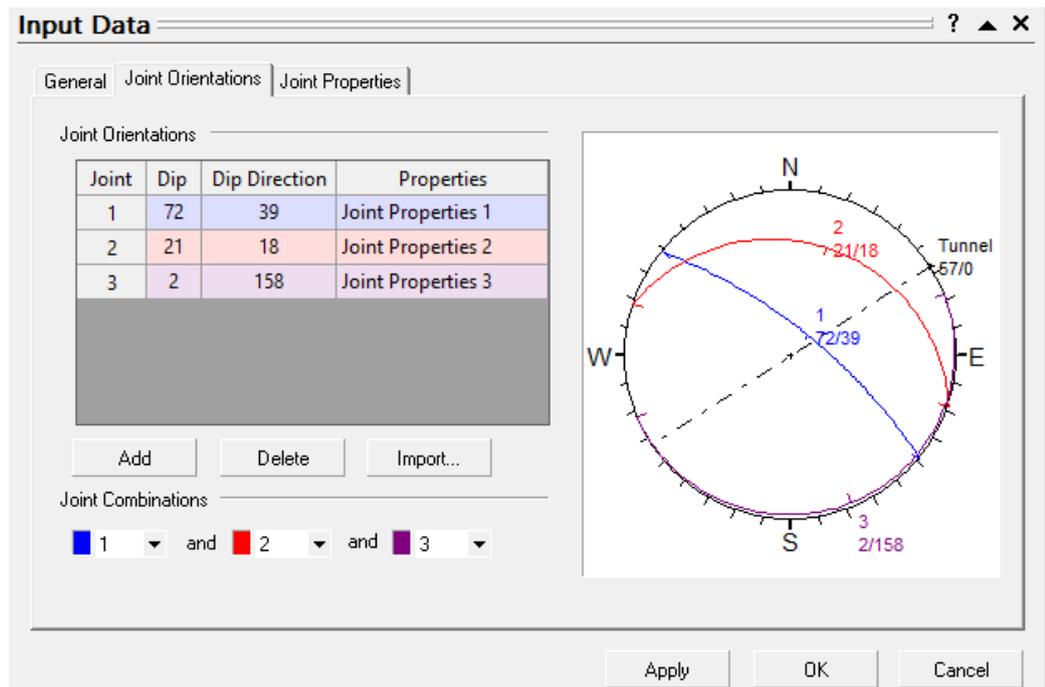


Figura 39. Análisis de orientación de las Juntas. E – 1

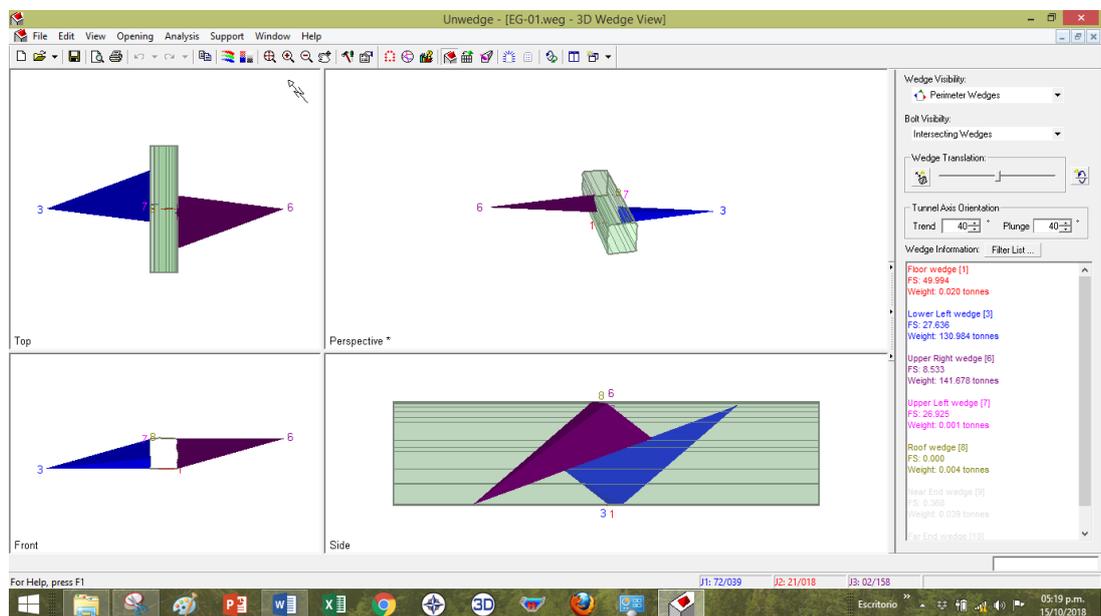


Figura 40. Orientación de cuñas E-1

De la figura 40 la cuña N° 4 reviste cierta debilidad, cuyo factor de seguridad es de 0.3 con un peso de 0.18 tons.

4.4.2 Estación N° 2

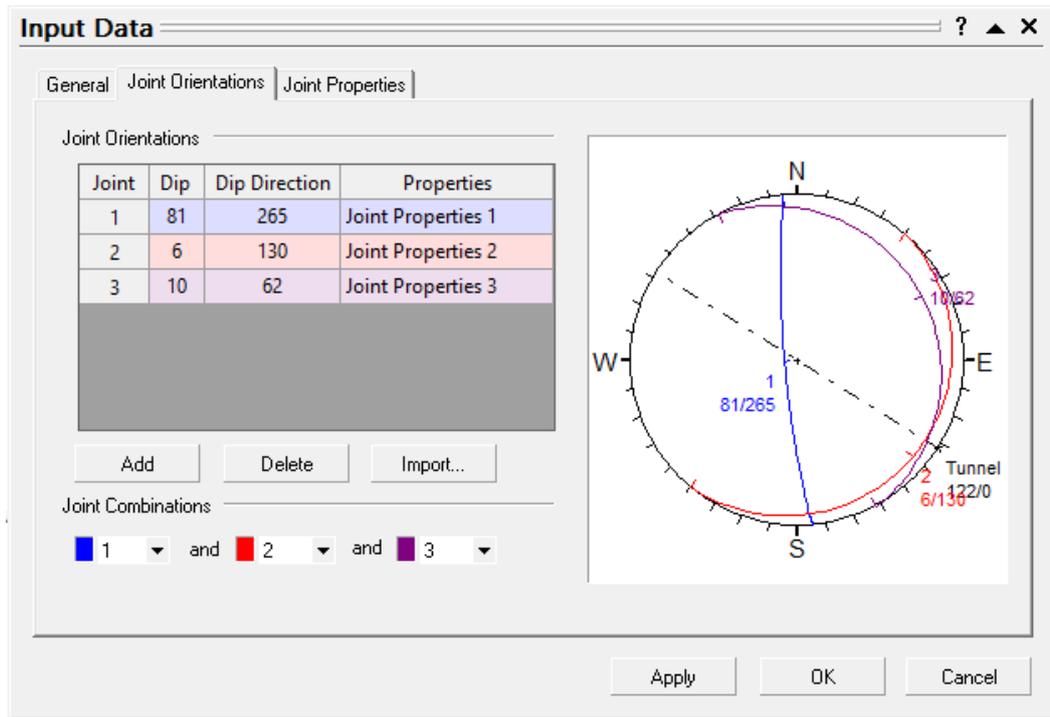


Figura 41. Análisis de orientación de las Juntas. E – 2

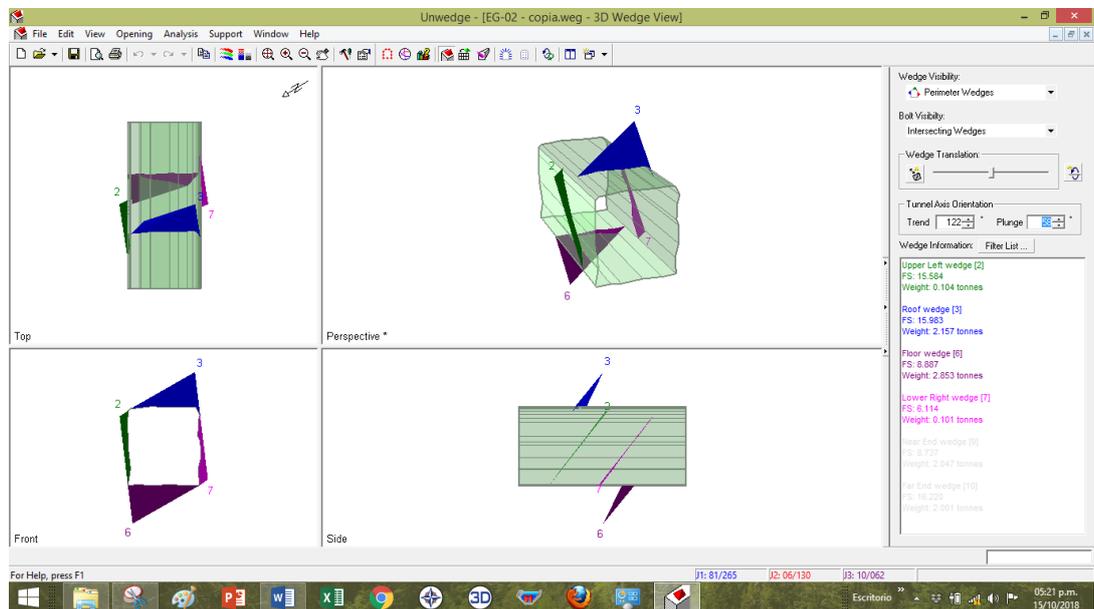


Figura 42. Orientación de cuñas E-2

De la figura 42 la cuña N° 1 del piso es la que reviste cierta debilidad debido a la existencia de labores inferiores cercanas debajo del túnel, en resumen es estable.

4.4.3 Estación N° 3

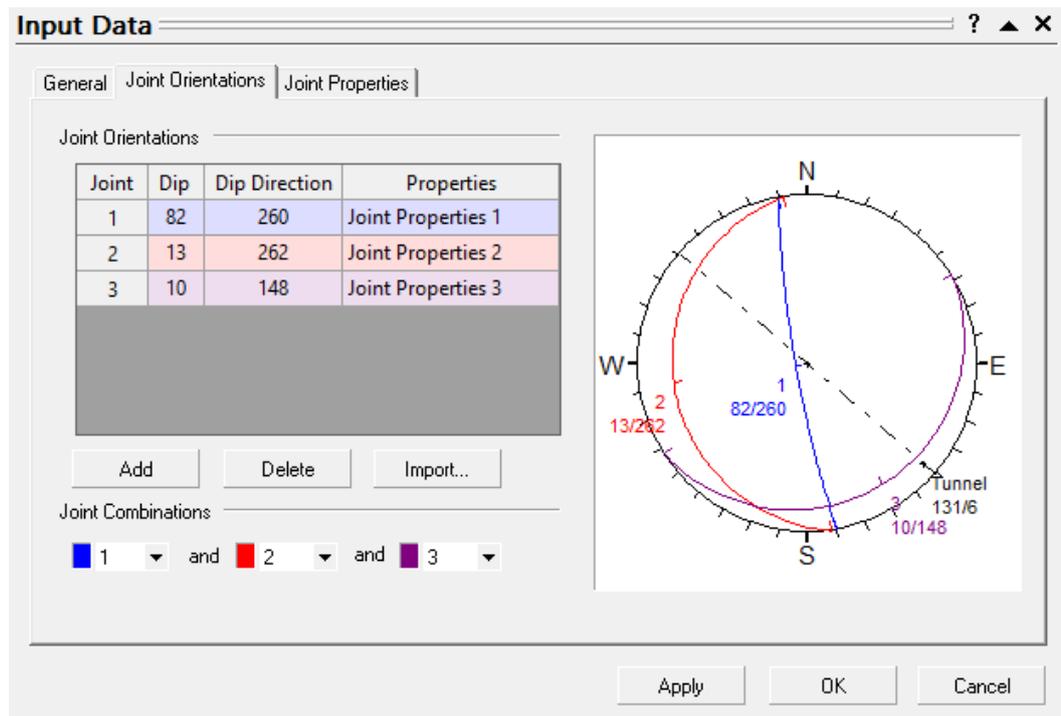


Figura 43. Análisis de orientación de las Juntas. E – 3

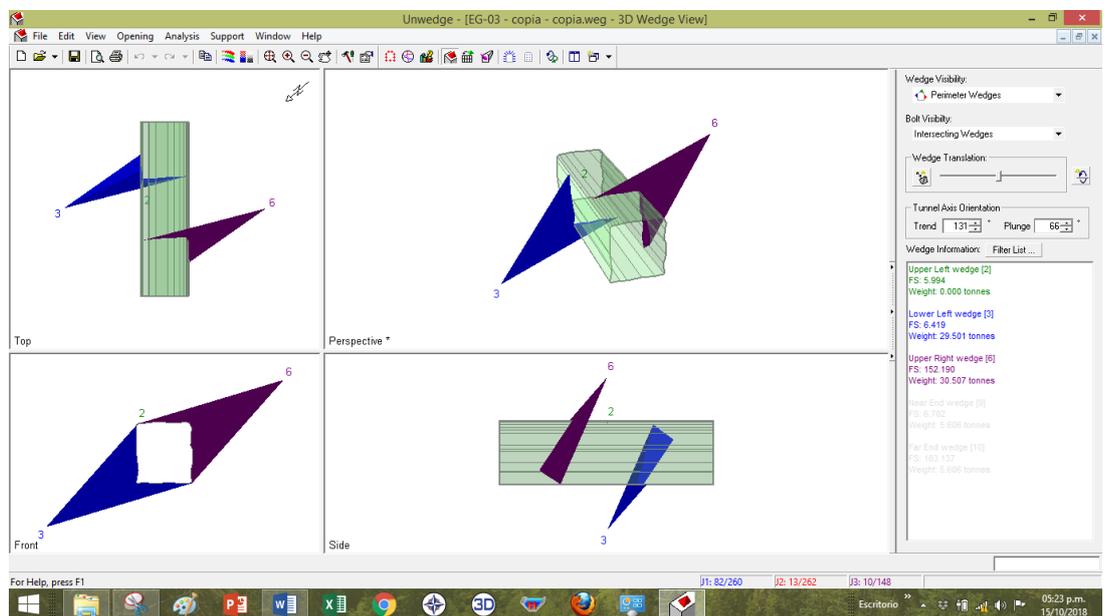


Figura 44. Orientación de cuñas E-3

De la figura 44, la cuña N° 4 en el techo izquierdo presenta un factor de seguridad de 0.17 y un peso de 0.25 tons.

4.4.4 Estación N° 4

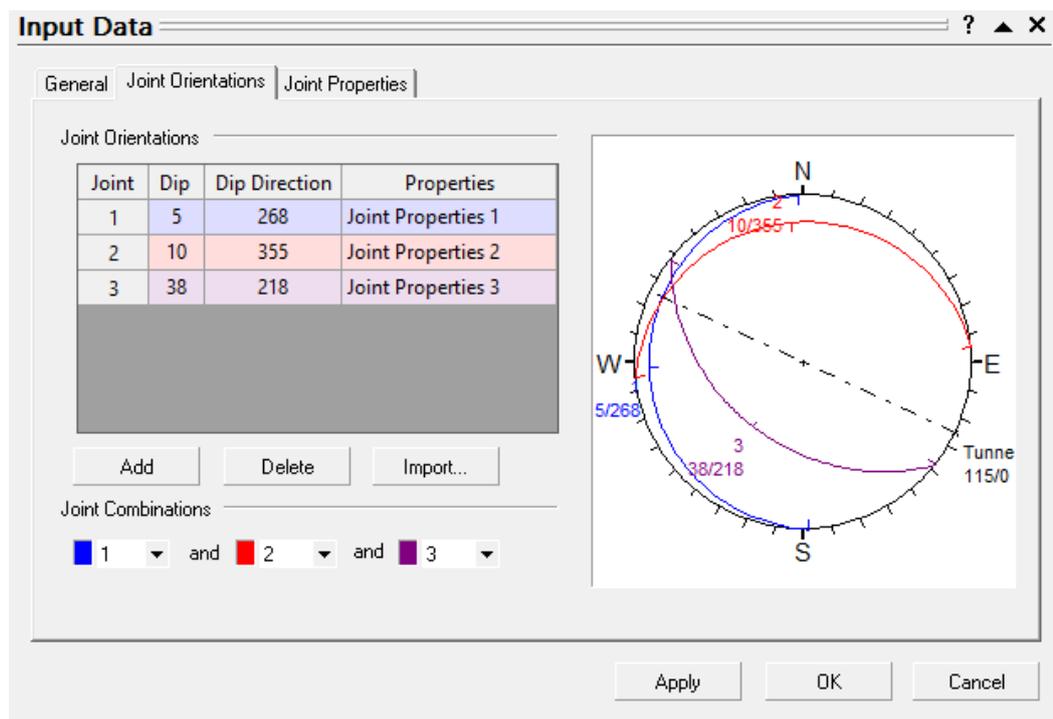


Figura 45. Análisis de orientación de las Juntas. E – 4

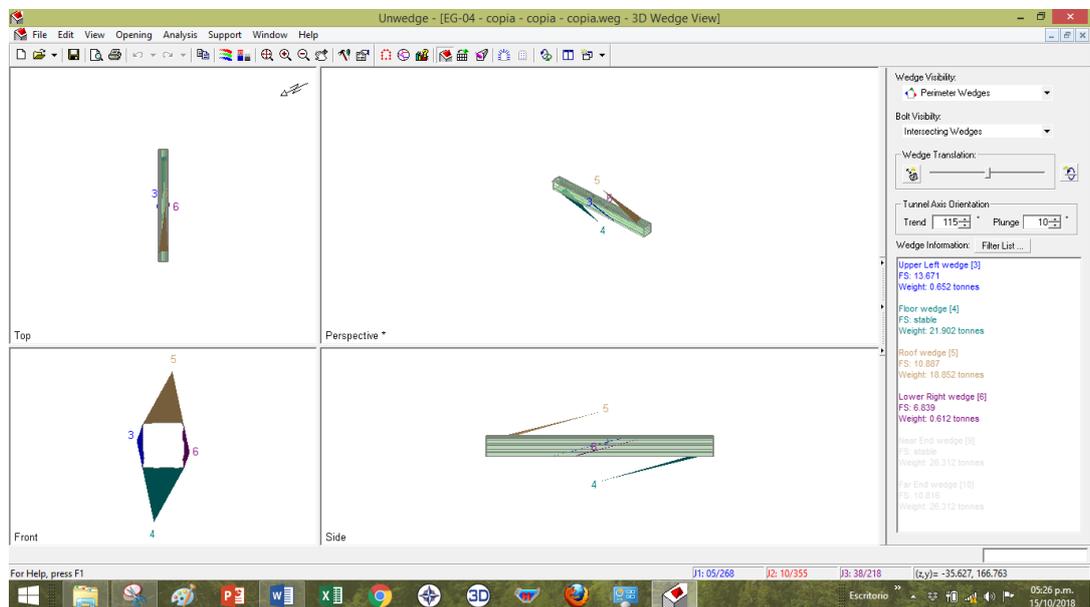


Figura 46. Orientación de cuñas E-4

De la figura 46, deducimos que todas las cuñas alrededor del túnel son estables.

4.4.5 Estación N° 5

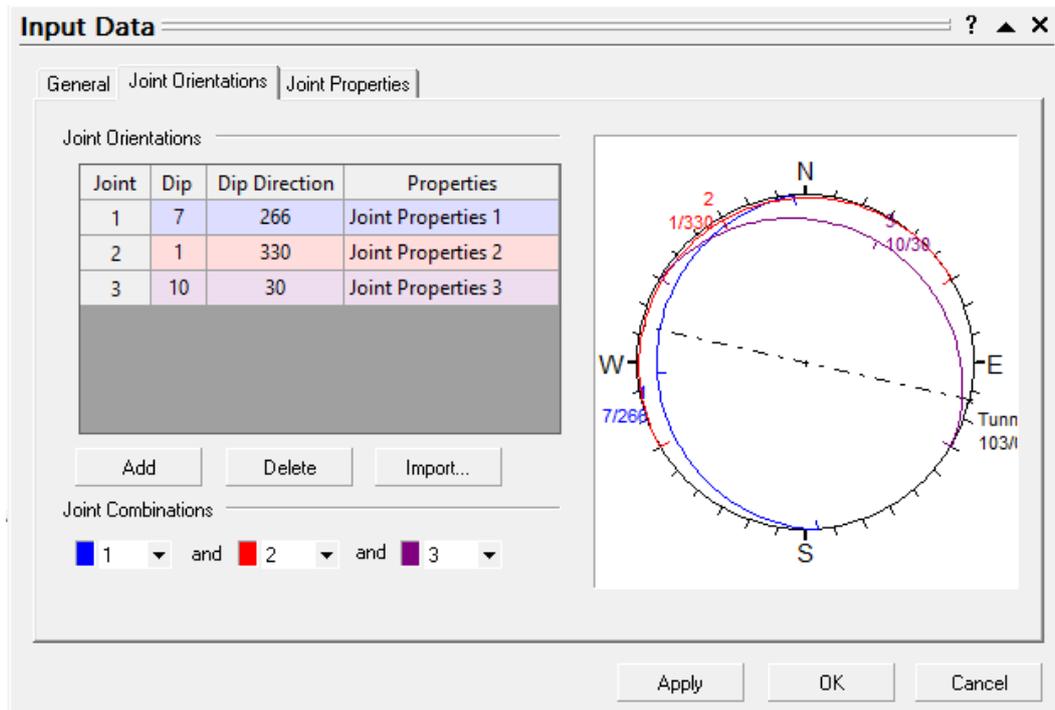


Figura 47. Análisis de orientación de las Juntas. E – 5

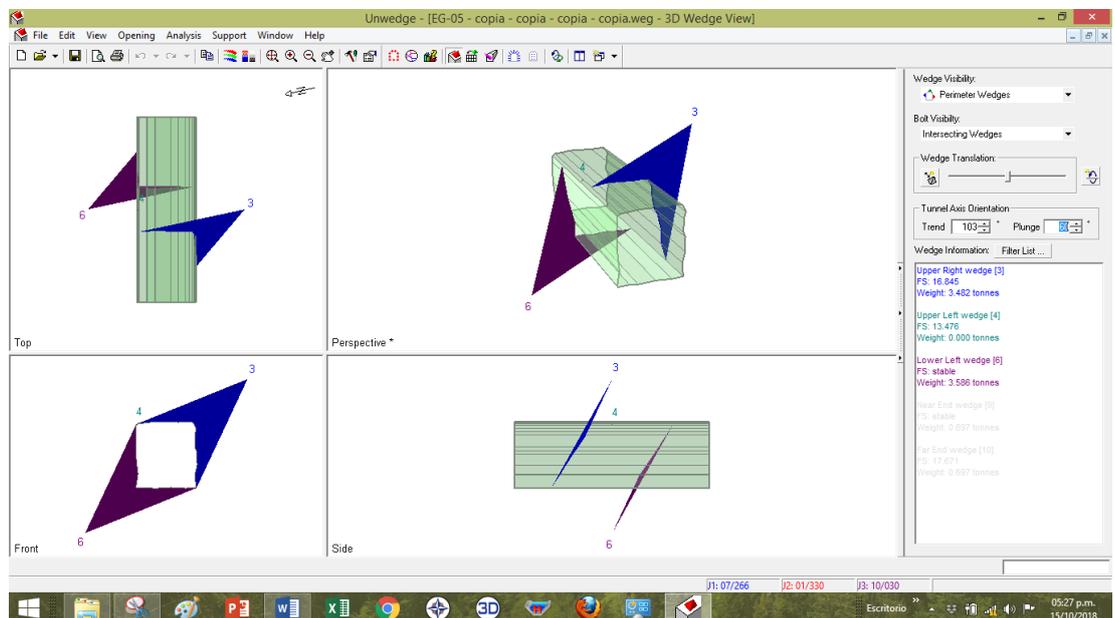


Figura 48. Orientación de cuñas E-5

De la figura 48, deducimos que todas las cuñas alrededor del túnel son estables.

4.4.6 Estación N° 6

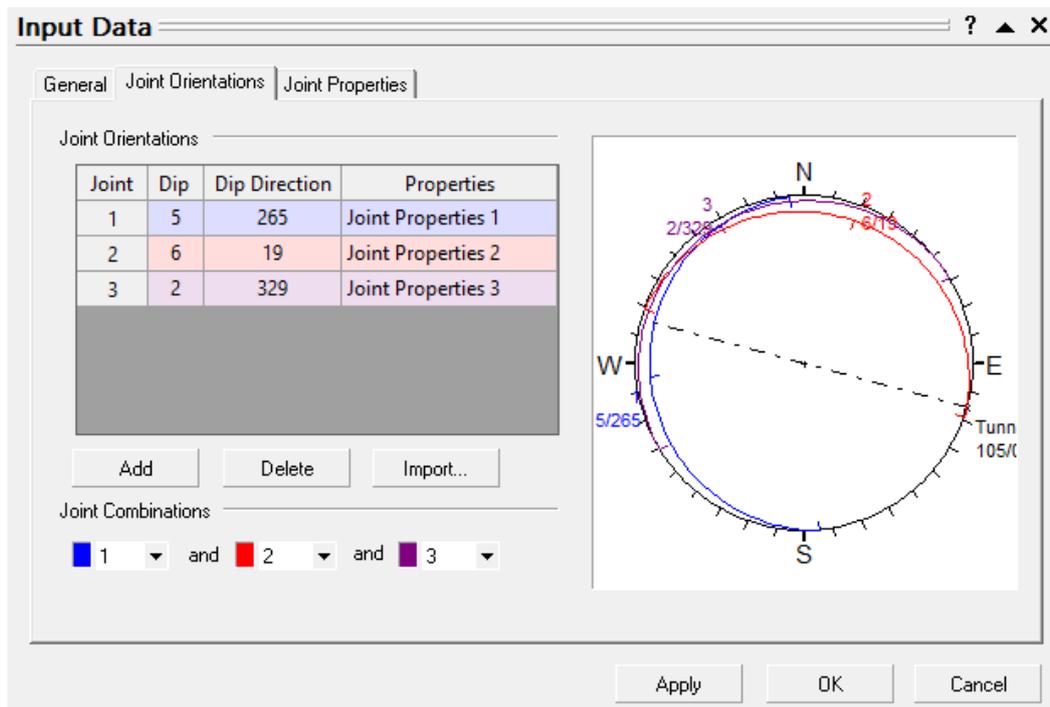


Figura 49. Análisis de orientación de las Juntas. E – 6

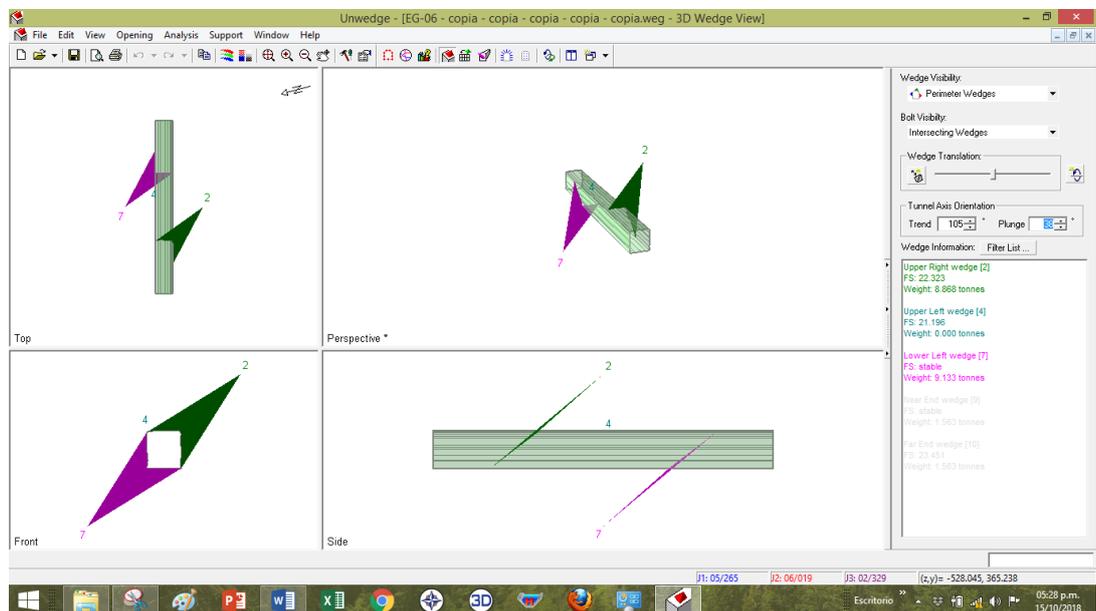


Figura 50. Orientación de cuñas E-6

De la figura 50, deducimos que todas las cuñas alrededor del túnel son estables.

4.4.7 Estación N° 7

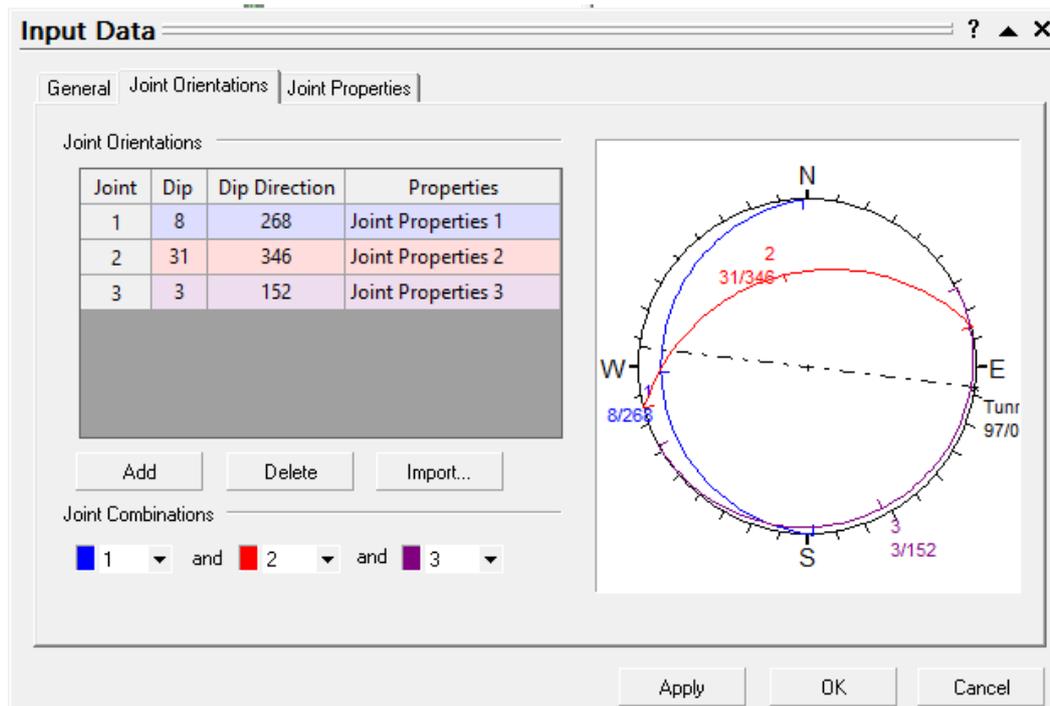


Figura 51. Análisis de orientación de las Juntas. E – 7

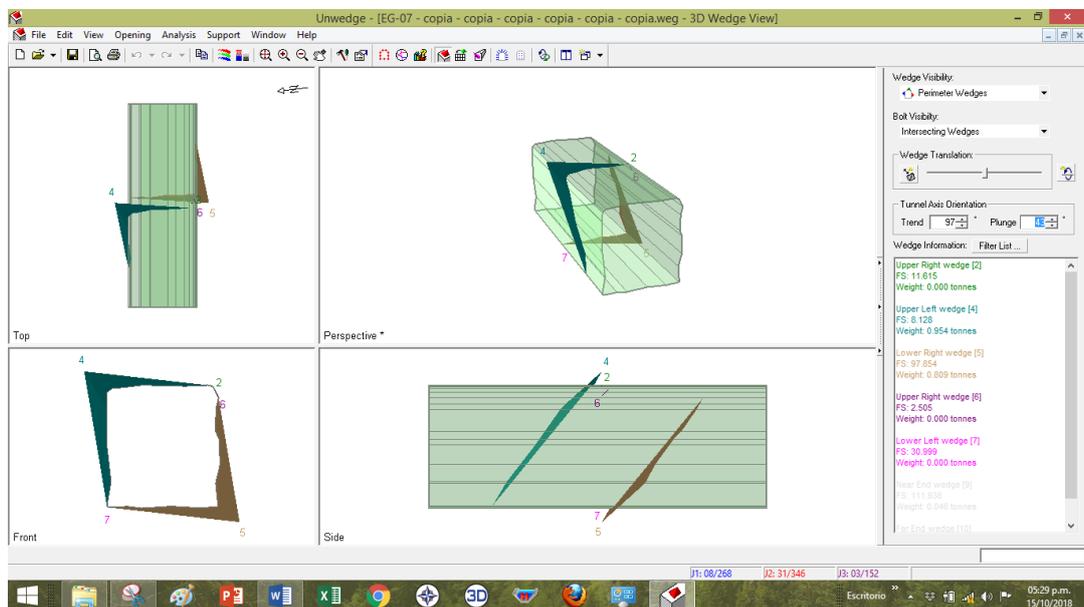


Figura 52. Orientación de cuñas E-7

De la figura 52, la cuña N° 1 del piso izquierdo es la que presenta inestabilidad debido a que en los niveles inferiores existen labores muy cercanas.

4.4.8 Estación N° 8

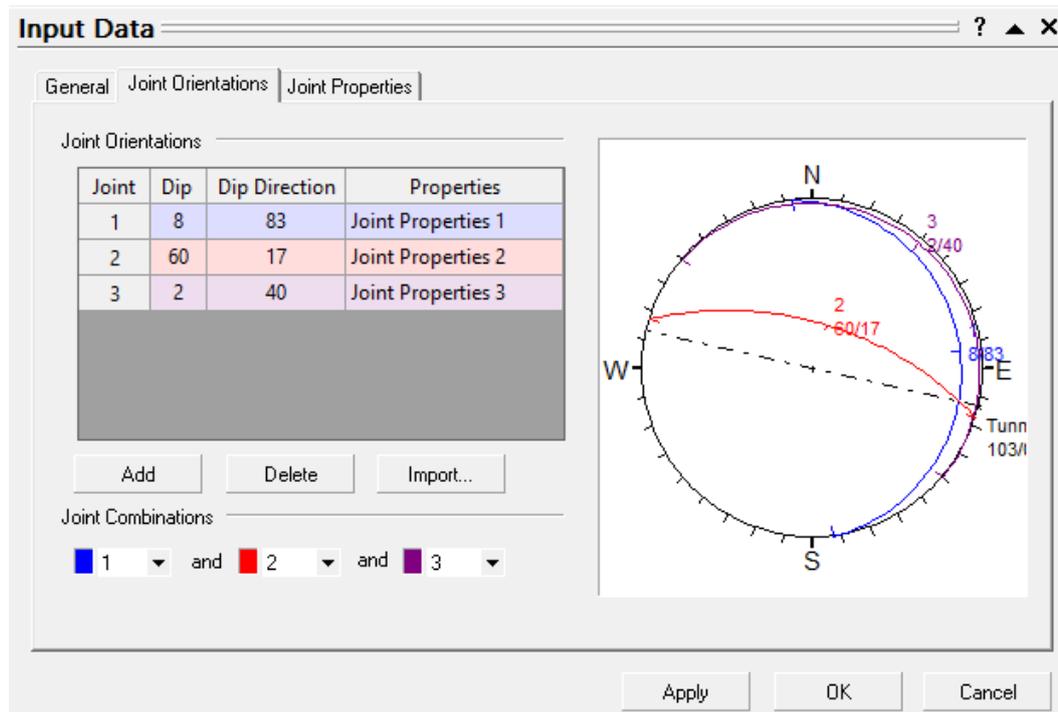


Figura 53. Análisis de orientación de las Juntas. E – 8

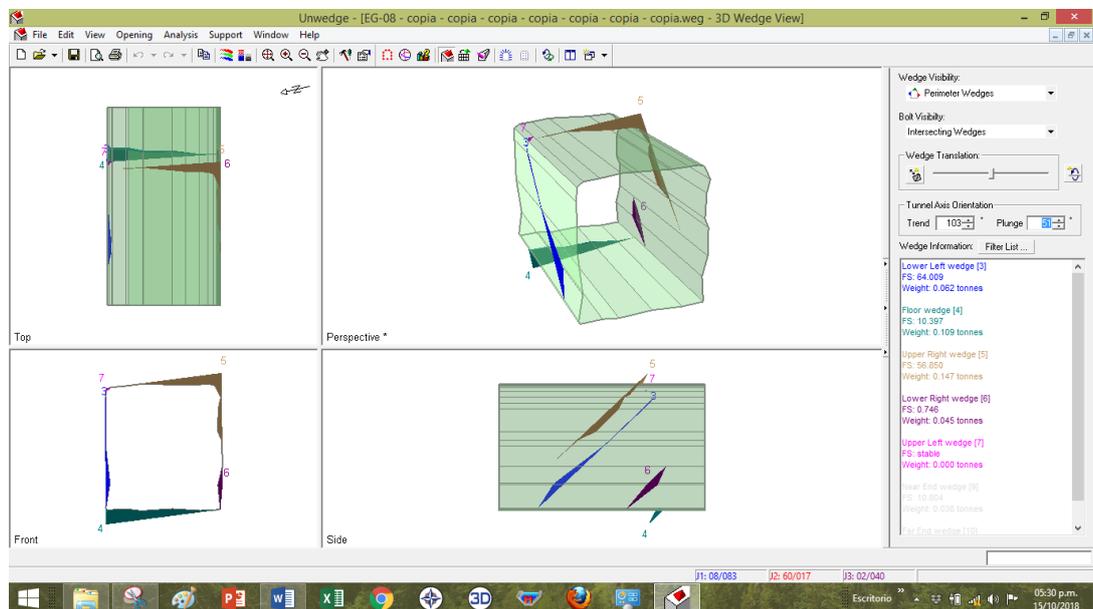


Figura 54. Orientación de cuñas E-8

De la figura 57, la cuña N° 7 del piso presenta inestabilidad debido a la existencia por debajo de esta labor labores que cruzan y muy cercanas.

4.4.9 Estación N° 9

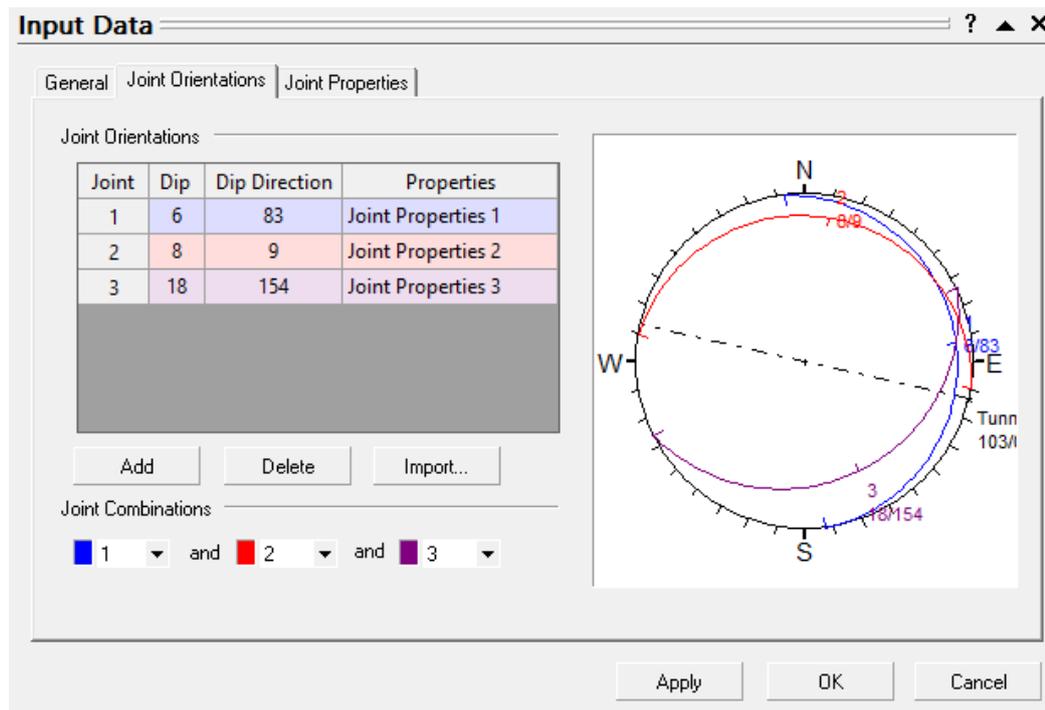


Figura 55. Análisis de orientación de las Juntas. E – 9

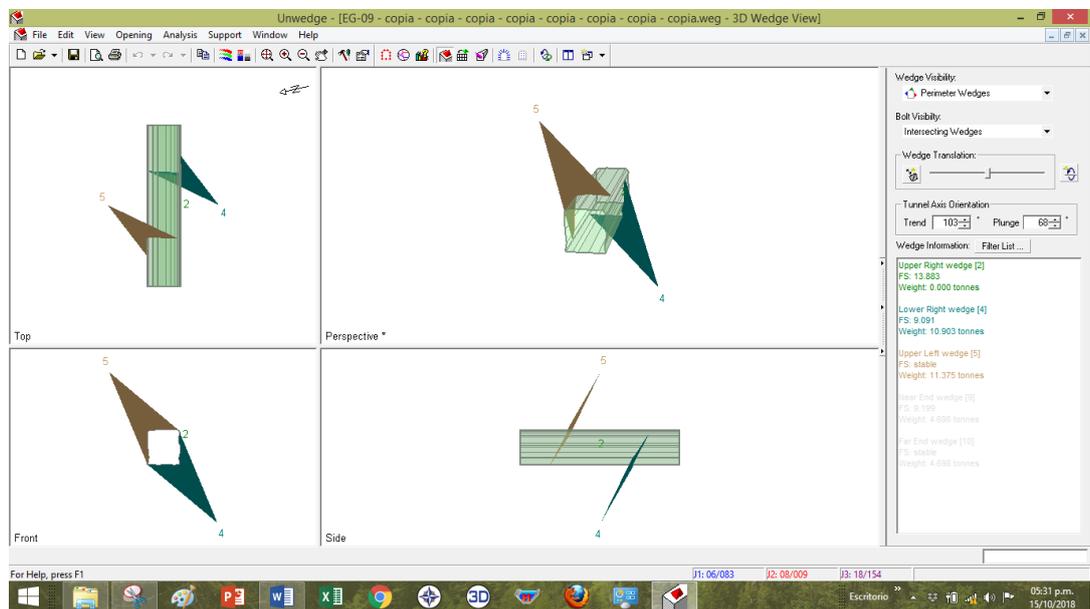


Figura 56. Orientación de cuñas E-9

De la figura 56, deducimos que todas las cuñas alrededor del túnel son estables.

4.4.10 Estación N° 10

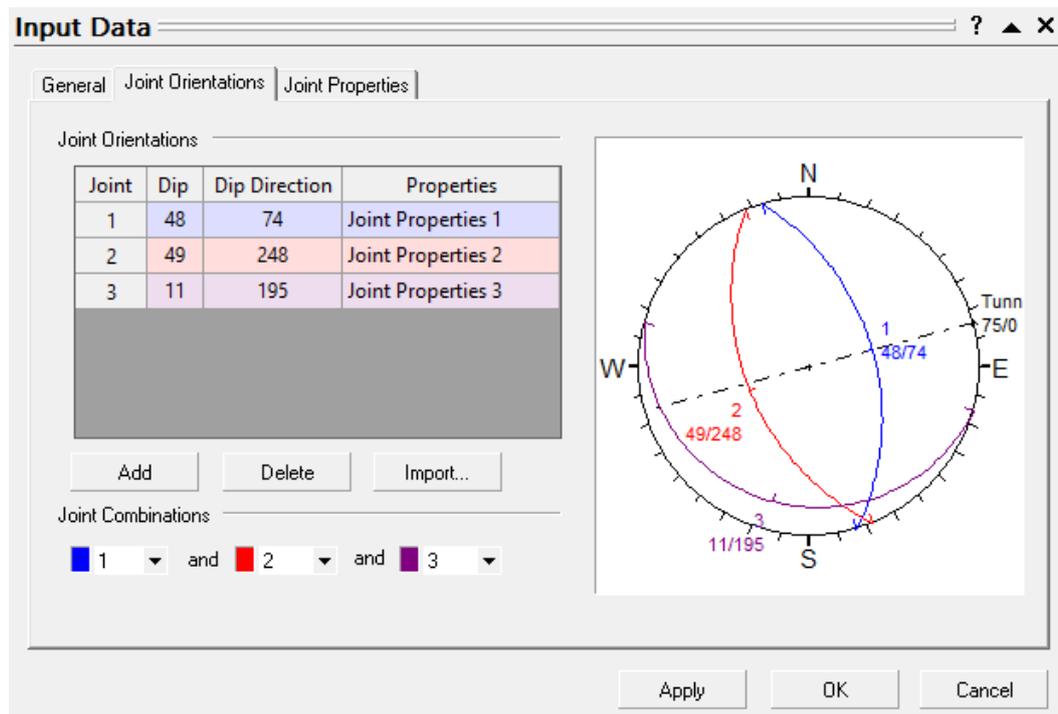


Figura 57. Análisis de orientación de las Juntas. E – 10

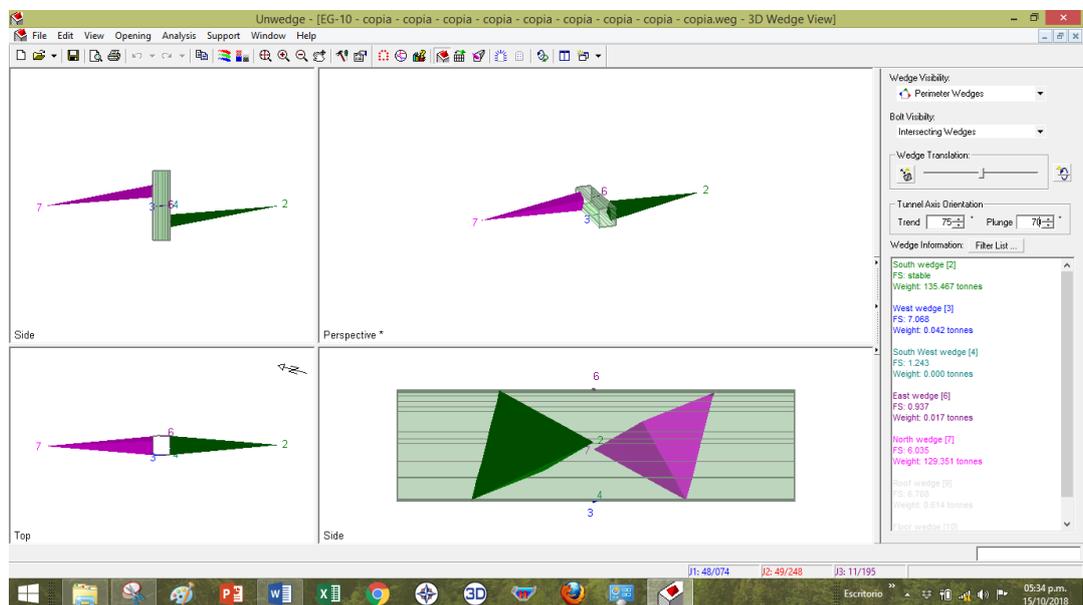


Figura 58. Orientación de cuñas E-10

De la figura 58, deducimos que todas las cuñas alrededor del túnel son estables.

4.4.11 Estación N° 11

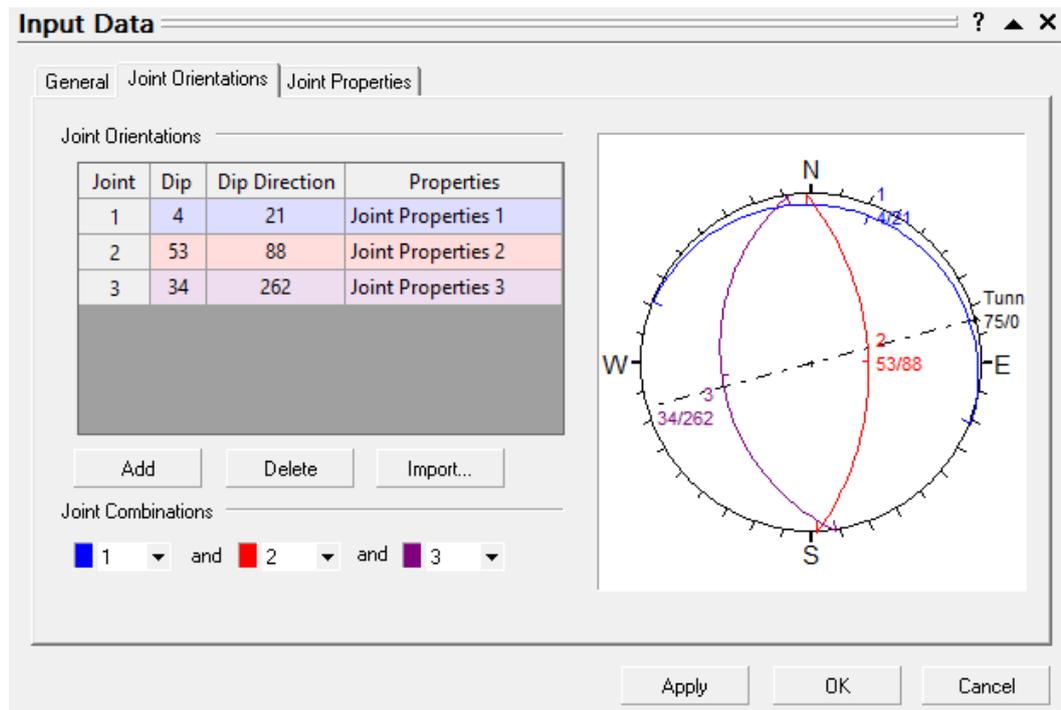


Figura 59. Análisis de orientación de las Juntas. E – 11

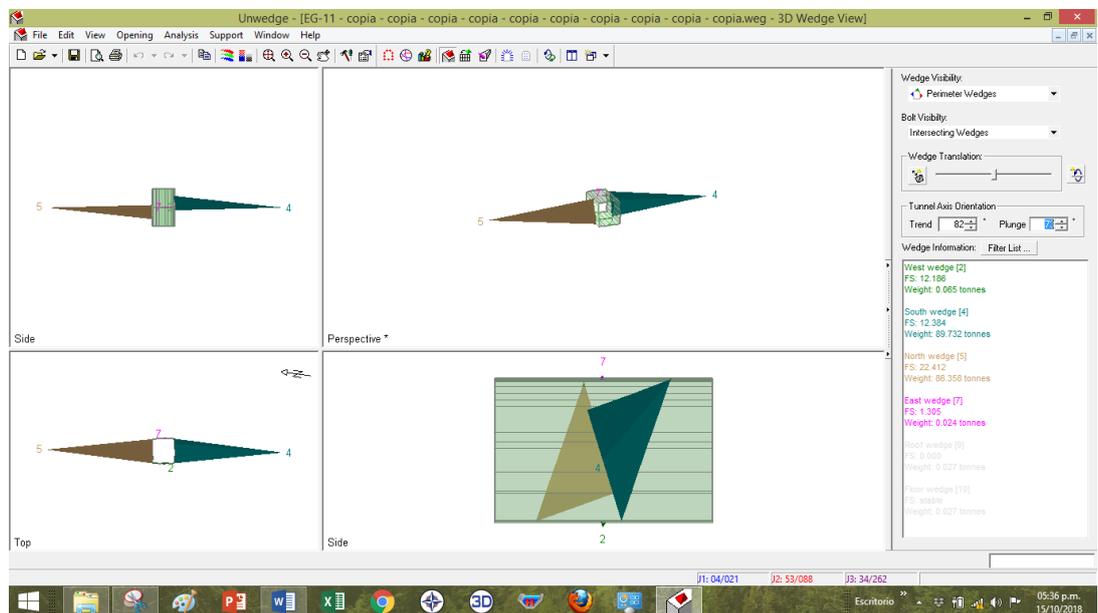


Figura 60. Orientación de cuñas E-11

De la figura 60, deducimos que todas las cuñas alrededor del túnel son estables.

4.5 Análisis de excavaciones subterráneas aplicando el software Phase 2

4.5.1 Descripción del software

El Phase2 es un poderoso programa 2D para análisis de elementos finitos y análisis de estrés para excavaciones subterráneas o de superficie en roca o suelo. El software puede ser utilizado para una amplia gama de proyectos de ingeniería y diseño, e incluye soporte a la estabilidad de taludes, infiltración de aguas subterráneas y análisis probabilístico.

El Phase2 ofrece una amplia gama de opciones de modelaje de apoyo. Elementos de revestimiento pueden ser aplicados en el modelaje proyectado: concreto, sistemas de conjunto de acero, muros de contención, pilotes, multi-capa de revestimiento compuesto, geo textiles y mucho más.

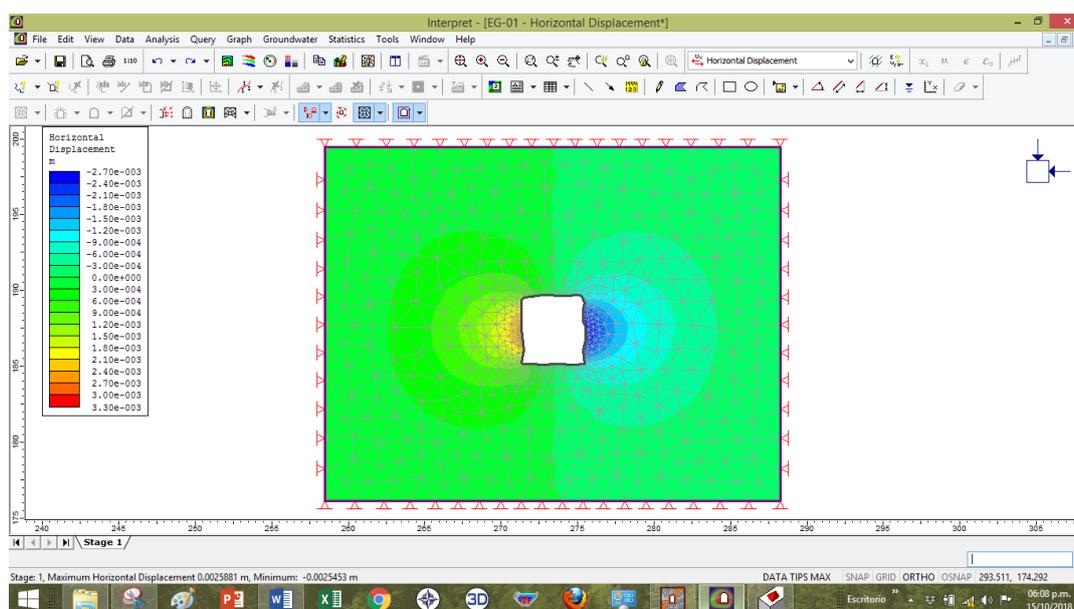


Figura 61. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-1

La figura 61 nos indica que el esfuerzo principal mayor actúa en dirección horizontal en el hastial izquierdo existiendo la inestabilidad en esta área.

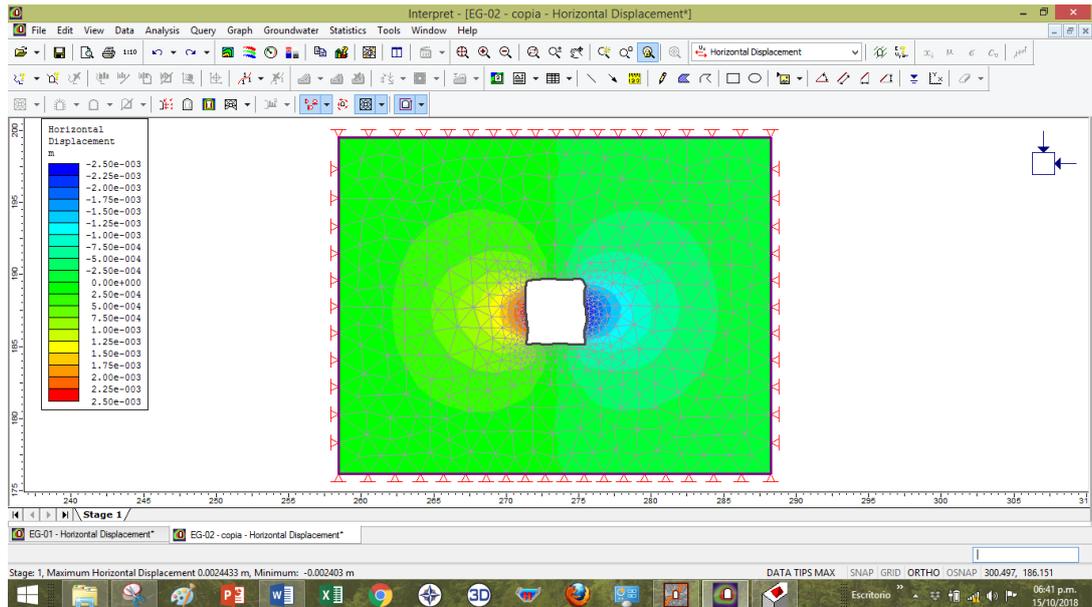


Figura 62. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-2

La figura 62 nos indica que el esfuerzo principal mayor actúa en dirección horizontal en el hastial izquierdo existiendo la inestabilidad en esta estación.

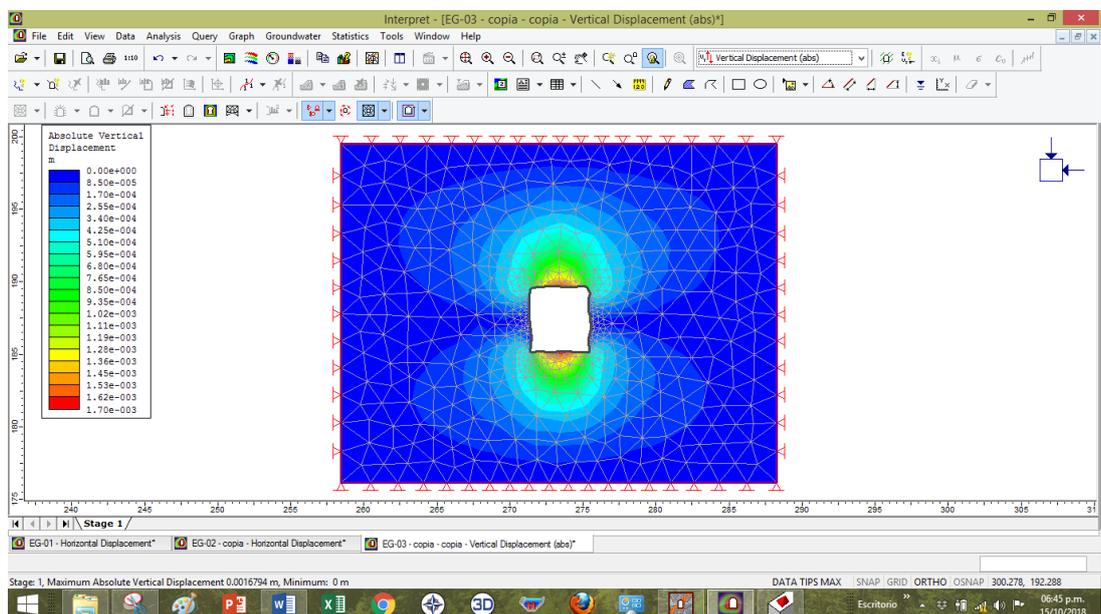


Figura 63. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-3

La figura 63 nos indica que el esfuerzo principal mayor actúa en dirección vertical en el techo y piso respectivamente existiendo la inestabilidad en esta estación.

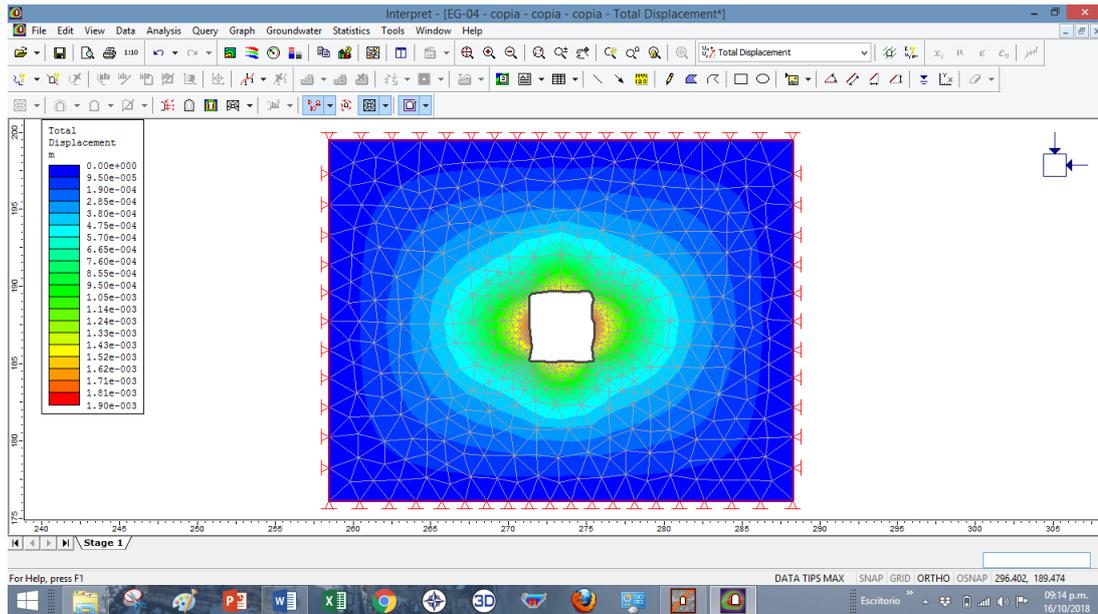


Figura 64. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-4

La figura 64 nos indica la actuación de los esfuerzos verticales y horizontales en esta estación.

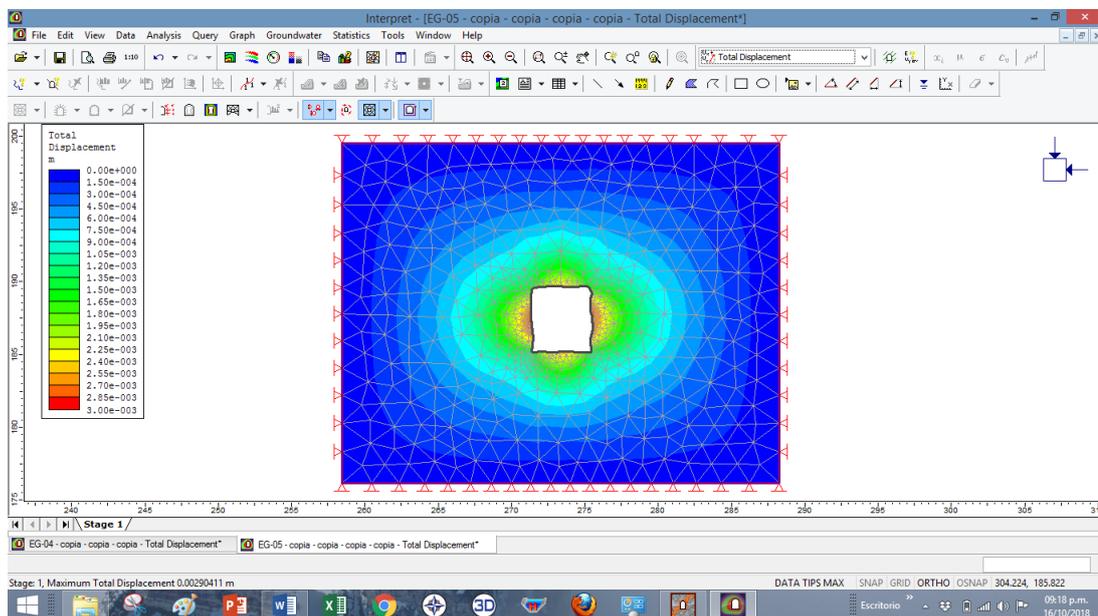


Figura 65. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-5

La figura 65 nos indica que los esfuerzos verticales y horizontales actúan en la abertura subterránea en toda la sección de esta estación.

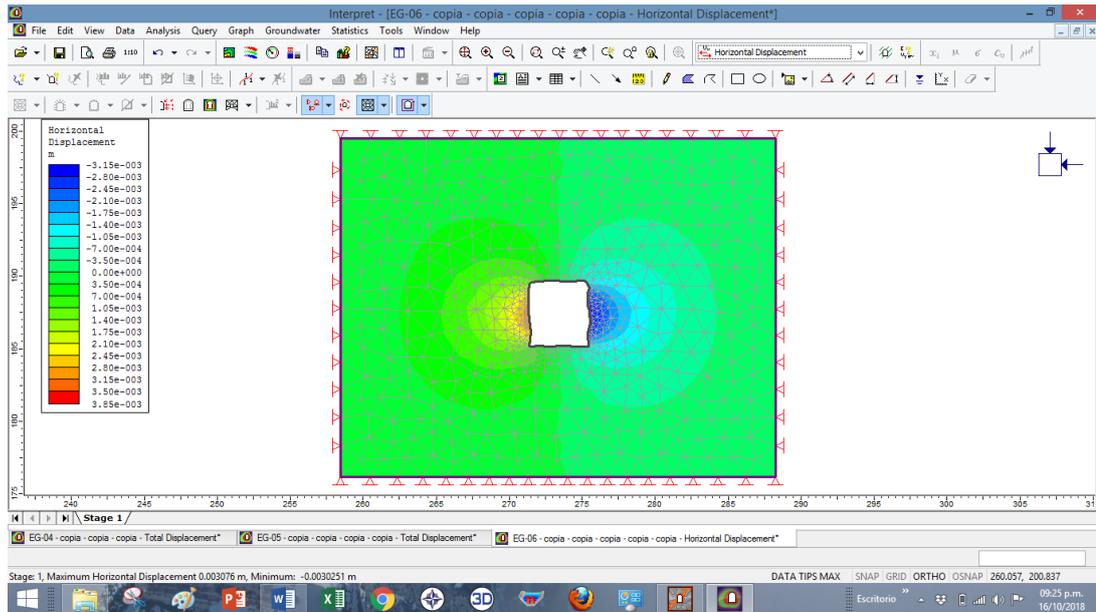


Figura 66. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-6

La figura 66 nos indica que los esfuerzos principales actúan en la dirección horizontal hacia al hastial izquierdo de la sección.

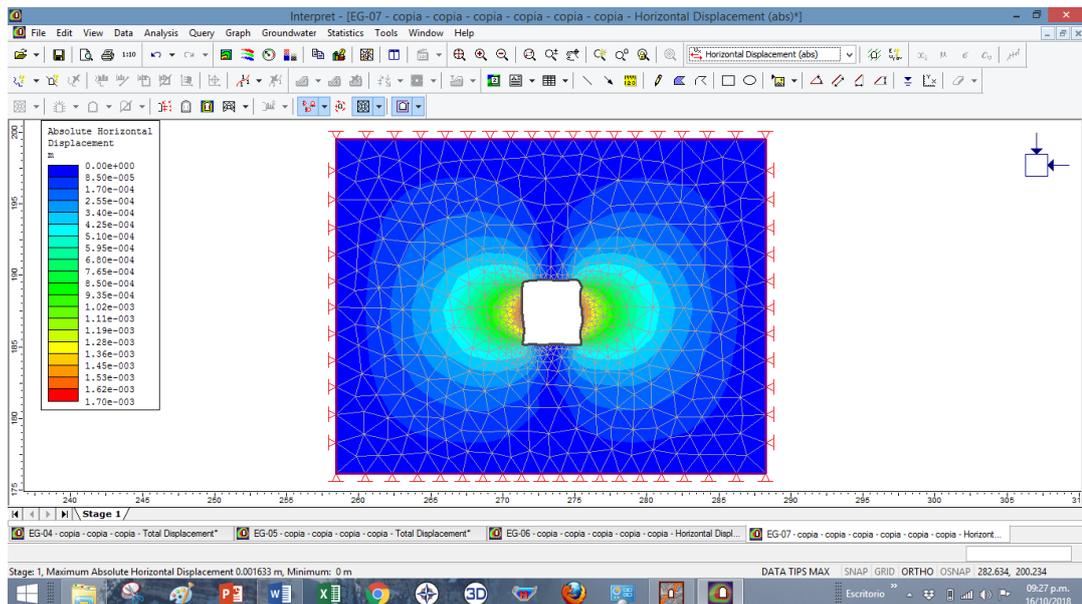


Figura 67. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-7

La figura 67 nos indica la actuación de los esfuerzos horizontales y verticales en el área o sección de la labor.

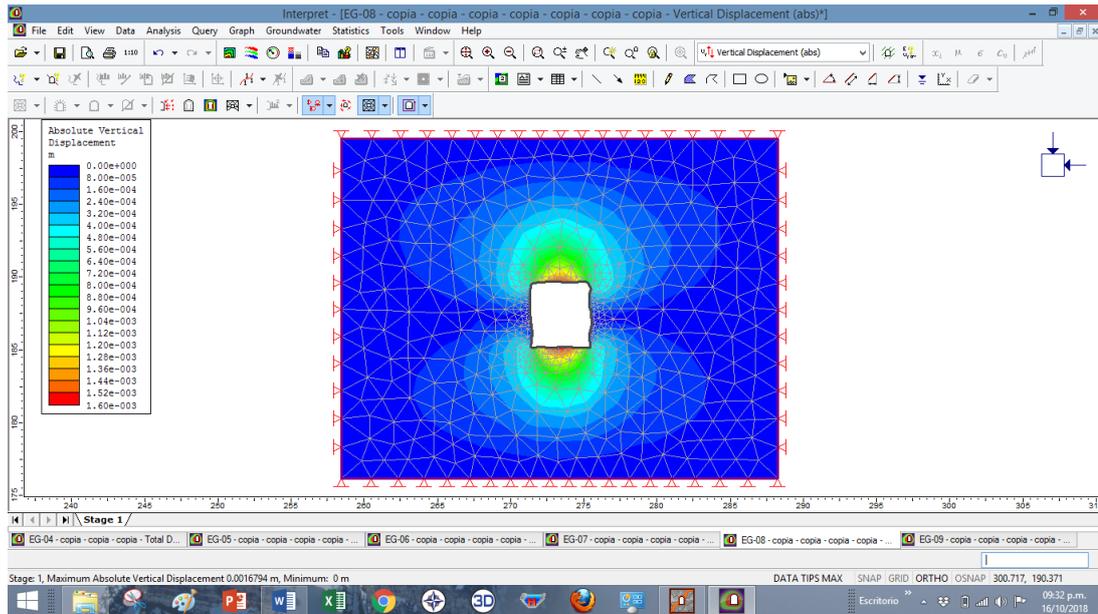


Figura 68. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-8

La figura 68 nos indica la actuación de mayor preponderancia de esfuerzos en la dirección vertical, tanto en el techo y el piso de la galería.

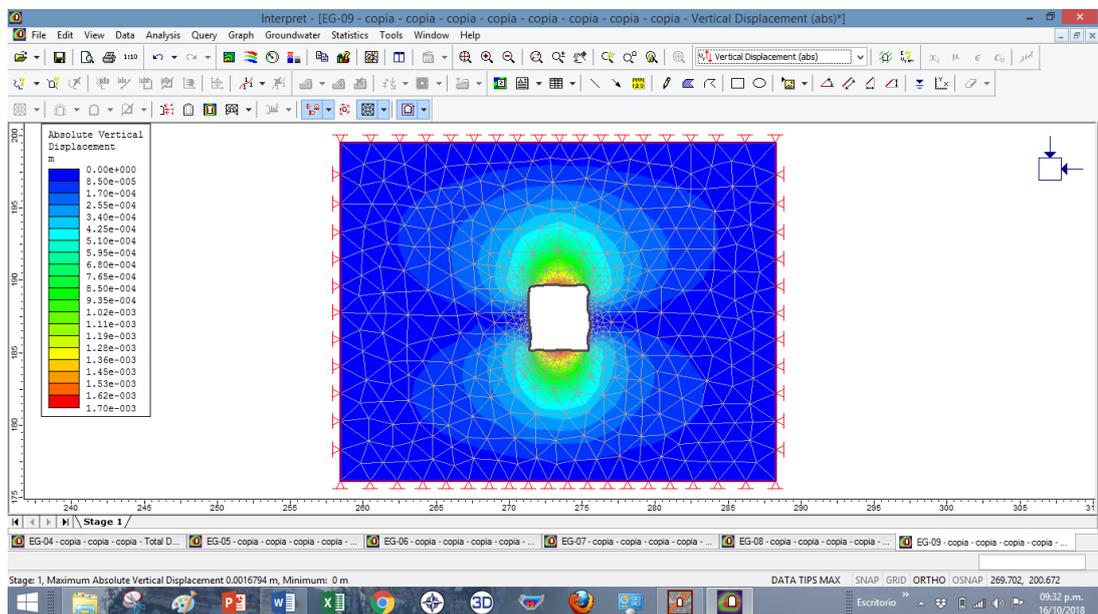


Figura 69. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-9

La figura 69 nos indica la actuación de mayor preponderancia de esfuerzos en la dirección vertical, tanto en el techo y el piso de la galería.

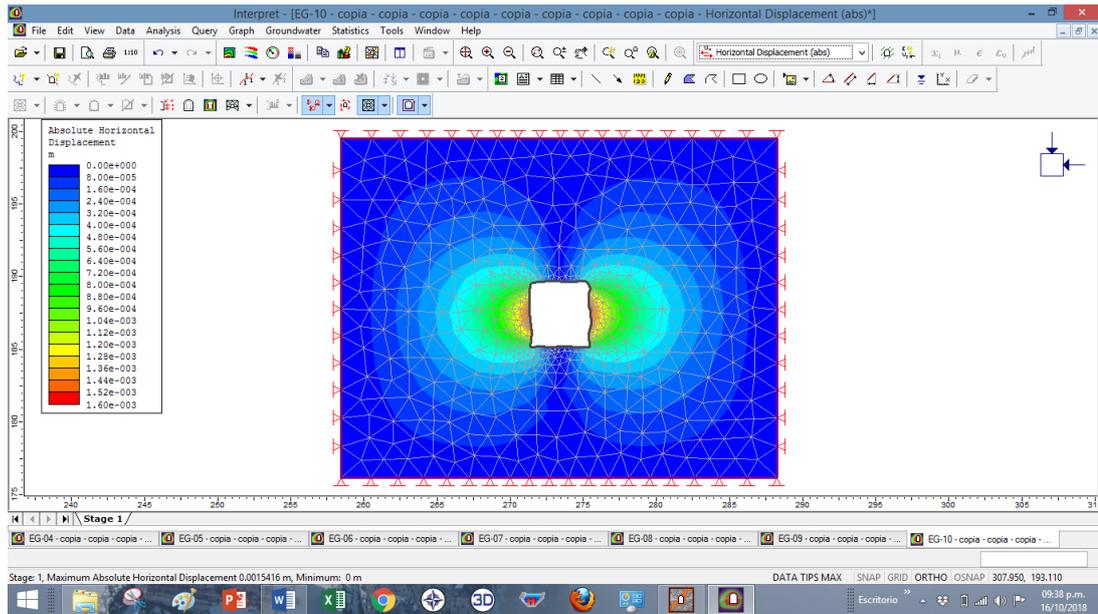


Figura 70. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-10

La figura 70 nos indica que el esfuerzo principal mayor actúa en dirección horizontal en los hastiales derecho e izquierdo.

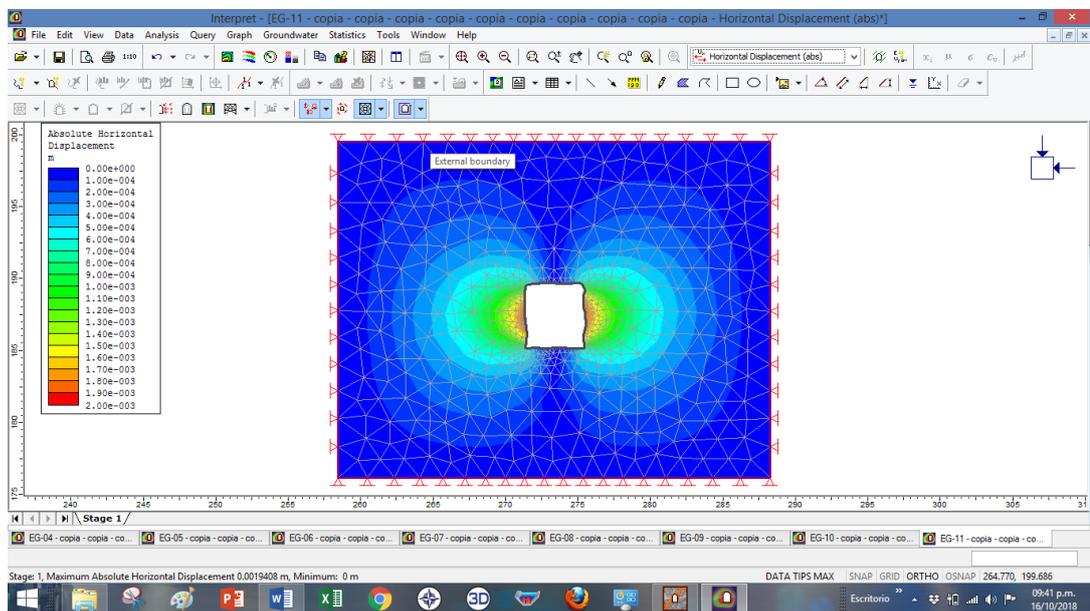


Figura 71. Esfuerzo deformación con respecto a esfuerzo principal, Phase2. E-11

La figura 71 nos indica que el esfuerzo principal mayor actúa en dirección horizontal en los hastiales derecho e izquierdo

CONCLUSIONES.

- La aplicación de la geomecánica determinó el sistema de sostenimiento adecuado en la minera Peyols, haciendo análisis de los parámetros geomecánicos de RQD promedio de 86, RMR promedio de 48, Q promedio 1.03 y GSI promedio de 43. Las características del macizo rocoso promedio son de clase buena las que determinaron el tipo de sostenimiento; se realizaron en sitios específicos de la labor con la finalidad de comprender los distintos tipos de roturas en su mayoría rotura tipo cuña, que ocurren en el macizo rocoso y su comportamiento frente a distintos esfuerzos siendo para el caso el factor de seguridad de 1.26 para la corona y hastiales, con lo que se concluye que la geomecánica es aplicable para este tipo de proyectos que con la correcta aplicación de la misma se contribuye en la minimización de accidentes por caída de rocas en las labores subterráneas.
- Las investigaciones de soporte para distintas configuraciones de macizo rocoso, en número de 11 estaciones geomecánicas, quedó definida a partir de un rango de valores dentro de las clasificaciones geomecánicas para diseñar el tipo de sostenimiento para lo cual se usó el software Dips 6.0, para el análisis interactivo de los datos geológicos basados en las orientaciones geológicas, Unwedge para el estudio analítico y Phase2 para el análisis de soporte propuestos por las metodologías empíricas. Para el caso el tipo de roca es mala a muy mala, el diseño de sostenimiento es: B+S que según el sistema de sostenimiento corresponde a pernos de 20mm de diámetro, con una longitud entre 3 a 4 mt, y espaciamiento entre 1.5 a 2m, y hormigón proyectado de 4 a 10cm de espesor, este tipo de sostenimiento que se diseña es como consecuencia del análisis y aplicación del presente estudio de investigación.

RECOMENDACIONES.

- El estudio geomecánico como una herramienta principal, para determinar el comportamiento del macizo rocoso debe ser utilizado y evaluado constantemente en los procesos de operaciones mina, así como para determinar zonas de debilitamiento y presencia de agua.
- Se debe realizar la capacitación constante a los trabajadores sobre las bondades que nos brinda la aplicación y el conocimiento de la geomecánica, a través de la entrega de cartillas o fichas geomecánicas establecidas, para evitar la caída de rocas.
- Para visualizar resultados durante las operaciones mina, se debe crear un departamento de geomecánica para la correcta aplicación de los modelos empíricos que contribuyan con el desarrollo óptimo de las actividades mineras.
- Se debe incidir que la aplicación de la caracterización, clasificación geomecánica, zonificación, parámetros mecánicos de la roca intacta y del macizo, evaluación de las condiciones de agua, determinación de áreas críticas de las labores, sea una norma que oriente a la empresa a diferenciar claramente los tipos de roca que serán utilizados para el diseño de sostenimiento y en el proceso de perforación y voladura.
- Para la correcta aplicación de los sistemas de clasificación geomecánica en la labor de investigación, se debe considerar teorías concernientes al tipo de roca y yacimiento del área de trabajo, como también de la base de datos de geología estructural, y levantamiento topográfico.

BIBLIOGRAFÍA

- Barton, N. (1988). Rock Mass Classification and Tunnel Reinforcement Selection Using the Q, System, Rock. *Classification Systems for Engineering Purposes*, ASTM STP 984, Louis Kirkaldie, Ed., American Society for Testing and Materials, Philadelphia, 59-88.
- Barton, N. y Grimstad, E. (1994). Rock mass conditions dictate choice between NMT and NATM. *Tunnels & Tunnelling International*, 26(10).
- Barton, N. R. y Choubey, V. (1974). *A review of the Shear Strength of filled discontinuities in rock*. Ed. e. Broch.
- Barton, N., Lien, R. y Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock mechanics*, 6(4), 189-236.
- Besteiro, G. L. M. (2015). *Estudio del fenómeno de plastificación en los túneles de O Cañizo*, LAV. Madrid, Galicia.
- Bieniawski Z.T. (1984). *Rock mechanics design in mining and tunneling*. A.A. Balkema, Rotterdam, 272 pp. Choi S.Y. and Park H.D. Variation of the rock quality designation (RQD) with scan line orientation and length: a case study in Korea. *Int. J. of Rock Mech. & Mining Sciences* 41, 207 - 221.
- Bieniawski, Z. (1989). The rock mass rating (RMR) system (geomechanics classification) in engineering practice. In *Rock Classification Systems for Engineering Purposes*. ASTM International
- Bustamante, M. A. (2008). *Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas mina Huanzala Cia minera Santa Luisa S.A.* (Tesis de maestría) Universidad Nacional de Ingeniería. Programa Cybertesis PERÚ, Lima, Perú.

- Cartaya, P. M. (2006). Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental de país (Tesis doctoral). *Minería y geología*, 22(3).
- Ccorahua B. P. (2016). *La geomecánica en el sostenimiento en la mina Ricotona Lambrama* (Tesis de maestría). Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac.
- Chura L. W. (2016). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso y su aplicación en el diseño de sostenimiento en labores de desarrollo de la unidad económica administrativa Ana María-La Rinconada* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano de Puno.
- Cordova R. N. D. (2008). *Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable* (Tesis de maestría). Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de ingeniería geológica y metalurgia, Lima, Perú.
- Dávila M. M. (2015). *Estudio de estabilidad frente a rotura por macizo rocoso y discontinuidad en presas de gravedad* (Tesis de maestría). Universidad Politécnica de Madrid, E.T.S.I Caminos, Canales y Puertos.
- Deere, D. (1988). The rock quality designation (RQD) index in practice. In *Rock classification systems for engineering purposes*. ASTM International.
- Einstein, H. H., y Schwartz, C. W. (1979). Simplified analysis for tunnel supports. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 105(ASCE 14541).
- Einstein, H. H. y Schwartz, C. W. (1979). Simplified analysis for tunnel supports. *Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering*, 105(ASCE 14541).
- Fornari, M., Herail, G., Laubacher, G., (1982). EL oro en la Cordillera Suroriental del Perú: el placer del fluvioglacial de San Antonio de Poto (departamento de Puno) y su relaciones con la mineralización primaria de la Rinconada. *V Congreso Latinoamericano de Geología, Buenos Aires*, 4, 369-386.
- Gallardo, C. M. (2012), *Cimentaciones de roca*, (Tesis de maestría). Universidad Nacional Autónoma de Mexico.
- Gaspar, H. E., Sacha, I. y Graciano, E. (2015). *Estudio comparativo entre la clasificación geomecánica de índice de resistencia geológica (GSI) y rango del*

macizo rocoso (rnr) en el sostenimiento de la masa rocosa de nivel 720-sociedad Minera Corona S.A.

- Gavilanes, H. y Andrade, B. (2004). *Introducción a la Ingeniería de Túneles*. Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador. Quito.
- González de Vallejo, L. I., Ferrer, M., Ortuño, L. y Oteo, C. (2002). *Ingeniería geológica*. Pearson Educación.
- Gustafsson, R. (1973). *Swedish Blasting Technique*, SPI Publishing, Gothenburg, Sweden, 327 pp. Harcus, M. Drill and blast: On the advance. Mining Magazine. April.
- Hérail, G., Fornari, M. y Rouhier, M. (1989). Geomorphological control of gold distribution and gold particle evolution in glacial and fluvioglacial placers of the Ancocala - Ananea basin-Southeastern Andes of Peru. *Geomorphology*, 2(4), 369-383.
- Hernán G. J. y Andrade H. B. (2004). *Introducción a la Ingeniería de Túneles*. Quito (Ecuador). Editado por la Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador.
- Hoek, E. & Brown, E. T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(8), 1165-1186.
- Kuramoto J. (2001). *La minería artesanal e informal en el Perú*. Lima: Grupo de Análisis para el Desarrollo (GRADE).
- Laubcher, D. H. A. (1990). Geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *Journal of the south African Institute of mining and metallurgy*, 90(10), 257-273.
- Marinos, P. y Hoek, E. (2000, November). GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. In *ISRM international symposium*. International Society for Rock Mechanics.
- Marinos, P., Marinos, V. y Hoek, E. (2007). Geological Strength Index (GSI). A characterization tool for assessing engineering properties for rock masses. *Underground works under special conditions*. Taylor and Francis, Lisbon, 13-21.
- Marinos, V. I. I. I., Marinos, P. y Hoek, E. (2005). The geological strength index: applications and limitations. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 64(1), 55-65.

- Milne, D., Hadjigeorgiou, J. y Pakalnis, R. (1998). Rock mass characterization for underground hard rock mines. *Tunnelling and underground space technology*, 13(4), 383-391.
- Palmstrom, A. (2005). Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD). *Tunnelling and Underground Space Technology*, 20(4), 362-377.
- Quispe, Y. I. (2012). *Comportamiento de roca blanda en un túnel de exploración diseñado con el Sistema Q* (Tesis de maestría). Universidad Nacional de Ingeniería. Programa Cybertesis PERÚ.
- Reza R. O. y Erdal, Ü. (2009), *Un método empírico para el diseño de los pernos de anclaje con lechada en los túneles de base a la Índice de Resistencia Geológica (GSI)*.
- Serafim J. L. y Pereira, J. P. (1983). Consideration on the geomechanical classification of Bienaiwaski Porc. *Int. Sympon Eng. Geol. And underground Construction*, I, (II), 33-44. Lisbon, Portugal.
- Suarez L., Valencia Y., Ordóñez, O., Navarro, A. y Hidalgo Gómez, B. (2009). Ingeniería de rocas en el túnel de conducción superior del proyecto hidroeléctrico Porce III, Colombia. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, (26).
- Terzaghi, R. (1965). *Sources of error in joint surveys*. *Geotechnique*, 15, 287-304.
- Ucar, R. (1986), *Determination of shear failure Envelope in rock masses*. Journal of the geotechnical engineering division, Vol. 112. N° 3 pp 303-315.
- Wickham, G., Tiedemann, H. y Skinner, E. (1972). Support detenninations based on geological prediction. *North American rapid excavation and tunnelling conference*, 1, Proceedings, 4J.M. Chicago.



ANEXOS

Anexo 1. Fichas geomecánicas

FICHA DE ESTACIONES GEOMECÁNICAS

COORDENADAS:	X:	Y:	Z:	ESTACIÓN Nº: 1
FECHA:	Jun-16	Calidad de afloramiento:	0 a 5mt	
LITOLOGÍA:	PIZARRA	FORMACIÓN:	SANDIA	
METEORIZACION:	Grado II	RESISTENCIA:	R _B = Dura	

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

Color	Intervalo	Grado	Clase
Rojo	0 - 10	1	1
Naranja	10 - 20	2	2
Amarillo	20 - 30	3	3
Verde	30 - 40	4	4
Cian	40 - 50	5	5
Azul	50 - 60	6	6
Verde oscuro	60 - 70	7	7
Azul oscuro	70 - 80	8	8
Negro	80 - 90	9	9

Fracturas/metro	λ
Juntas/m ³	Jv
Ensayo Tilt-test	β

Junetas	Martillo Schmidt	Medida
JCS (Kj/cm ²)		

FOTOGRAFIA DE LA ESTACION GEOMECÁNICA

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR

(Bieniawski 1989)

OBTENCIÓN RMR BÁSICO	VALORACIÓN MÍNIMA		VALORACIÓN MÁXIMA	
	DATOS	VAL.	DATOS	VAL.
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7
RMR 2 Martillo de geólogo	7	17	84	17
RMR 3 RQD	400	5	400	5
RMR 4 Espaciado (mm)	3-10 m	1	3-10 m	1
RMR 5 Estado de las juntas	Persistencia	4	0,1-1,0 mm	4
	Apertura	3	Ligemente Rugosa	3
	Rugosidad	2	Relleno duro < 5 mm	2
	Relleno	2	Ligemente alterado	2
RMR 6 Alteración	Estado moderadamente alterado	12	Estado Gotearo	1
RMR 7 Suma	Estado Gotearo	42	Total	42

RMR Básico 58 a 42

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - Q (Barton 2002)

RQD	84	Jr	2	Jw	0,33
Jn	12	Ja	2	Jw	0,33
RQD/Jn	7	Jr/Ja	1	Jw	0,33

Q Básico 2.3 a 2.3

FICHA DE ESTACIONES GEOMECÁNICAS

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	
MEDIDAS																				
Tipo de Plano	I1	I2	I3	I4	I5	I6	J7	J8												
Azimut	82	82	88	88	130	195	245	195												
ESPACIADO	193	154	187	187	79	80	84	53												
> 2000 mm																				
600 - 2000 mm																				
200 - 600 mm																				
60 - 200 mm																				
CONTINUIDAD																				
< 60 mm																				
60 - 100 mm																				
1 - 3 m																				
3 - 10 m																				
10 - 20 m																				
> 20 m																				
APERTURA																				
Nada																				
< 0.1 mm																				
0.1 - 1.0 mm																				
1 - 5 mm																				
> 5 mm																				
RUGOSIDAD																				
Orugosa																				
METOR. JUNTA																				
Grado	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	
AGUA																				
Seco																				
Lit. húmedo																				
Húmedo																				
Goteando																				
Fluyendo																				
RELLENO																				
Natural																				
Artificial																				
Espesor (mm)																				

COORDENADAS: X: Y: Z: ESTACION Nº: 2

FECHA: Jun-16 Calidad de afloramiento: 5s10

LITOLOGÍA: PIZARRA FORMACIÓN: SANDIA

METEORIZACION: Grado II RESISTENCIA: Rd = Dura

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

CROQUIS

Fracturas/metro	λ
Junta/metro	Jv
Ensayo Intact	Ensayo

JCS (kg/cm2)

Medio	Medida
Juntas	
Maretilo Schmidt	

OBTENCIÓN RMR BÁSICO

	VALORACIÓN MÍNIMA	VAL.	VALORACIÓN MÁXIMA
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	8
RMR 2 Merillo de geólogo	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	8
RMR 3 Espaciado (mm)		16	81
RMR 4 Estado de las juntas		5	200
RMR 5 Presencia de agua		4	12
Total		44	44

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR

(Bieniawski 1989)

RQD	81	-	81	Jr	3	-	3	Jw	0.33	-	0.33
Jn	15	-	15	Ja	2	-	2				
RQD/Jn	5.4	-	5.4	Jr/Ja	1.5	-	1.5				

OBTENCIÓN RMR BÁSICO

	VALORACIÓN MÍNIMA	VAL.	VALORACIÓN MÁXIMA
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	8
RMR 2 Merillo de geólogo	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	8
RMR 3 Espaciado (mm)		16	81
RMR 4 Estado de las juntas		5	200
RMR 5 Presencia de agua		4	12
Total		44	44

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - Q (Barton 2002)

RMR Básico	44	a	44
Q Básico	2.7	a	2.7

Repositorio Institucional UNA-PUNO

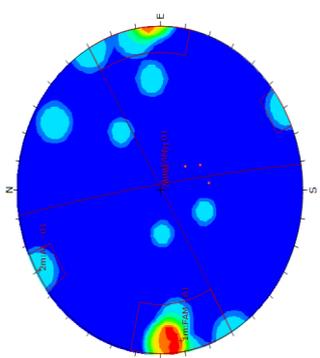
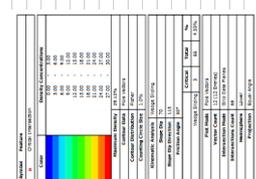
No olvide citar esta tesis

FICHA DE ESTACIONES GEOMECÁNICAS

COORDENADAS:	X:	Y:	Z:	ESTACIÓN Nº: 5
FECHA:	Calidad de afloramiento: 20 a 25			

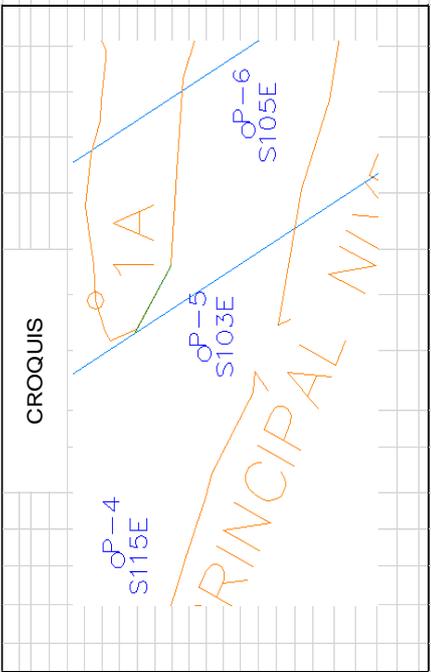
LITOLOGÍA:	FORMACIÓN: <input type="text" value="E3 - Media"/>
METEORIZACION: <input type="text" value="Grado II"/>	RESISTENCIA: <input type="text" value="E3 - Media"/>

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

Junetas	Martillo Schmidt	Media	Fracturómetro	3
			Junetas/m ³	4v
			Ensayo Tilt-test	Medio
			JCS (Kgr/cm ²)	

CROQUIS



CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR

(Bieniawski 1989)

OBTENCIÓN RMR BÁSICO	VALORACIÓN MÍNIMA		VALORACIÓN MÁXIMA	
	DATOS	VAL.	DATOS	VAL.
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7
RMR 2 Resistencia a compr. simple (MPa)	6	6	6	6
RMR 2 Fracturas/metro lineal (λ)	88	17	88	17
RMR 3 Espaciado (mm)	100	10	300	10
RMR 4 Estado de las juntas	Persistencia	4	3-10 m	4
	Apertura	4	1-5 mm	4
	Rugosidad	5	Muy Rugosa	5
	Relleno	1	Ninguno	1
RMR 5 Presencia de agua	Alteración	3	Ligeramente alterado	3
	Suma	17	Estado Gotearo	17
Total	55	55	Total	55

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - Q (Barton 2002)													
RQD	88	-	88	Jr	4	-	4	Jw	0.33	-	0.33		
Jh	6	-	6	Ja	2	-	2						
RQD/Jn	15	-	15	Jr/Ja	2	-	2						
Q Básico											9.7	a	9.7

FICHA DE ESTACIONES GEOMECANICAS

COORDENADAS:	X: Jun-16	Y:	Z:	ESTACION Nº: 6
FECHA:	Calidad de afloramiento: 25 a 30			
LITOLOGIA:	PIZARRA			
METEORIZACION:	Grado II			
FORMACION:	SANDIA			
RESISTENCIA:	R ₃ - Medía			

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
MEDIDAS	J1	J2	J3	J4	J5	J6	J7	J8	J9	J10	J11	J12							
Tipo de Plano	82	82	80	78	83	89	241	149	202	185	195	200							
Azmut	263	270	265	84	266	266	86	88	88	52	82	83							
ESPACIAMIENTO																			
> 2000 mm																			
600 - 2000 mm																			
200 - 600 mm																			
60 - 200 mm																			
< 60 mm	X	X	X																
CONTINUIDAD																			
> 3 m																			
1-3 m																			
3-10 m																			
10-20 m																			
> 20 m	X	X	X																
APERTURA																			
Nada																			
< 0.1 mm																			
0.1-1.0 mm	X	X	X																
1-5 mm																			
> 5 mm																			
RUGOSIDAD																			
Ornación	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR	MR
JRC	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
METOR. JUNTA																			
Grado	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
AGUA																			
Seco																			
Liq. humedo																			
Humedo																			
Gotearo	X	X	X																
Fluviendo																			
RELLENO																			
Naturaliza	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB	RB
Espeor mm	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2

Fracturas/metro	λ
Juntas/m3	Jv
Ensayo Tilt-test	Ensayo

Media	
JCS (log ₁₀)	

FOTOGRAFIA DE LA ESTACION GEOMECAICA

OBTENCION RMR BASICO

	VALORACION MINIMA	VAL.	VALORACION MAXIMA
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MP)	7	7
RMR 2 Fracturas/metro lineal (λ)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MP)	6	6
RQD		88	17
RMR 3 Espaciado (mm)	Peristencia	100	5
	Apertura	3-10 m	4
	Rugosidad	0.1-1.0 mm	5
	Relleno	Muy Rugoso	6
	Alteración	Relleno blando < 5 mm	2
	Alteración	Ligeramente alterado	3
RMR 5 Presencia de agua	Estado Gotearo	4	20
	Estado Gotearo	4	4
Total		53	53

RMR Básico 53 a 53

CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO - Q (Barton 2002)

RQD	88	-	88	Jr	3	-	3	Jw	0.33	-	0.33
Jn	6	-	6	Ja	2	-	2				
RQD/Jn	15	-	15	Jr/Ja	1.5	-	1.5				

Q Básico 7.2 a 7.2

COORDENADAS: X: Jun-16 Y: Z: **ESTACIÓN Nº: 8**

FECHA: Jun-16 Calidad de afloramiento: 35 a 40

LITOLOGÍA: PIZARRA **FORMACIÓN:** SANDIA

METEORIZACIÓN: Grado II **RESISTENCIA:** RB = Media

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

Juntas

Fracturamiento	λ
Fracturas	μ
Fracturas Tilted	δ

JCS (grados)

Media	
-------	--

FOTOGRAFIA DE LA ESTACION GEOMECANICA

OBTENCIÓN RMR BÁSICO

OBTENCIÓN RMR BÁSICO	VALORACIÓN MÍNIMA	VAL.	VALORACIÓN MÁXIMA	VAL.
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7
RMR 2 Martillo de geólogo	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	3	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	3
RMR 3 Fracturamiento lineal (λ)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	96	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	96
RMR 4 Estado de las juntas	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	300	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	300
RMR 5 Presencia de agua	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	4	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	4
Total	50	50	Total	50

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - Q (Barton 2002)

RQD	96	-	96	Jr	3	-	3	Jw	0.33	-	0.33
Jn	9	-	9	Ja	2	-	2				
RQD/Jn	11	-	11	Jr/Ja	1.5	-	1.5				

FICHA DE ESTACIONES GEOMECANICAS

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
Medidas	J1	J2	J3	J4	J5	J6	J7	J8										
Tipos de Plano	85	10	78	82	200	164	197	186										
Azimuth	97	196	176	99	88	51	74	32										
Espaciado																		
600 - 2000 mm																		
200 - 600 mm																		
60 - 200 mm																		
< 60 mm																		
CONTINUIDAD																		
< 3 m																		
3-10 m																		
10-20 m																		
> 20 m																		
APERTURA																		
Nada																		
< 0.1 mm																		
0.1-1.0 mm																		
1-5 mm																		
5-10 mm																		
RUGOSIDAD																		
Ondulación																		
Rc																		
METOR. JUNTA																		
Grado																		
AGUA																		
Seco																		
Lig. humedo																		
Humedo																		
Gotearo																		
Flujero																		
Naturaleza																		
Espesor.mmm.																		

FICHA DE ESTACIONES GEOMECÁNICAS

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
MEDIDAS	J1	J2	J3	J4	J5	J6	J7	J8	J9	J10	J11	J12	J13	J14					
Tipo de Plano	81	85	80	78	88	82	85	89	228	262	334	179	189	290					
Azmut	99	100	16	98	989	91	138	28	89	85	72	52	82	89					
ESPACIAMIENTO																			
> 2000 mm																			
600 - 2000 mm																			
200 - 600 mm	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X					
60 - 200 mm																			
< 60 mm																			
CONTINUIDAD																			
> 3 m																			
1-3 m																			
3-10 m	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X					
10-20 m																			
> 20 m																			
APERTURA																			
Nada																			
< 0.1 mm																			
0.1-1.0 mm																			
> 5 mm																			
1-5 mm	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X					
RUGOSIDAD																			
Onulacion	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R					
JRC	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5					
METOR. JUNTA																			
Grado	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2					
AGUA																			
Seco																			
Liq. humedo																			
Humedo	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X	X					
Goteando																			
Fluyendo																			
RELLENO																			
Naturalaleza																			
Espesor mm																			

COORDENADAS: X: PIZARBA Y: Calidad de afloramiento: ESTACION N°: 9
FECHA: Jun-16 Z: 40 a 50

LITOLOGIA: SANDIA
FORMACION: SANDIA
METEORIZACION: Grado II RESISTENCIA: R3 = Medias

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

FOTOGRAFIA DE LA ESTACION GEOMECANICA

CROQUIS

Fracturas/metro	λ
Juntas/m3	Jv
Ensayo TIT-test	Junico

Marfillo Schmidt	Media
JCS (kg/cm2)	

OBTENCION RMR BASICO

	VALORACION MINIMA	VAL.	VALORACION MAXIMA
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	7
RMR 2 Fracturas/metro lineal (λ)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	7
RMR 3 Espaciado (mm)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	7
RMR 4 Estado de las juntas	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	7
RMR 5 Presencia de agua	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	7
Total	Total	50	50

RMR Básico 50 a 50

CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO - Q (Barton 2002)

	Jr	Ja	Jr/Ja
RQD	77	77	1.5
Jn	2	2	1.5
RQD/Jn	39	39	0.8
Total	19.1	19.1	9.6

COORDENADAS: X: PIZARRA Y: Z: ESTACIÓN Nº: 10
FECHA: Jun-16 Calidad de afloramiento: 50 a 60

LITOLOGÍA: PIZARRA **FORMACIÓN:** SANDIA
METEORIZACION: Grado II **RESISTENCIA:** B3 = Media

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

Fracturas/metro 7
Junta/m3 1
Ensayo Tilttest 6/mes.

Manillo Schmidt Media

JCS (kg/cm2)

FOTOGRAFIA DE LA ESTACIÓN GEOMECÁNICA

FICHA DE ESTACIONES GEOMECÁNICAS

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
MEDIDAS	J1	J2	J3	J4	J5	J6	J7	J8	J9	J10	J11	J12	J13	J14					
Tipo de Plano	70	10	78	78	82	35	20	227	283	285	240	190	222	68					
Azmut	41	79	60	141	31	33	79	37	47	82	80	37	43						
ESPACIADO																			
600 - 2000 mm																			
200 - 600 mm																			
60 - 200 mm																			
CONTINUIDAD																			
< 1 m																			
1-3 m																			
3-10 m																			
10-20 m																			
> 20 m																			
APERTURA																			
> 0.1 mm																			
0.1-1.0 mm																			
1.1-5 mm																			
> 5 mm																			
RUGOSIDAD																			
Ondulación	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R	R
JRC	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
METOR. JUNTA																			
Grado	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
AGUA																			
Seco																			
H. húmedo																			
H. saturado																			
Goteando																			
Fluyendo																			
RELLENO																			
Naturalaleza	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR	SR
Espesor mm																			

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR
(Bieniawski 1989)

OBTENCIÓN RMR BÁSICO	VALORACIÓN MÍNIMA DATOS	VAL.	VALORACIÓN MÁXIMA DATOS	VAL.
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MF)	7	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MF)	7
RMR 2 Martillo de geólogo	8	81	17	81
RMR 3 Espaciado (mm)	100	5	400	5
RMR 4 Estado de las juntas	Persistencia	1.3 m	4	1.3 m
	Apertura	0.1-1.0 mm	4	0.1-1.0 mm
	Rugosidad	3	3	Rugosa
	Relleño	1	1	limpuro
RMR 5 Alteración	Ligeramente alterado	3	Ligeramente alterado	3
Suma	Estado Ligeram. húmedo	15	Estado Ligeram. húmedo	15
Total		44	Total	44

RMR Básico 44 a 44

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - Q (Barton 2002)

RQD	Jr	Ja	Jw	Q Básico
81	-	81	3	-
15	-	15	2	-
5.4	-	5.4	1.5	-
Total				2.7 a 2.7

FICHA DE ESTACIONES GEOMECÁNICAS

COORDENADAS:	X:	Y:	Z:	ESTACIÓN Nº: 11
FECHA:	jun-16	Calidad de afloramiento:		60 a 70
LITOLOGÍA:	PIZARRA			
METEORIZACIÓN:	Grado II			
FORMACIÓN:	SANDIA			
RESISTENCIA:	R3 = Media			

W N E S

Fracturas

Numero	Longitud	Orientación	Abertura	Estado
1	1.50	N75E	0.1	Activa
2	1.50	N75E	0.1	Activa
3	1.50	N75E	0.1	Activa
4	1.50	N75E	0.1	Activa
5	1.50	N75E	0.1	Activa
6	1.50	N75E	0.1	Activa
7	1.50	N75E	0.1	Activa
8	1.50	N75E	0.1	Activa
9	1.50	N75E	0.1	Activa
10	1.50	N75E	0.1	Activa
11	1.50	N75E	0.1	Activa
12	1.50	N75E	0.1	Activa
13	1.50	N75E	0.1	Activa
14	1.50	N75E	0.1	Activa
15	1.50	N75E	0.1	Activa
16	1.50	N75E	0.1	Activa
17	1.50	N75E	0.1	Activa
18	1.50	N75E	0.1	Activa
19	1.50	N75E	0.1	Activa

CROQUIS FRACTURAS (DIPS)

FOTOGRAFIA DE LA ESTACION GEOMECÁNICA

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - RMR

(Bieniavski 1989)

OBTENCIÓN RMR BÁSICO	VALORACIÓN MÍNIMA		VALORACIÓN MÁXIMA	
	DATOS	VAL.	DATOS	VAL.
RMR 1 Resistencia a compr. simple (MPa)	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7	Grado IV (Comp. Simple 50-100 MPa)	7
RMR 2 Fracturas/metro lineal (λ)	4	17	3	96
RQD	94	5	600	17
RMR 3 Espaciado (mm)	Persistencia 1-3 m	4	0.1-1.0 mm	2
RMR 4 Estado de las juntas	Apertura	4	Ligeramente Rugosa	2
	Rugosidad	2	Ninguno	3
	Relleno	2	Ligeramente alterado	2
	Alteración	2	Estado Gotteando	0
RMR 5 Presencia de agua	Suma	14	Total	43
		0		43
		43		43

RMR Básico 43 a 43

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - Q (Barton 2002)

RQD	94 - 94	Jr	2 - 1.5	Jw	0.33 - 0.33
Jn	9 - 9	Ja	2 - 2		
RQD/Jn	10 - 10	Jr/Ja	0.8 - 0.8		
				Q Básico	2.6 a 2.6

Anexo 2. Construcción de mapeo geomecánico RMR, Q, y GSI.

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

<p>Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL Nivel: 4875 Labo: GP. 1A Ejecutado por: LUCIO R. MAMAN BARRAZA Fecha: abr-17</p>		<p>Litología: PIZARRA Altura litostática (h): 525 Rc/Sv</p>		<p>ESTACION 1</p>	
<p>SISTEMA RMR</p>					
PARAMETROS	VALOR	RANGO		VALOR	
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	1100	100-200	(12)	20-30	(6)
RQD (%)	100	10-20	(17)	50-70	(13)
Espaciamiento de discontinuidades (cm)					
CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES					
Familia	Blz.	J/D, Buz	f/m	Persistencia	
				Abertura	
				Rugosidad	
				Relleno	
				Alteración	
Agua subterránea					
Orientación					
<p>Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) = 1100 RQD (%) = 100 Espaciamiento de discontinuidades (cm) = 10-20 Familia = Blz. Blz. = Blz. J/D, Buz = J/D, Buz f/m = f/m Persistencia = Persistencia Abertura = Abertura Rugosidad = Rugosidad Relleno = Relleno Alteración = Alteración Agua subterránea = Agua subterránea Orientación = Orientación</p>					
<p>RMR₉₀ (Basico) = 37 RMR₉₀ (Corregido) = 42</p>					
JRC (BARTONBANDS)	8	RMR		DESCRIPCIÓN	
<p>RMR = 100 - 9 Ln Q + 44 DESCRIPCIÓN I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA</p>					
<p>SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q</p>					
PARAMETROS					
RQD %		RQD		RANGO	VALOR
Número de discontinuidades		Jn		7	84
Número de rugosidad		Jr		3D	12
Número de alteración		Ja		Ligeramente rugosas	2
Número de agua subterránea		Jw		Ligeramente alterado	2
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		SRF		fluencia grande	0.33
Q = (RQD/Jn) x (Jr/Jw) x (Ja/SRF)				Presión de flujo suave	5
Q = (RQD/Jn) x (Jr/Jw)				Q =	0.46
RMR = 9 Ln Q + 44				Q' =	
RMR' = 9 Ln Q' + 44					
DESCRIPCIÓN	EXCEPCIONALMENTE BUENA	400-100	100-40	40-10	10-4.0
	BUENA	100-40	40-10	4-1.0	1-0.1
	REGULAR	40-10	4-1.0	POBRE	MUY POBRE
	MUY BUENA	4-1.0	POBRE	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXCEPCIONALMENTE BUENA
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA					
GSI = RMR ₉₀ - 5					
VALORES					
SIMBOLO					
GSI					
RMR					
Q					
R/R					
OBSERVACIONES					



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION 2

Litología PIZARRA
525

Altura litostática (ft)

Rc / Sv

Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL
4875

Nivel: GP. 2A

Labor: LUCIO R. MAMANI BARRAZA

Ejecutado por: abic17

Fecha:

PARAMETROS		S1	S2	S3	S4
1	NUMERO DE FRACTURAS				
2	CONTADIAS EN (m)				
3	ESPACIAMIENTO MEDIO (m)				X
4	FRACTURAS/METRO				A
5	Nº DE FRACTURAS				JV
6	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA				RQD (%)
7					
8					
9					
10					
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
21					
22					
23					
24					
25					
26					
27					
28					
29					
30					

λ = 1/ X RQD = 100 x e^{-0.1(λ)} (0.1λ + 1)

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)

TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
1					
2					
3					
4					
5					
6					
7					
8					
9					
10					
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
21					
22					
23					
24					
25					
26					
27					
28					
29					
30					

RESISTENCIA DE LA ROCA

Poco competente UCS/Sv ≤ 8 Sv=0.027* h

Competencia Intermedia 8 < UCS/Sv ≤ 15 Donde: h=Altura litostatica

Competencia Alta UCS/Sv > 15 Sv= Esfuerzo Vertical

0.027=Constante Universal

SISTEMA DE MAPEO

VALOR

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) 7

RQD (%) 66

Espaciamiento de discontinuidades (cm) 5

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Buz.	D. Buz	f/m	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleño	Alteración
1								
2								
3								
4								
5								
6								
7								
8								
9								
10								
11								
12								
13								
14								
15								
16								
17								
18								
19								
20								
21								
22								
23								
24								
25								
26								
27								
28								
29								
30								

AGUA SUBTERRANEA

ORIENTACION

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) 7

RQD (%) 66

Espaciamiento de discontinuidades (cm) 5

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Buz.	D. Buz	f/m	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleño	Alteración
1								
2								
3								
4								
5								
6								
7								
8								
9								
10								
11								
12								
13								
14								
15								
16								
17								
18								
19								
20								
21								
22								
23								
24								
25								
26								
27								
28								
29								
30								

VALORES

RANGO

81 %

4D

Rugosas o Irregulares

3

ligeramente alteradas

2

Tensiones medias

5

Q = (RQD/J_n) x (J_r / J_w) x (J_w / SRF)

Q' = (RQD/J_n) x (J_r / J_w)

Q = 0.54

Q' =

RMR = 9 Ln Q + 44

RMR' = 9 Ln Q' + 44

DESCRIPCION 1 MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA

80 - 61 40 - 21 20 - 0

1 MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA

RMR₉₅ (Bartón) = 39

RMR₉₅ (Corregido) = 44

RMR₉₅ (Condiciones Secas) = 44

DESCRIPCION I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA

80 - 61 40 - 21 20 - 0

1 MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA

RANGO

RQD 81 %

J_n 4D

J_r Rugosas o Irregulares

J_w ligeramente alteradas

J_w Tensiones medias

SRF 5

Q = 0.54

Q' =

RMR = 9 Ln Q + 44

RMR' = 9 Ln Q' + 44

DESCRIPCION 1 MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA

80 - 61 40 - 21 20 - 0

1 MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

GSI = RMR₉₅ - 5

GSI = 39

VALORES

RMR 39

Q 0.54

FR

INDICE DE RESISTENCIA GEOMECANICA (GSI)

GSI 39

FR

SKETCH

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION 3

Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL
4875

Nivel: Altiplano (ft)
525

Labor: RCD/Sv

Ejecutado por: LUCIO R. MAMANI BARRAZA

Fecha: abr-17

RQD (%)

1	100	S1	S2	S3	S4
2	98				
3	96				
4	94				
5	91				
6	88				
7	84				
8	81				
9	77				
10	74				
11	70				
12	66				
13	63				
14	59				
15	56				
16	53				
17	49				
18	46				
19	43				
20	41				
21	38				
22	35				
23	33				
24	31				
25	29				
26	27				
27	25				
28	23				
29	21				
30	20				

PARAMETROS

NUMERO DE FRACTURAS: X

CONTADAS EN (m): A

FRACTURAS/METRO: JV

INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA: RQD (%)

INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA

$RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$

$\lambda = -1/X$

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)

TRAMO: A B C D

PROMEDIO

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

D SISTEMA DE DIACLASA

Fh SISTEMA DE FALLAS

C CONTACTO

Mf MICRO FALLA

UCS RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE

Sv ESFUERZO VERTICAL

RESISTENCIA DE LA ROCA

UCS/Svs 6

Poco competente: $8 < UCS/Sv \leq 15$

Competencia Intermedia: $15 < UCS/Sv \leq 25$

Competencia Alta: $UCS/Sv > 25$

Donde:
h=Altura litostatica
Sv=Esfuerzo Vertical
0.027=Constante Universal

OP-2 S122E

OP-3 S131E

OP-4 S115E

GALERIA P.

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION 6

Litología
ANURA litostalica (h)
Rc/ Sv

LITOSTALICA
PIZARRA
525

Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL
Nivel: 4B75
Labor: GP. GA
Ejecutado por: LUGO R. MAMANI BARRAZA
Fecha: 08/17

# Fract/m ²	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS				
2	98	CONTADISEN (m)				
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X			
4	94	FRACTURAS/METRO	J			
5	91	Nº DE FRACT.M/3	JV			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)			
7	84					
8	81					
9	77					

α = 1/ X RQD = 100 x e^{-0.1(α)} (0.1λ + 1)

SISTEMA RMR

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7) X
RQD (%)	90-100 (20)	75-90 (17) X	50-75 (13)
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	<2m (20)	0.2-2m (10)	0.2-0.6m (6) X

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Buz.	J/D. Buz	f/m	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relienu	Alteración
			1-3 m Long.	(4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	
			Gravada (6)	<0.1 mm apert.	(5)	X	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)
			Muy rugosa (6) X	Lig. rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de sala (0)		
			Limpia (6)	Duro < 5mm (4) X	Duro < 5mm (2)	Blanco < 5 mm (1)		
			Sana (6)	Lig. Intemper. (5)	X	Muy Intemper. (2)	Descompuesta (0)	
			Seco (15)	Humedo (10)	X	Seco (4)	Pelo (0)	

Agua subterránea
Orientación

VALORES

RMR = 9 Ln Q + 44
RMR = 9 Ln Q' + 44

CONDICIONES SECAS
RMR = 9 Ln Q + 44

CONDICIONES HEDRADAS
RMR = 9 Ln Q' + 44

CONDICIONES DE CLASIFICACION Q

Q = (RQD/J_x) x (J_y / J_z) x (J_w / SRF)

Q = 1.45

SISTEMA DE CLASIFICACION Q

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
RQD %	88	88	88
Número de discontinuidades	Jn	2D	6
Número de rugosidad	Jr	Rugosa e Irregular	3
Número de alteración	Ja	ligeramente alterada	2
Número de agua subterránea	Jw	poca fluencia	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	tensiones medias	5

VALORES

Q = 1.45

CONDICIONES SECAS
RMR = 9 Ln Q + 44

CONDICIONES HEDRADAS
RMR = 9 Ln Q' + 44

CONDICIONES DE CLASIFICACION Q

Q = 1.45

TABLA GEOMECANICA (GSI)

DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	MUY POBRE	POBRE	EXTRAMEDIANAMENTE POBRE	0.1-0.01	0.01-0.001
1000-400									
400-100									
100-40									
40-10									
10-4.0									
4-1.0									
0.1-0.01									
0.01-0.001									

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

GSI = RMR₉₅ - 5

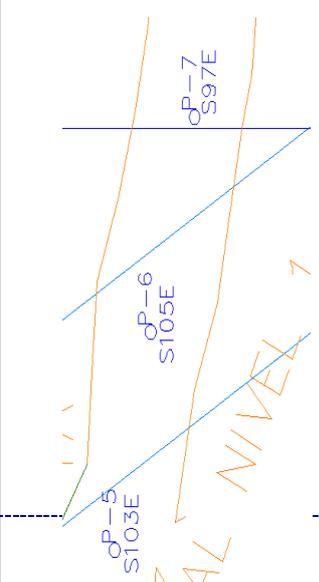
VALORES

GSI = 48

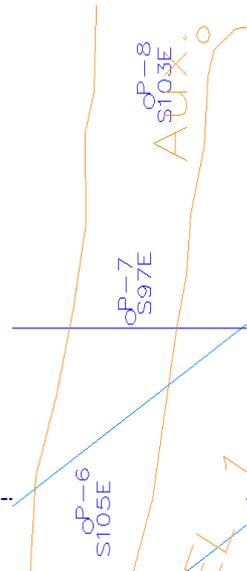
RMR = 53-11R

Q = 1.45

F/R



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI		ESTACION 7	
Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL Nivel: 4875 Labor: GP. 7A Ejecutado por: LUCIO R. MAMANI BARRAZA Fecha: abr-17		Litología: PIZARRA Ancho litostática (h): 525 Rc/Sv	
SISTEMA RMR			
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	>50 (19)	50-100 (7) X	25-50 (4)
RQD (%)	90-100 (20)	75-90 (17) X	50-75 (8)
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	>2m (20)	0.4-2m (15) X	0.06-0.2m (8)
CONDICION DE DISCONTINUIDADES			
Familia	1-3 m Long. (6)	X	3-10m (2)
Buz.	Gravada (6)	X	0-3 mm aspt. (8)
Abertura	Muy rugosa (6) X	X	1-5 mm (1)
Rugosidad	Larga (6)	X	4-8 rugosa (8)
Relleno	Sana (6)	X	Duro < 5mm (2)
Ateración	Sano (15)	X	Muy Intermp. (2)
Agua subterránea Orientación			
RMR ₉₀ (Básico) = 50 RMR ₉₀ (Corregido) = 45 RMR ₉₀ (Condiciones Secas) = 50			
JRC (BARTON BANDS)	16	II BUENA	IV MALA
SISTEMA DE CLASIFICACION Q			
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
RQD %	96	90-100	96
Número de discontinuidades	Jn	3D	9
Número de rugosidad	Jr	Rugosa e Irregular	3
Número de alteración	Ja	ligeramente alteradas	2
Número de agua subterránea	Jw	poca fluencia	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	tensiones pequeñas	5
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_w) \times (J_a / SRF)$ $Q = 1.05$ $Q' =$			
RMR = 9 Ln Q + 44 RMR' = 9 Ln Q' + 44			
DESCRIPCION	100-400	40-10	1-0.1
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA			
TABLA GEOMECANICA (GSI)			
VALORES		GSI	RMR
VALORES		45	50-III
SIMBOLO		Q	1.05
SIMBOLO		GSI	LFM



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION 9

Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL
4875

Nivel: GP_9A

Labor: LUCIO R. MAMANI BARRAZA

Ejecutado por: abr-17

Fecha:

PARAMETROS

PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
NUMERO DE FRACTURAS				
CONTADAS EN (m)				
ESPACIAMIENTO MEDIO (m)				
FRACTURAS/METRO				
Nº DE FRACTURAS				
INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA				
ROD (%)				

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

VALOR	RANGO
7	20-50 (1)
17	50-75 (2)
10	75-90 (3)
10	90-100 (4)

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

VALOR	RANGO
2	0-1.0mm (1)
1	1-5 mm (2)
5	5-10 mm (3)
2	10-20 mm (4)
4	20-50 mm (5)

AGUA SUBTERRANEA

DESCRIPCION: I MUY BUENA

CONDICIONES SECAS

RMR = 100 - 91 = 9

RMR₉₅ (Corregido) = 12

RMR₉₅ (Condiciones Secas) = 45

RMR₉₅ (Básico) = 50

SISTEMA DE CLASIFICACION Q

Q = (ROD/J_n) x (J_r/J_a) x (J_w/SRF)

Q = (77/1) x (1/1) x (1/1) = 77

RMR = 9 Ln Q + 44

RMR = 9 Ln 77 + 44 = 100

DESCRIPCION: BUENA

SISTEMA DE CLASIFICACION GSI

GSI = RMR₉₅ - 5

GSI = 12 - 5 = 7

DESCRIPCION: BUENA

VALORES

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	1D
Numero de rugosidad	Rugosa e Irregular
Numero de alteración	legeramente alteradas
Numero de agua subterránea	poca fluencia
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	tensiones pequeñas
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMECANICA (GSI)

GSI	45
RMR	50-IIIIR
Q	1.90
SIMEOLO	GSI
LF/R	

PARAMETROS

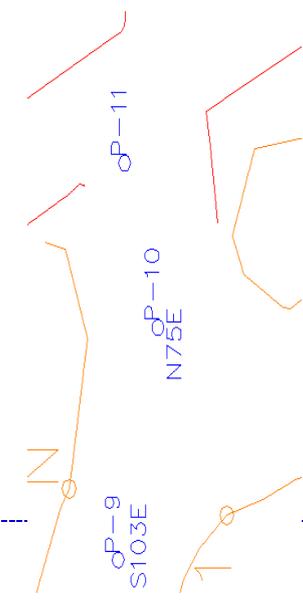
PARAMETROS	VALOR
ROD %	77
Numero de discontinuidades	2
Numero de rugosidad	1.5
Numero de alteración	2
Numero de agua subterránea	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5
Q = (ROD/J _n) x (J _r /J _a) x (J _w /SRF)	Q = 1.90
Q' =	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR = 9 Ln Q' + 44	
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

TABLA GEOMEC



ESTACION		10	
FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI		LITOLOGIA PIZARRA ANCHO litostática (h) 525 R _c /S _v	
Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL Nivel: 4876 Labor: GR. 10A Ejecutado por: LUCIO R. MAMANI BARRAZA Fecha: 08/17			
SISTEMA RMR			
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	<50 (19)	50-100 (7) K	56-66 (4)
RQD (%)	90-100 (20)	50-75 (13)	25-50 (8)
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	>2m (20)	0.2-0.9m (10)	0.08-0.2m (8) X
CONDICION DE DISCONTINUIDADES			
Familia	Buz. /D. Buz	f/m	Persistencia
			Abertura
			Rugosidad
			Relleño
			Ateración
Agua subterránea Orientación			
Condiciones secas JRC (BARTON BANDS) 12 RMR			
RMR ₉₀ (Básico) = 44 RMR ₉₀ (Corregido) = 39 RMR ₉₀ (Condiciones Secas) = 44			
SISTEMA DE CLASIFICACION Q			
PARAMETROS			
RQD %	81	RANGO	VALOR
Número de discontinuidades	4D		15
Número de rugosidad	Jr	Rugosa e Irregular	3
Número de alteración	Ja	ligeramente alteradas	2
Número de agua subterránea	Jw	poca fluencia	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	tensiones pequeñas	5
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$ $Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$ RMR = 9 Ln Q + 44 RMR' = 9 Ln Q' + 44			
DESCRIPCION	100-400 BUENA	40-10 BUENA	4-10 POBRE
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	MUY BUENA	POBRE
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA			
TABLA GEOMECANICA (GSI),			
VALORES		GSI	RMR
		39	44-III
SIMBOLO		GSI	Q
			0.55
F/R			



FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION 11

Litología PIZARRA

Altura litostática (ft) 525

Rc/Sv

Nombre del Proyecto: GALERIA PRINCIPAL

Nivel: 4B75

Labor: GP-11A

Ejecutado por: LUCIO R. MAMANI BARRAZA

Fecha: ab-17

PARAMETROS		S1	S2	S3	S4
# FRACTURAS	RQD (%)				
1	100				
2	98				
3	96				
4	94				
5	91				
6	88				
7	84				
8	81				
9	77				

DOMINIO:
 $\lambda = 1/X$ **RQD = 100 x e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)**

PARAMETROS		A	B	C	D	PROMEDIO
TRAMO						
1						
2						
3						
4						
5						
6						
7						
8						
9						
10						
11						
12						
13						
14						
15						
16						
17						
18						
19						
20						
21						
22						
23						
24						
25						
26						
27						
28						
29						
30						

SISTEMA RMR

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	20-250	100-100	20-250
RQD (%)	100-100	100-100	100
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	0-2m	0.2-0.6m	0.2

CONDICION DE DISCONTINUIDADES

Familia	Blz.	J/D.	f/m	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relienu	Alteración

Agua subterránea

Orientación

RMR₉₅ (Básico) = 43

RMR₉₅ (Corregido) = 38

RMR₉₅ (Condiciones Secas) = 43

JRC (Bartonbander) 8

RMR

DESCRIPCION	RANGO	VALOR
I MUY BUENA	80-100	94
II BUENA	60-80	94
III REGULAR	40-60	94
IV MALA	20-40	94
V MUY MALA	0-20	94

SISTEMA DE CLASIFICACION Q

PARAMETROS	RANGO	VALOR
RQD %	94	94
Número de discontinuidades	3D	9
Número de rugosidad	ligeramente rugosa	1.5
Número de alteración	ligeramente alterada	2
Número de agua subterránea	fluencia media	0.33
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	tensiones media	5

Q = (RQD/J_n) x (J_r / J_a) x (J_w / SRF)

Q = 0.51

RMR = 9 Ln Q + 44

RMR = 9 Ln 0.51 + 44

DESCRIPCION

DESCRIPCION	RANGO	VALOR
EXCEPCIONALMENTE BUENA	100-100	94
EXCEPCIONALMENTE BUENA	40-100	94
BUENA	10-40	94
REGULAR	1-10	94
POBRE	0.1-1	94
MUY POBRE	0.01-0.1	94
EXTREMADAMENTE POBRE	0.001-0.01	94
EXCEPCIONALMENTE EXTREMADAMENTE POBRE	0.0001-0.001	94

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA

GSI = RMR₉₅ + 5

GSI = 48

TABLA GEOMECANICA (GSI)

VALORES	SMBOLO
GSI 38	GSI
RMR 43-IIIIR	Q
0.51	F/R

RESISTENCIA DE LA ROCA

RESISTENCIA DE LA ROCA	UCS/Sv ≤ 8	UCS/Sv > 8
Poco competente	8 < UCS/Sv ≤ 15	UCS/Sv > 15
Competencia Intermedia	UCS/Sv > 15	
Competencia Alta		

Donde:
h=Altura litostática
Sv= Esfuerzo Vertical
0.027=Constante Universal

Anexo 3. Panel fotográfico



Figura 72. Bocamina contrata minera Peyols



Figura 73. Contacto de roca pizarra y cuarcita



Figura 74. Instrumentos para la toma de datos de geomecánica



Figura 75. Toma de datos en campo con esclerómetro



Figura 76. Contacto de roca pizarra y cuarcita



Figura 77. Toma de datos en campo con brújula

Anexo 4. Ensayos de laboratorio

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



INFORME 00144 – 2016-LMS & R-FIM-UNA-PUNO.

ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS

ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Proyecto:

TESIS: “Influencia del Sistema de Clasificación Geomecánica en el Diseño de Sostenimiento para la Galería Principal – Contrata Minera Peyols, UEA – Ana María.”

Solicitado por:

Lucio Mamani Barraza

Muestra:

Muestra de pizarra alterada

Fecha:

JULIO, 2016

Nota:

- La empresa solicitante es responsable por la toma de muestras en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.



Dr. E. Alfredo Cámac Torres
Laboratorio de Mecánica de Rocas y Suelos
Facultad de Ingeniería de Minas

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno
Teléfono fijo: 051-366193
E-mail: unaminas@gmail.com
Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>

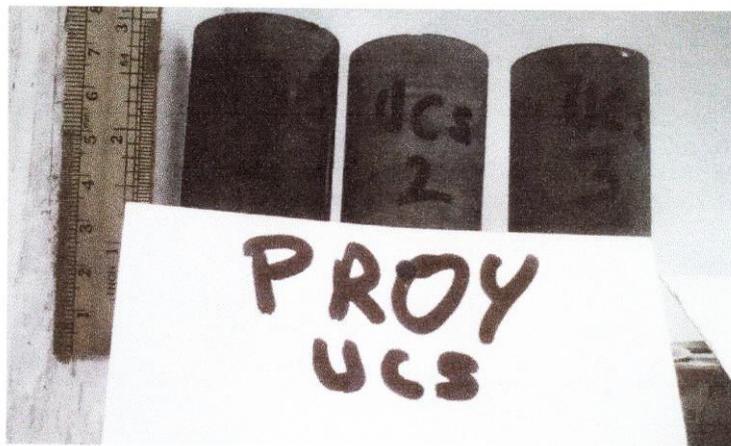


UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS

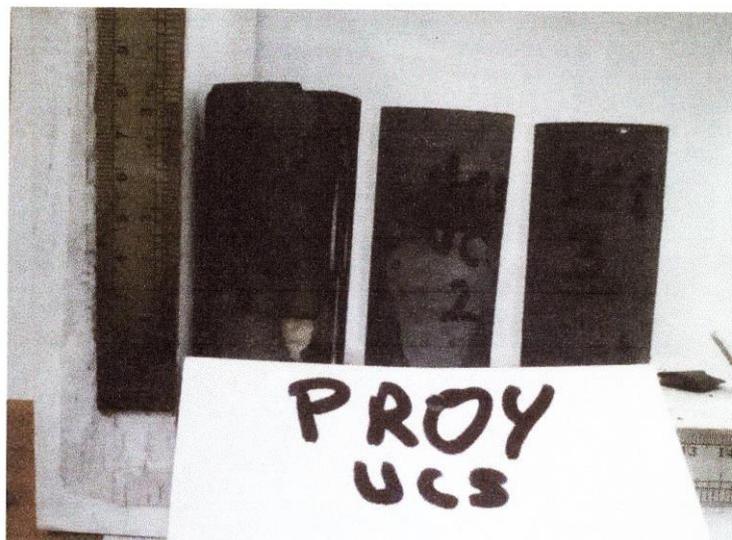


FOTOS
ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Antes:



Después:



Dr. E. Alfredo Cámac Torres
JEFE DE LABORATORIO
FIM - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno
Teléfono fijo: 051-366193
E-mail: unaminas@gmail.com
Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 2938-95, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm ²)	Relación L/D	Carga (Kg-f)	UCS (MPa)	Tipo de Rotura	Observaciones
UCS - 01	3.83	8.14	11.52	2.1	7400.0	62.99	matriz	
UCS - 02	3.81	7.69	11.40	2.0	8970.0	77.16	matriz	
UCS - 03	3.84	7.86	11.58	2.0	14790.0	125.24	matriz	
Numero de resultados						3		
Valor máximo, MAX						125.24		
Valor mínimo, MIN						62.99		
Mediana, MED						77.16		
Valor promedio, MEAN						88.46		
Desviación estándar, SDEV						32.63		
Coeficiente de variación, CV						1.37		



Alfredo Cámac Torres
 Dr. Alfredo Cámac Torres
 JEFE DE LABORATORIO
 FIM - UNA - PUNO

Dirección: Av. Floral 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno
 Teléfono fijo: 051- 360193.
 E-mail: unaminas@unap.edu.pe
 Web: <http://web.unap.edu.pe/web4/minas>



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
 FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
 LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS Y SUELOS



ENSAYOS DE PROPIEDADES FÍSICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C 97-02, obteniéndose los siguientes resultados:

Tara	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm³)	Volumen parafina (cm³)	Volumen muestra (cm³)	Densidad seca (g/cm³)	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m³)
M-01	251.25	251.10	262.67	11.57	160.41	0.87	13.30	88.96	2.82	0.13	27.68
M-02	228.37	228.24	236.95	8.71	144.79	0.87	10.01	82.15	2.78	0.11	27.24
M-03	255.94	255.80	264.48	8.68	162.96	0.87	9.98	91.54	2.79	0.13	27.40
M-04	226.55	226.40	233.80	7.40	143.17	0.87	8.51	82.12	2.76	0.12	27.03
M-05	233.34	233.26	241.13	7.87	147.96	0.87	9.05	84.12	2.77	0.07	27.19
Numero de resultados											5
Valor máximo, MAX											0.13
Valor mínimo, MIN											0.07
Mediana, MED											0.12
Valor promedio, MEAN											0.11
Desviación estándar, SDEV											0.03
Coefficiente de variación, CV											-1.56



[Firma]
 Dr. Alfredo Cáceres Torres
 JEFE DE LABORATORIO
 FIM - UNA - PUNO

Dirección: Av. Florat 1153 - Ciudad Universitaria - Pab. Ing. de Minas - Puno
 Teléfono fijo: 051-366193
 E-mail: unaminas@gmail.com
 Web: http://web.unap.edu.pe/web4/minas

Anexo 5. Determinacion de resistencia con Martillo Schmidt**Determinacion de resistencia con Martillo Schmidt.**

MUESTREO	ESTACION	RCU SCHMIDT	VALOR PRO	DISPE-MED
1	1	57	55	87
2			58	
3	2	57	58	87
4			56	
5	3	57	56	87
6			57	
7	4	59	58	89
8			60	
9	5	53	52	83
10			54	
11	6	58	57	88
12			58	
13	7	60	59	90
14			60	
15	8	59	59	89
16			58	
17	9	58	56	88
18			60	
19	10	56	57	86
20			55	
21	11	57	58	88
22			56	
PROM			57.1363636	
DESV.ESTAN	2.03060991			

La desviación estándar para el proyecto es de 2.0306, de la muestra de 22 datos, lo cual se deriva del cálculo de un nuevo rango de medidas:

Esto es:

$$57.13 - 2.032 = 55.104$$

$$57.13 + 2.033 = 59.162$$

Solamente se tomaran en cuenta valores dentro del rango de 55.104 a 59.162, por lo que los valores de la estación N° 5 no se toman en cuenta para la valoración ya que se encuentra por debajo del rango establecido.

Dispersión media de la fuerza para la mayoría de las rocas - MPa

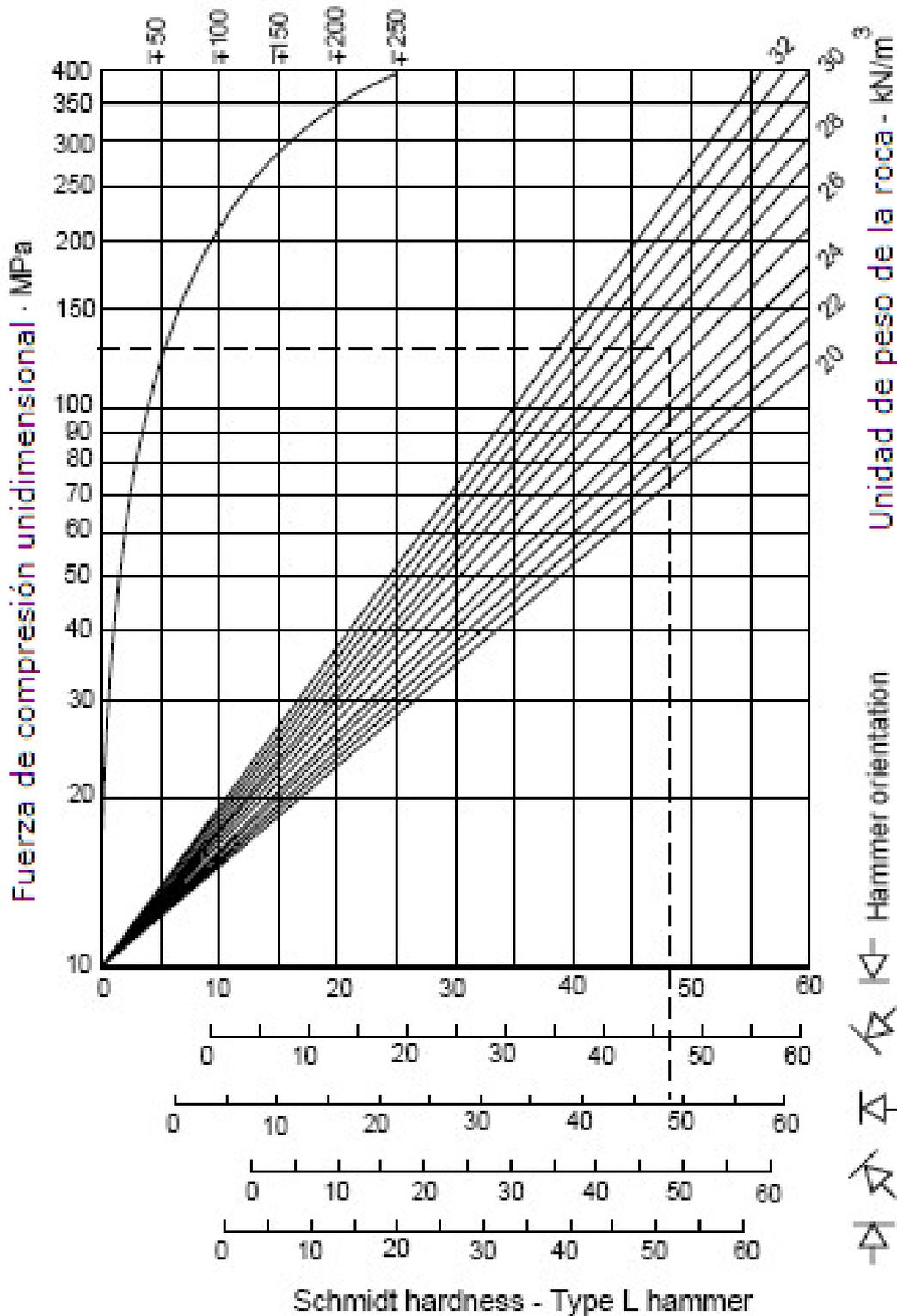


Figura 78. Resistencia a la compresión de la discontinuidad de JRC

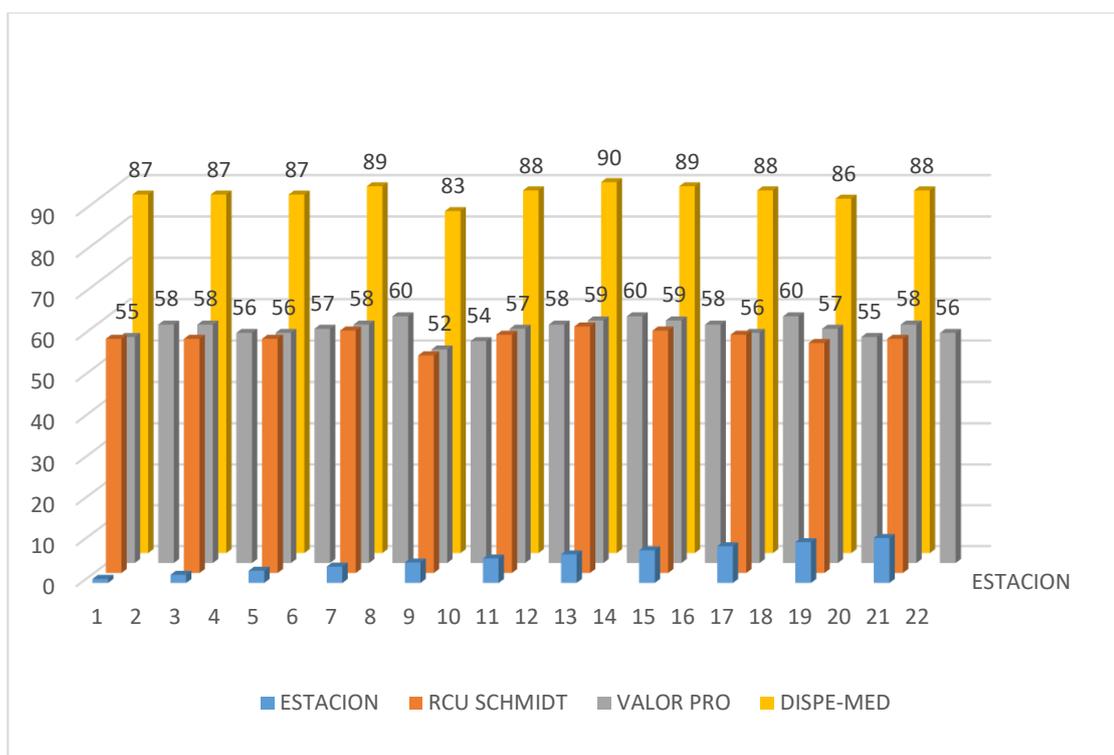


Figura 79. Determinación del RCU con martillo Schmidt.

Para la determinación del RCU por intermedio del martillo Schmidt se tomó los valores promedios de las muestras en las 11 estaciones, estos valores fluctúan 57 al 60Mpa respectivamente, a este valor se debe reajustar con la medida de dispersión de acuerdo que es de 30Mpa, con ello la medida de reajuste final determina con los datos obtenidos de laboratorio se concluye que el dato de laboratorio obtenido de UCS es de 88.46, mientras con el martillo Schmidt se obtiene un valor promedio de 87.46Mpa respectivamente, existiendo una valor de más o menos de 01Mpa.

Comprobación de MiniTab.

Del grafico MiniTab, se deduce que efectivamente existe un valor promedio de 87.45, teniendo un rango para el presente de R= 5, el histograma también afirma que el valor promedio es de 87.45. asimismo los puntos de dispersión están muy cerca a la recta por lo que se concluye que son exactos los valores.

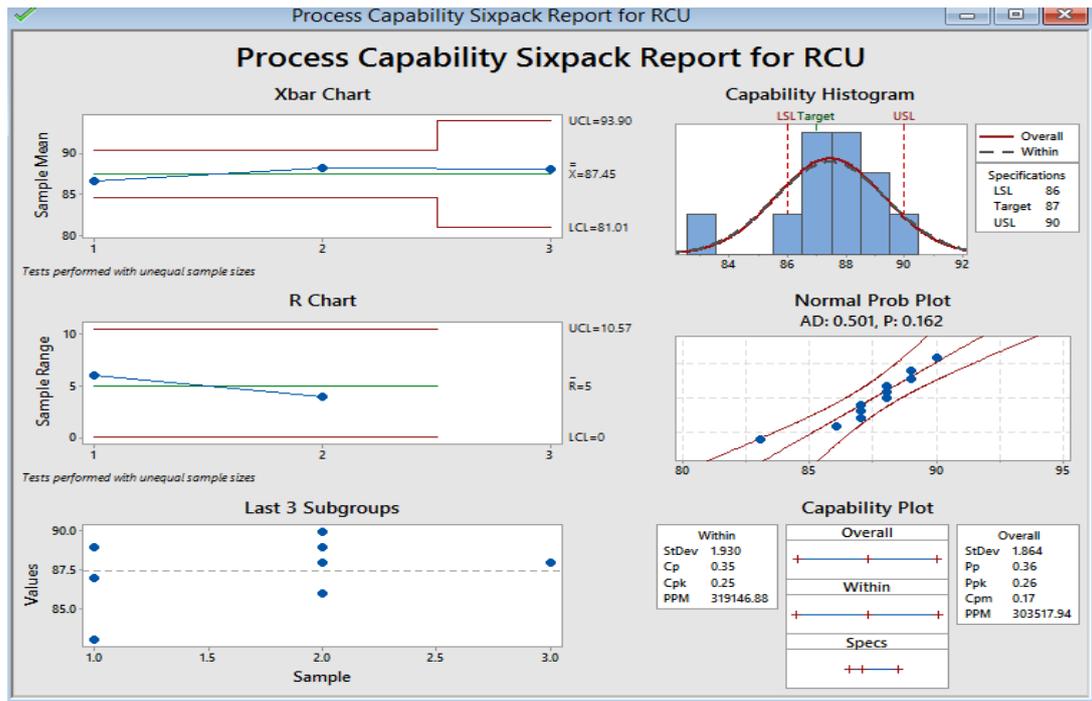


Figura 80. Informe de capacidad de proceso para RCU.

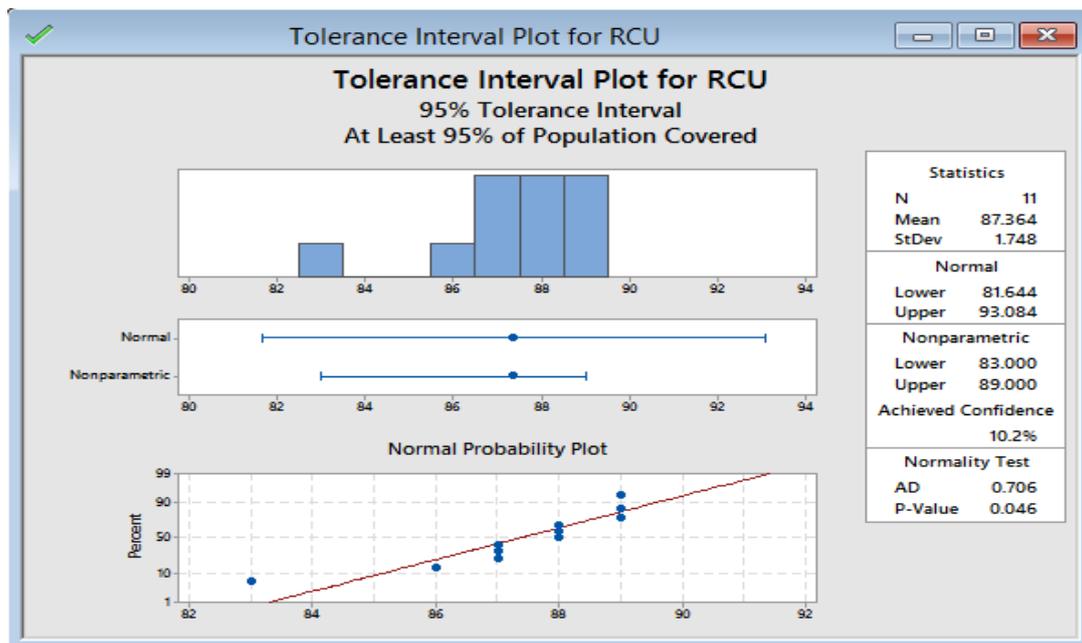
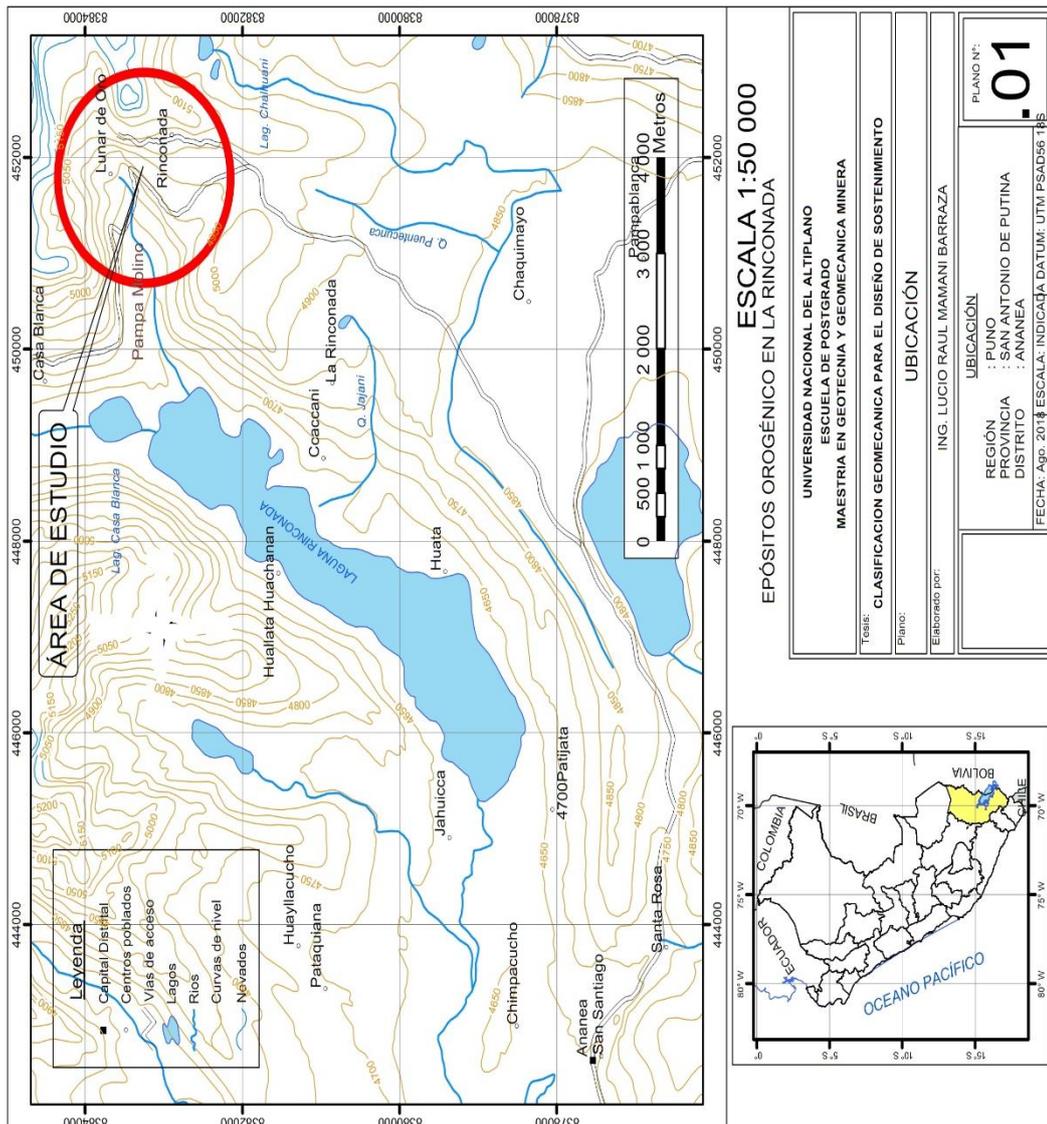
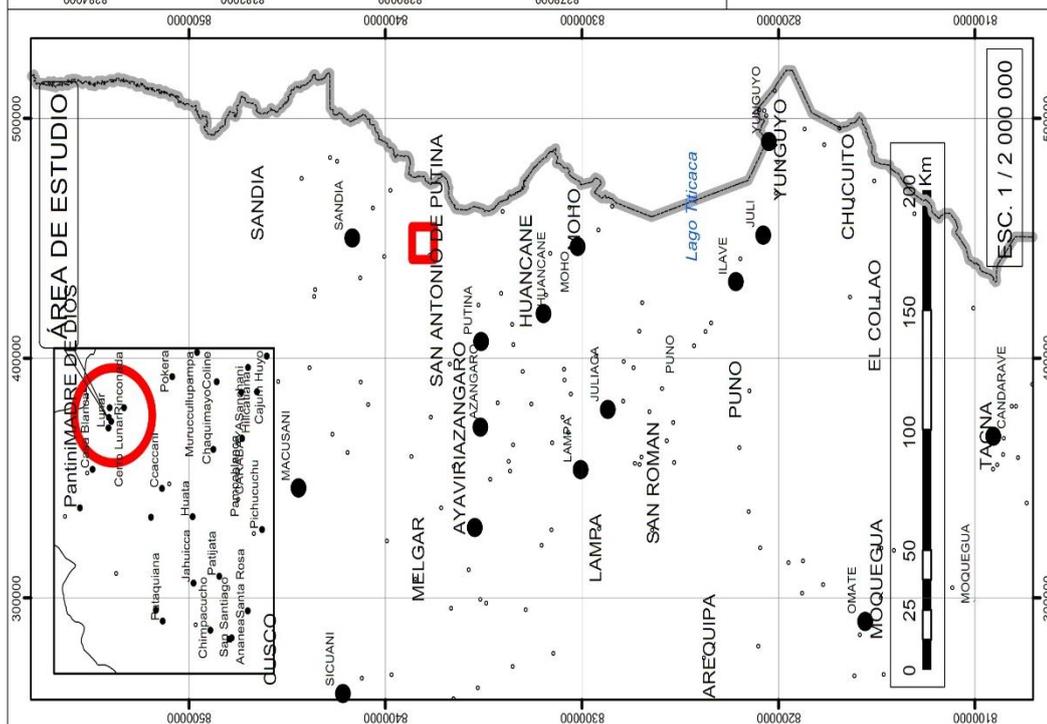


Figura 81. Intervalo de tolerancia

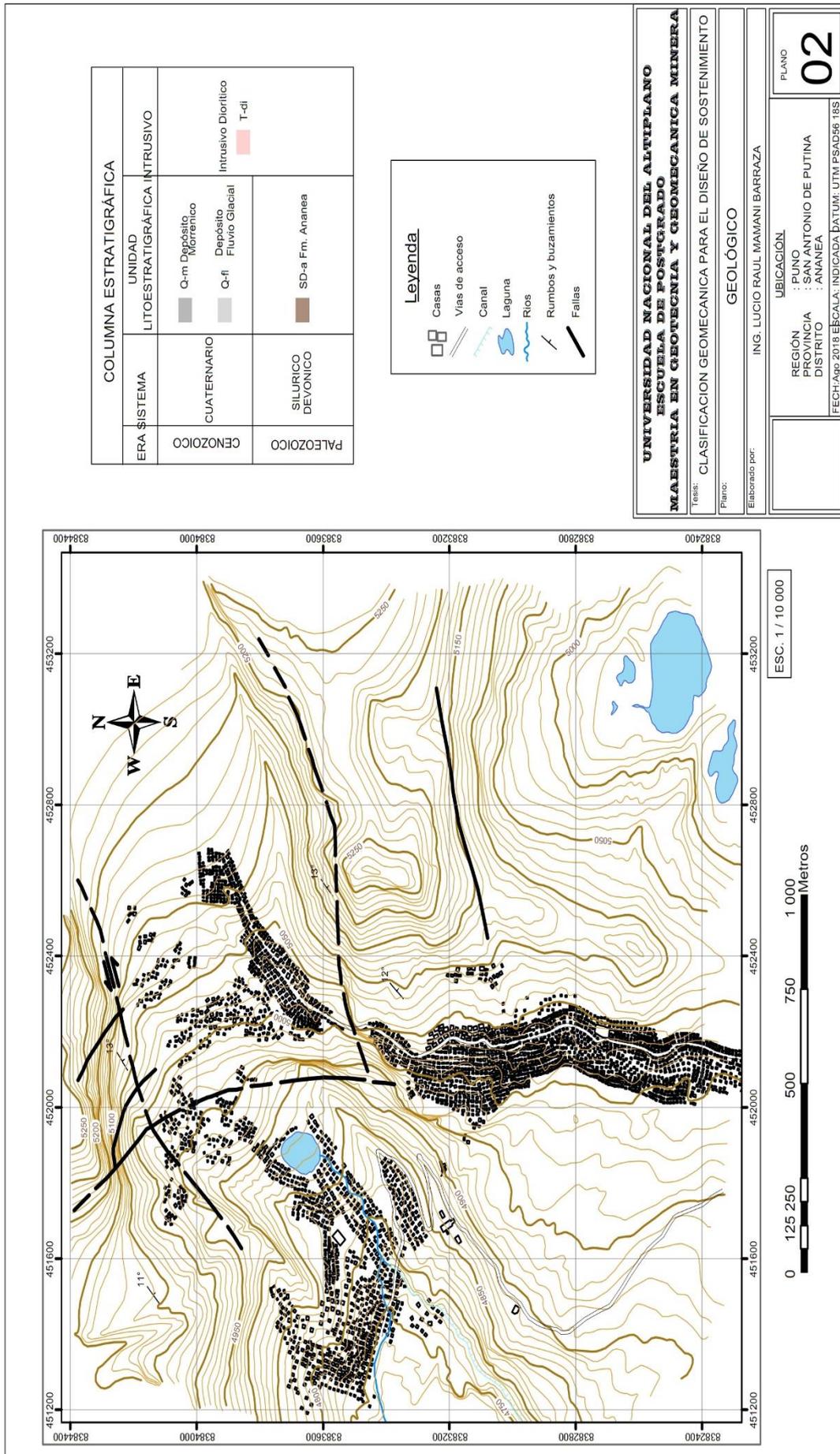
En la figura sobre el rango de tolerancia se concluye de los valores extractados por el martillo Schmidt en las 11 estaciones, el valor medio es de 87.45 siendo por lo tanto la recta normal.

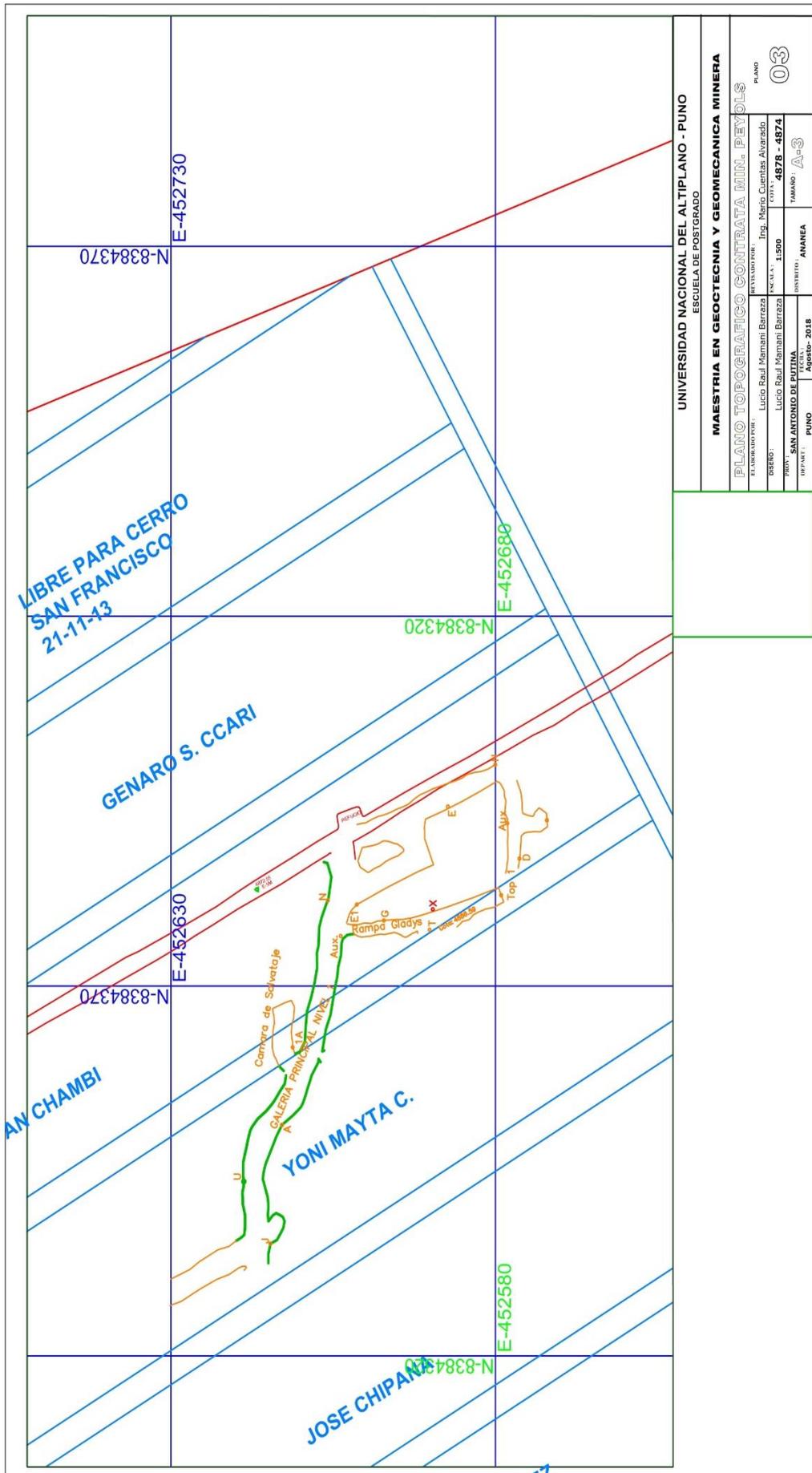
Anexo 6. Planos



ESCALA 1:50 000
EPÓSITOS OROGENÍCO EN LA RINCONADA

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO ESCUELA DE POSTGRADO MAESTRIA EN GEOTECNIA Y GEOMECANICA MINERA	
Tesis: CLASIFICACION GEOMECANICA PARA EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO	
Plano:	UBICACIÓN
Elaborado por:	ING. LUCIO RAUL MAMANI BARRAZA
UBICACIÓN REGIÓN : PUNO PROVINCIA : SAN ANTONIO DE PUTINA DISTRITO : ANANEA	
PLANO N°: 01	
FECHA: Ago. 2014 ESCALA: INDICADA DATUM: UTM PSAD56 TMS	





UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO

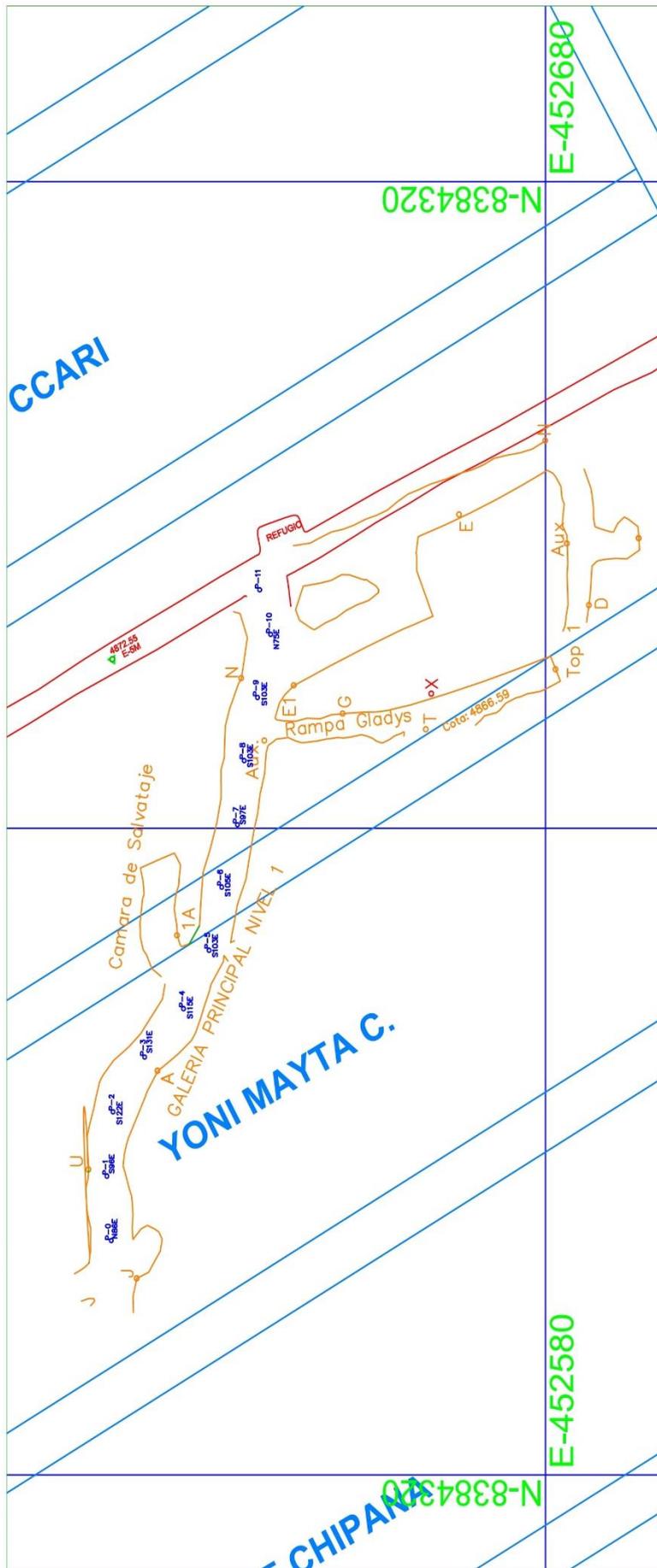
ESCUELA DE POSTGRADO

MAESTRIA EN GEOTECNIA Y GEOMECANICA MINERA

PLANO TOPOGRAFICO CONTRATA MIN. PEVOLS

LABORATORIO: Ing. Mario Cuentas Alvarado

PROFESOR: Licdo Raul Mamani Barraz



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO ESCUELA DE POSTGRADO	
MAESTRIA EN GEOTECNIA Y GEOMECANICA MINERA	
GALERIA PRINCIPAL ESTACIONES	
ELABORADO POR:	REVISADO POR: Ing. Mario Cuentas Alvarado
PROV.: SAN ANTONIO DE PUTINA	ESCALA: 1:500
DEPART.: PUNO	COTA: 4878 - 4874
FECHA: AGOSTO - 2018	TAMANO: A-4
	DISTRITO: ANANEA
	PLANO: 04