



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACÁDEMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

“Aplicación de la geomecánica para controlar la inestabilidad de las excavaciones
subterráneas en la mina Santa Clotilde 7”

TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

Ingeniero de Minas

AUTOR:

Br. Cordova Pérez Olmer Alexander (ORCID: 0000-0003-3756-0450)

ASESOR:

MSc. Salazar Ipanaqué Javier Ángel (ORCID: 0000-0002-7909-6433)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN:

Análisis de Estabilidad de Taludes

Chiclayo – Perú

2019

Dedicatoria

Quiero dedicar esta Tesis, en primer lugar, a Dios, que sobre todas las cosas me ha permitido llegar hasta esta instancia, bendiciéndome, para lograr mis objetivos.

A mis Padres y hermanas, por el incondicional apoyo que me han brindado en todo momento y su constante motivación para terminar esta carrera universitaria y formarme como una persona de bien.

A mis maestros por su gran apoyo y motivación para la culminación de mis estudios profesionales y para la elaboración de esta tesis; por su tiempo compartido y por impulsar el desarrollo de mi formación profesional.

A mis amigos con los que me he apoyado mutuamente en nuestra formación profesional y que contribuyeron a realizar este trabajo.

Agradecimiento

Esta Tesis es un trabajo realizado con mucho esfuerzo por mi persona y en la cual han participado muchas personas aportando a la elaboración de ésta, por ende, me debo referir a las personas que directa o indirectamente me ayudaron a conseguir este trabajo.

Agradecer en esta oportunidad a la Ing. Ana María Guerrero Millones, la Ing. Janyna Jacinta Flores Arrasco, el Ing. Javier Ángel Salazar Ipanaqué, el Ing. Orlando Alex Siccha Ruiz y el Ing. Serguis Alexander Suyón Suclupe, los cuales han sido fundamentales para la elaboración de esta tesis que me permite culminar mi carrera profesional.

Agradecer a mis Padres, María Pérez y Alexander Córdova, los promotores de que haya podido estudiar en la Universidad Cesar Vallejo y haberme podido formar como profesional de Ingeniería de Minas.

A todos mis amigos, que indirecta o directamente colaboraron con el desarrollo de este trabajo y que hemos compartido tantas experiencias juntos en esta carrera universitaria.

A todos ustedes, mi mayor reconocimiento y gratitud.

Página del jurado

Declaratoria de autenticidad

Yo, OLMER ALEXANDER CORDOVA PÉREZ con DNI N° 71069940, a efecto de cumplir con las disposiciones vigentes consideradas en el Reglamento de Grados y Titulos de la Universidad Cesar Vallejo, Facultad de Ingeniería, Escuela de Ingeniería de Minas, declaro bajo juramento que toda la documentación que acompaño es veraz y autentica.

Asi mismo, declaro también bajo juramento que todos los datos e información que se presenta en la siguiente tesis son auténticos y veraces.

En tal sentido asumo la responsabilidad que corresponda ante cualquier falsedad, ocultamiento u omisión tanto de los documentos como de información aportada por lo cual me someto a lo dispuesto en las normas académicas de la Universidad Cesar Vallejo

Chiclayo, 09 de Julio del 2018.



Omer Alexander Cordova Pérez

Índice

Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Página del jurado.....	iv
Declaratoria de autenticidad.....	v
Índice.....	vi
Índice de tablas	ix
Índice de figuras.....	xi
RESUMEN.....	xv
ABSTRACT	xvi
I. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Realidad problemática.....	1
1.1.1 Internacionales.....	1
1.1.2 Nacionales	1
1.1.3 Locales	1
1.2 Trabajos previos	3
1.2.1 Internacionales.....	4
1.2.2 Nacionales	4
1.2.3 Locales	6
1.3 Teorías relacionadas al tema	7
1.3.1 Teorías relacionadas a la geomecánica.....	7
1.3.2 Teorías relacionadas a la inestabilidad en excavaciones subterráneas	9
1.3.3 Teorías genéricas	15
1.4 Formulación del problema:	20
1.5 Justificación del estudio:	20
1.6 Hipótesis	21
1.7 Objetivos:.....	21
1.7.1 Objetivo general	21
1.7.2 Objetivos específicos.....	22
II. MÉTODO.....	23

2.1	Diseño de investigación.....	23
2.2	Operacionalización de Variables.....	23
2.2.1	Variables.....	23
2.2.2	Operacionalización de variables.....	24
2.3	Población y muestra.....	26
2.3.1	Población.....	26
2.3.2	Muestra.....	26
2.4	Técnicas e instrumentos de recolección de datos validez y confiabilidad	26
2.4.1	Técnicas de recolección de datos.....	26
2.4.2	Instrumentos de recolección de datos.....	26
2.5	Métodos de análisis de datos.....	28
2.5.1	Diagrama de procesos.....	28
2.5.2	Descripción de procesos.....	29
2.5.3	Normativa.....	30
2.6	Aspectos éticos.....	31
III.	RESULTADOS.....	33
3.1.2.	Accesibilidad.....	33
3.1.3.	Topografía	34
3.1.4.	Geología general.....	35
3.1.5.	Geología local	36
3.1.6.	Geología del yacimiento	36
3.1.7.	Geología económica.....	36
3.2.	Clasificación geomecánica del macizo rocoso en las excavaciones subterráneas	37
3.2.1.	Índice rqd (ROCK QUALITY DESIGNACIÓN)	37
3.2.2.	Clasificación geomecánica RMR ₈₉ (ROCK MASS RATING)	42
3.2.3.	Índice geológico de resistencia – INDEX OF GEOLOGICAL RESISTANCE (GSI). 58	
3.3.	Estimación de los parametros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos	60
3.3.1.	Determinación de la densidad de la roca por el principio de arquimedes	60
3.3.2.	Cálculo del peso específico	62
3.3.3.	Cálculo de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca – ENSAYO CON MARTILLO SCHMIDT TIPO L	63

3.3.4.	Estimación de la resistencia a la compresión simple a partir de ensayos de carga puntual	71
3.3.5.	Relación de los parámetros de clasificación geomecánica con los parámetros de resistencia mediante ensayos	73
3.4.	Análisis del macizo rocoso mediante softwares	74
3.4.1.	Análisis mediante el software roc data	74
3.4.2.	Toma de datos y análisis de la orientación de las discontinuidades	86
3.4.3.	Análisis de cuñas en la excavación subterránea	118
IV.	DISCUSIÓN	132
4.1.	Precisar la ubicación y la geología del yacimiento	132
4.2.	Clasificación geomecánica de las excavaciones subterráneas	132
4.3.	Parámetros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.....	132
4.4.	Análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad.	133
V.	CONCLUSIONES	134
5.1.	Ubicación y la geología del yacimiento.....	134
5.2.	Clasificación geomecánica de las excavaciones subterráneas	134
5.3.	Parámetros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas	134
5.4.	Análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad.....	134
VI.	RECOMENDACIONES	136
	REFERENCIAS	137
	ANEXOS	140
	Acta de aprobación de originalidad de tesis	165
	Autorización de publicación de tesis	167
	Autorización de la versión final del trabajo de investigación	168

Índice de tablas

Tabla 1. Estimación aproximada y clasificación de la resistencia a compresión simple de suelos y rocas a partir de índices de campo.	13
Tabla 2. Valores de la constante m_i para la matriz rocosa.	13
Tabla 3. FS recomendados según plazo de estabilidad.	17
Tabla 4. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.	25
Tabla 5. Ubicación en Coordenadas UTM (WGS 84) de la Concesión Minera Santa Clotilde 7.	33
Tabla 6. Acceso a Mina Santa Clotilde 7.	33
Tabla 7. Consolidado de índice RQD para las Excavaciones Subterráneas.	37
Tabla 8. RQD del Socavón del Nivel 320.	38
Tabla 9. RQD del Socavón del Nivel 332.	40
Tabla 10. RQD del Socavón del Nivel 374.	41
Tabla 11. Consolidado de RMR para las Excavaciones Subterráneas.	42
Tabla 12. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado.	44
Tabla 13. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado.	48
Tabla 14. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado.	53
Tabla 15. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado.	56
Tabla 16. Consolidado de GSI para las Excavaciones Subterráneas.	58
Tabla 17. Consolidado de Densidad de las Muestras de las Excavaciones Subterráneas.	60
Tabla 18. Consolidado de Peso Específico para Muestras de las Excavaciones Subterráneas.	62
Tabla 19. Consolidado de RCU estimada mediante esclerómetro.	64
Tabla 20. Número de Rebotes con Martillo Schmidt en el Socavón del Nivel 320.	65
Tabla 21. Promedio de Número de Rebotes Para el Nivel 332.	67
Tabla 22. Promedio de Número de Rebotes Para el Nivel 374.	69
Tabla 23. Resultados de Resistencia a la Carga Puntual en Kn de los testigos de los tres socavones.	71
Tabla 24. Resultados en Mpa de la RCU de los datos de resistencia obtenidos mediante Carga Puntual.	72
Tabla 25. Relación De Los Parámetros De Clasificación Geomecánica Con Los Parámetros De Resistencia Mediante Ensayos.	73
Tabla 26. Consolidado de las Cohesión y Ángulo de Fricción para las Excavaciones Subterráneas.	74
Tabla 27. Consolidado de Buzamiento y Dirección de Buzamiento de los Planos Mayores en cada Estación.	87
Tabla 28. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 320.	119
Tabla 29. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 332.	123
Tabla 30. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 374.	128

Tabla 31. Coordenadas UTM S.C.7. (PSAD56).....	140
Tabla 32. Coordenadas UTM S.C.7. (WGS 84).....	140
Tabla 33. Coordenadas UTM de las Excavaciones.....	141
Tabla 34. Expresión de RQD por Priest y Hudson.....	144
Tabla 35. Análisis Documental.....	148
Tabla 36. DATOS DE BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO DEL SOCAVÓN NIVEL 374.....	157
Tabla 37. DATOS DE BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO DEL SOCAVÓN NIVEL 332.....	159
Tabla 38. DATOS DE BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO DEL SOCAVÓN NIVEL 320.....	160

Índice de figuras

Figura 1. Envoltentes de Mohr - Coulomb en términos de esfuerzos tangenciales y normales a. y esfuerzos principales b. Para un estado tensional situado por debajo de las rectas o envoltentes no se producirá la rotura.	10
Figura 2. Envoltentes de rotura del criterio de Hoek y Brown en función de los esfuerzos principales. a. y de los esfuerzos normal y tangencial. b. Representación de las diferentes condiciones de esfuerzo para rotura de la matriz rocosa.	14
Figura 3. Representación de la envolvente de la resistencia de pico de la matriz rocosa en términos de esfuerzos normalizados.	14
Figura 4. Vista Satelital del acceso a la Concesión.	34
Figura 5. Curvas de Nivel sobre la vista satelital de la Concesión Minera	35
Figura 6. RMR del Socavón del Nivel 320.	44
Figura 7. Reporte RMR del Socavón del Nivel 320.	45
Figura 8. Estimación de Auto - sostenimiento por RMR	46
Figura 9. RMR del Socavón del Nivel 332.	47
Figura 10. Reporte RMR del Socavón del Nivel 332	48
Figura 11. Estimación de Autosostenimiento por RMR	49
Figura 12. RMR de la Estación 1 del Nivel 374.	50
Figura 13. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado	51
Figura 14. Reporte RMR de la Primera Estación en el Socavón del Nivel 374.	51
Figura 15. Estimación de Auto - Sostenimiento de la Primera Estación en el Socavón del Nivel 374.	52
Figura 16. RMR de la Segunda Estación en el Socavón del Nivel 374.	53
Figura 17. Reporte RMR de la Segunda Estación del Nivel 374	54
Figura 18. Estimación de Auto - Sostenimiento de la Segunda Estación en el Socavón del Nivel 374.	55
Figura 19. RMR de la Tercera Estación del Socavón del Nivel 374.	56
Figura 20. Reporte RMR de la Tercera Estación del Socavón del Nivel 374.	57
Figura 21. Estimación de Auto - Sostenimiento para Tercera Estación del Nivel 374	57
Figura 22. Gráfico de Correlación para el Martillo Schmidt entre resistencia a la compresión, densidad de la roca y rebote (Miller, 1995)	64
Figura 23. Estimación de RCU para Socavón del Nivel 320.	66
Figura 24. Estimación de RCU para Socavón del Nivel 332.	68
Figura 25. Estimación de RCU para Socavón del Nivel 374.	70
Figura 26. Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb	76
Figura 27. Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.	76
Figura 28. Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb	78

Figura 29. Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.	78
Figura 30. Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb	80
Figura 31. Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.	81
Figura 32. Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb	82
Figura 33. Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.	83
Figura 34. Diagrama de Polos Nivel 320	88
Figura 35. Diagrama de Contornos Nivel 320.....	89
Figura 36. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos en Dips del Nivel 320.	90
Figura 37. Proyección Estereográfica de Planos Mayores en Dips del Nivel 320	91
Figura 38. Diagrama de Rosetas de Nivel 320	92
Figura 39. Buzamiento Y Dirección de Buzamiento de los Planos Principales en Dips del Socavón Nivel 320	93
Figura 40. Diagrama de Polos Nivel 332	94
Figura 41. Diagrama de Contornos del Socavón 332	95
Figura 42. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos del socavón nivel 332	96
Figura 43. Proyección Estereográfica de Planos Mayores en Dips Nivel 332.....	97
Figura 44. Diagrama de Rosetas de Nivel 332	98
Figura 45. buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 332	99
Figura 46. Diagrama de Polos de Primera Estación Nivel 374	100
Figura 47. Diagrama de Contornos de la Primera Estación del Nivel 374.....	101
Figura 48. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos del socavón nivel 374	102
Figura 49. Proyección Estereográfica de Planos Mayores en Dips Nivel 374.....	103
Figura 50. Diagrama de Rosetas de Nivel 374	104
Figura 51. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 374	105
Figura 52. Diagrama de Polos de la Segunda Estación en el Nivel 374	106
Figura 53. Diagrama de Contornos de Segunda Estación en el Nivel 374.....	107
Figura 54. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos de la segunda estación del socavón nivel 374.....	108
Figura 55. Proyección Estereográfica de Planos Mayores de segundo nivel en Dips Nivel 374	109
Figura 56. Diagrama de Rosetas de Segunda Estación en Nivel 374.....	110
Figura 57. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores de Segunda Estación del Nivel 374	111
Figura 58. Diagrama de Polos de Tercera Estación del Nivel 374	112
Figura 59. Diagrama de Contornos de la Tercera Estación del Nivel 374	113

Figura 60. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos de la tercera estación del socavón nivel 374.....	114
Figura 61. Proyección Estereográfica de Planos Mayores del tercer nivel en Dips Nivel 374	115
Figura 62. Diagrama de Rosetas de la Tercera Estación en el Nivel 374	116
Figura 63. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores de la tercera estación del Nivel 374.....	117
<i>Figura 64. Análisis de Combinaciones de los Planos Mayores para evaluar Formación de Cuñas en el Nivel 320.</i>	<i>120</i>
Figura 65. Proyección de Cuñas en Socavón Nivel 320	121
Figura 66. Sostenimiento de Cuñas en el Nivel 320	122
Figura 67. Análisis de Combinaciones de los Planos Mayores para evaluar Formación de Cuñas en el Nivel 332	124
Figura 68. Proyección de Cuñas en Socavón Nivel 332	125
Figura 69. Sostenimiento de Cuñas en el Nivel 332	126
Figura 70. Análisis de Combinaciones de los Planos Mayores para evaluar Formación de Cuñas en el Nivel 374	128
Figura 71. Proyección de Cuñas en Socavón Nivel 374	129
Figura 72. Tipos de Anclajes conocidos en el Mercado	131
Figura 73. Vista Satelital de la Concesión Minera.....	140
Figura 74. Fotografías de Niveles de Explotación	141
Figura 75. Formato RMR 89	142
Figura 76. Formato de Clasificación GSI.....	143
Figura 77. Formato de Recolección de Datos de Ensayos de Laboratorio.....	147
Figura 78. Tabla de Miller para Estimar RCU	148
Figura 79. Imagen de cuarzo con posible presencia de oro, limonita y hematita.....	149
Figura 80. Roca con presencia de Molibdenita	149
Figura 81. Ensayo de Densidad mediante el la Teoría de Arquímedes.	150
Figura 82. Ensayo de RCU utilizando el Martillo de Schmidt o Esclerómetro	150
Figura 83. Ensayo de Carga Puntual.....	151
Figura 84. Registro de Buzamiento y Dirección de Buzamiento con Brújula	161
Figura 85. Fotografía de toma de datos en socavón nivel 374	161
Figura 86. Ensayos complementarios para determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso	162
Figura 87. Testigos obtenidos para Ensayos de Resistencia en laboratorio.	163

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO 1. Coordenadas UTM de la concesión minera.	140
ANEXO 2. Vista Satelital de la Concesión Minera Santa Clotilde 7.....	140
ANEXO 3. Coordenadas UTM recopiladas con GPS de las Excavaciones Subterráneas en Santa Clotilde 7.....	141
ANEXO 4. Fotografía de los Niveles 320, 332 y 374 de la Mina Santa Clotilde 7.....	141
ANEXO 5. Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89.....	142
ANEXO 6. Guía de Observación de la Clasificación GSI.	143
ANEXO 7. ECUACIÓN DE PRIEST Y HUDSON (1976) RELACIÓN ENTRE λ Y RQD	144
ANEXO 8. Guía de Observación de Laboratorio Para Ensayo de Carga Puntual y Cálculo de Densidad	145
ANEXO 9. Guía de Observación para estimar la Resistencia a la Compresión Uniaxial	148
ANEXO 10. Guía de Análisis Documental de Sostenimiento en Minería Subterránea. ..	148
ANEXO 11. Imagen de las cárcavas u oquedades del cuarzo donde hay posible presencia de oro, acompañado de oxidaciones ferrosas (Limonita y Hematita).....	149
ANEXO 12. Concentraciones la Molibdenita encontrados largo de la labor minera.....	149
ANEXO 13. ENSAYO DE DENSIDAD DE ROCAS	150
ANEXO 14. ENSAYO DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL MEDIANTE ESCLERÓMETRO	150
ANEXO 15. ENSAYO DE CARGA PUNTUAL.....	151
ANEXO 16. DATOS GEOMECÁNICOS TOMADOS CON BRÚJULA (BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO) DEL SOCAVÓN “LA ESPERANZA” NIVEL 374, DE LA MINA SANTA CLOTILDE 7.....	152
ANEXO 17. DATOS GEOMECÁNICOS TOMADOS CON BRÚJULA (BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO) DEL SOCAVÓN NIVEL 332, DE LA MINA SANTA CLOTILDE 7	158
ANEXO 18. DATOS GEOMECÁNICOS TOMADOS CON BRÚJULA (BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO) DEL SOCAVÓN NIVEL 320, DE LA MINA SANTA CLOTILDE 7.	160
ANEXO 19. Registro de datos geológicos de buzamiento y dirección de buzamiento de las discontinuidades con brújula.	161
ANEXO 20. Fotografía recopilada en el Socavón Nivel 374, realizando la Clasificación Geomecánica RMR89 – Bieniawski.....	161
ANEXO 21. Ensayos para determinar parámetros de resistencia del macizo rocoso en las excavaciones subterráneas de la Mina Santa Clotilde 7.....	162
ANEXO 22. Testigos Obtenidos De Los Diferentes Niveles De La Mina	163
ANEXO 23. Ficha Técnica de Perno de Anclaje Splitbolt.....	164

RESUMEN

La geomecánica es una disciplina que ha comenzado a tener grandes avances y aportes en la minería, convirtiéndose de esta manera en una herramienta importante para el desarrollo de la minería y de otras ramas de la ingeniería.

La aplicación de la geomecánica en esta investigación ha sido de mucha importancia, puesto que, del reconocimiento geológico y geomecánico en campo, hasta el análisis mediante softwares ingenieriles, se ha recurrido a sus distintas aplicaciones.

Esta investigación surge por la falta de control en la estabilidad de las excavaciones subterráneas de la mina Santa Clotilde, ya que como bien sabemos, la ocurrencia de eventos no deseados podría tener consecuencias muy graves, y es en la minería subterránea donde el factor de inseguridad aumenta y las condiciones estándares toman mayor protagonismo.

Para lograr los objetivos de esta investigación se ha partido desde un análisis de discontinuidades con brújula geológica y GSP en las excavaciones subterráneas, para luego realizar la clasificación geomecánica necesaria para identificar el tipo de roca de la zona de estudio, esta clasificación geomecánica se ha llevado a cabo mediante el sistema RMR (Rock Mass Rating) según Bieniawski, se ha utilizado también el análisis propuesto por Priest – Hudson sobre el RQD (Rock Quality Designation).

Los parámetros de la resistencia del macizo rocoso fueron determinados por los criterios de Hoek – Brown y Mohr – Coulomb, los cuales se apoyaron en ensayos de mecánica de rocas realizados sobre testigos obtenidos en las excavaciones subterráneas. Todos estos parámetros determinados en campo o en gabinete han sido necesarios para realizar el análisis de cuñas en los socavones, mediante el software Unwedge, este análisis identificó las zonas más inestables del túnel y a la vez se pudo hacer propuestas de sostenimiento para aumentar el Factor de Seguridad.

Palabras clave: geomecánica, inestabilidad, excavaciones subterráneas, clasificaciones geomecánicas, ensayos de mecánica de rocas, sostenimiento.

ABSTRACT

Geomechanics is a discipline that has come to have great advances and contributions in mining, thus becoming an important tool for the development of mining and other branches of engineering.

The application of geomechanics in this research has been very important, since, from the geological and geomechanical recognition in the field, to the analysis by engineering software, its different applications have been used.

This investigation arises from the lack of control and the safety of the underground excavations of the Santa Clotilde mine, since as we all know, the occurrence of undesirable events has serious consequences, and it is in underground mining where the factor of insecurity decreases and standard conditions take greater prominence.

For the research objectives, an analysis of discontinuities with geological compass and GSP in the underground excavations has been taken, to then perform the geomechanical classification necessary to identify the type of rock in the study area, this geomechanical classification has been carried out performed by the RMR (Rock Mass Rating) system according to Bieniawski, the analysis proposed by Priest - Hudson on the RQD (Rock Quality Designation) was also used.

The parameters of the resistance of the rock mass were determined by the criteria of Hoek - Brown and Mohr - Coulomb, which were supported by rock mechanics tests carried out on witnesses obtained in the underground excavations. All these parameters in the field or in the closet have been necessary to perform the analysis of the wedges in the media, through the free software Unwedge, this analysis identified the most unstable areas of the tunnel and the time it was possible to do the tests to increase the security factor.

Keywords: geomechanical, instability, underground excavations, geomechanical classifications, rock mechanical tests, sustainabilit

I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

1.1.1 Internacionales

PESSOA D'ALESSANDRO, Júlio Rómulo (2007).

El problema principal identificado en esta investigación es que se presentan sectores susceptibles del macizo rocoso en los bancos y no se cuenta con una metodología adecuada para evaluar la posibilidad de perturbación en los terraplenes de la Minera Casa de Piedra (p.4).

Se reconoció en este proyecto que el problema que afecta a la mina es la presencia de zonas inestables dentro del área de producción, lo cual podría significar la ocurrencia de eventos no deseados que pueden afectar al personal, los equipos y las instalaciones de la mina.

1.1.2 Nacionales

CÓRDOVA ROJAS, Néstor David (2008). Nos dice que el desarrollo de explotación en la mina ha dejado consecuencias bastantes notables para que se pueda realizar un nuevo proceso de explotación, así como la ausencia de un estudio geomecánico que asegure las etapas que se desarrollarán en el caso de un nuevo ciclo de explotación.

1.1.3 Locales

La minería y todas sus operaciones sobre todo subterráneas tienen un alto índice de peligrosidad durante su desarrollo, lo cual ha conllevado en muchos casos a la ocurrencia de accidentes, los cuales pueden causar daños irremediables contra el personal, las instalaciones y equipos de una mina. Es por ello que la seguridad, el bienestar físico de los trabajadores y de todos los elementos que componen una mina, se ha vuelto un desafío en esta industria.

La creación de nuevos métodos que ayuden a conseguir la estabilidad de las excavaciones y el mejoramiento del diseño; se han vuelto necesarios para poder

realizar un sistema de minería sostenible. Para conseguir este objetivo es de suma importancia conocer en general toda la zona de trabajo, esta información se debe dar a conocer a todos los trabajadores y de esta manera puedan saber al riesgo que se exponen al laborar en zonas posiblemente inestables, por lo tanto, el conocimiento del macizo rocoso se debe sumar al entrenamiento y la capacitación necesaria que deberían tener los trabajadores, para saber actuar en el campo y mucho más en situaciones de emergencia.

El proyecto de Explotación Minera "Santa Clotilde 7", se ubica aproximadamente a 46 km de la provincia de Chiclayo en el sector de Garraspiña, entre los distritos de Pátapo y Chongoyape, departamento de Lambayeque, entre 300 m.s.n.m. y 400 m.s.n.m. Para el acceso se dispone de una trocha que parte desde el Km 46 de la Carretera Chiclayo – Chongoyape y que tiene aproximadamente 5 Km de longitud y una dirección Norte-Este hasta el área del Proyecto.

Santa Clotilde 7 es una empresa que se encuentra en vías de formalización pero que ya realizó actividades de minería artesanal subterránea, siguiendo técnicas y métodos empíricos no mecanizados, los cuales permiten la obtención de minerales valiosos como el oro, cobre, hierro, entre otros, por lo cual se considera a la mina como polimetálica. La falta de métodos ingenieriles y de una modernización en sus operaciones mineras, se hacen notar en la pobre producción que han conseguido hasta el momento los encargados de dicha mina, personas que tienen poco conocimiento en cuanto a la parte ingenieril de la minería y que no han podido colocarla en una posición de competencia para la pequeña o mediana minería nacional. A esto se suma el escaso control de estabilidad del macizo rocoso, algo que es muy evidente puesto que se ha observado el desprendimiento de rocas, causado por distintos factores como la falta de procedimientos para detectar la roca suelta en el techo y la carencia de un sistema de sostenimiento que debería aplicarse en toda la mina y con mucha más razón en las labores donde trabaja el personal y donde el peligro es aún mayor.

Hasta la fecha no se han registrado accidentes mortales en la Mina, pero el análisis de las condiciones del macizo rocoso, la integración de un método de sostenimiento

y un diseño de excavación subterránea son primordiales para resguardar la seguridad de las personas, de la mina y de las instalaciones.

Las malas condiciones de la vía de acceso a la mina es otro de los problemas a resaltar; puesto que, esta se encuentra gravemente afectada por los recientes fenómenos climatológicos sucedidos en nuestro país, lo cual ha causado la caída de rocas a la vía y la proliferación de vegetación en toda la zona; estas condiciones interrumpen el paso para el tránsito vehicular y por esta razón para llegar a la mina se tiene que hacer una caminata de aproximadamente dos horas, lo cual perjudica totalmente la realización de un óptimo desarrollo minero, ya que las vías de transporte en una mina son uno de los pilares fundamentales para que se pueda realizar esta actividad.

Además, la mala distribución de las zonas de trabajo y la falta de un SGSST se suman a los factores que no permiten llevar a cabo un proceso de minería sostenible, el cual podría significar un importante crecimiento en la minería Lambayecana y de esta manera contribuir con la población local y nacional.

1.2 Trabajos previos

Lambayeque es una región con amplio campo laboral en minería artesanal, la cual es una de las industrias que tiene un alto porcentaje de accidentes e incidentes durante el desarrollo en mina; según estadísticas brindadas por el Ministerio de Energía y Minas del Perú, en el año 2016 el 41.18 % de un total de 34 accidentes mortales fue causado por desprendimiento de rocas y en lo que va del año 5 accidentes mortales ya son registrados por la misma causa. Para superar este problema es necesario controlar diariamente las excavaciones subterráneas y verificar la estabilidad del macizo rocoso en estas labores; además como se menciona en el Artículo 1 del Capítulo 1 del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, es necesario fomentar una cultura de prevención de riesgos ocupacionales en la actividad minera con la intención de reducir el acontecimiento de estos eventos no deseados.

1.2.1 Internacionales

BURGOS CEDEÑO, Sindy Lorena (2015). Nos dice que, se ha propuesto una herramienta para la verificación de la estabilidad en excavaciones subterráneas utilizando métodos empíricos y modelos numéricos. Esta investigación ha considerado lineamientos bien establecidos que podrían ser aplicados también en mi tema de investigación, puesto que el análisis de estabilidad en excavaciones subterráneas es uno de mis objetivos específicos.

CORREA OLAN, Juan Carlos (2012). En su tesis “Estudio para definir los parámetros geomecánicos de diseño de obras subterráneas para un yacimiento ubicado en Pánfilo Natera, Zacatecas”; a considerado como objetivo que:

El análisis de información de estudios previos en el yacimiento; la obtención de parámetros geomecánicos a partir de la propagación de las ondas P y S; realizar clasificaciones empíricas del macizo, GSI (Índice de Resistencia Geológica) y de Bieniawski RMR (Calificación de la Masa de Roca), para determinar el sistema de explotación y sostenimiento (p.7).

Es claro que la prioridad de esta investigación es la explotación del yacimiento en mención y para ello es necesario el estudio geomecánico del macizo rocoso en que se trabaja, ya que de esta manera se determinarán aspectos importantes como los posibles métodos de explotación y sostenimiento. La utilización de clasificaciones geomecánicas son la relación directa con mi investigación puesto también debo recurrir a estos sistemas para determinar parámetros importantes respecto a la estabilidad del túnel.

1.2.2 Nacionales

QUISPE ARONÉS, Yuling Indira. (2012). Indica que se obtuvo información in situ en cada fase de excavación, determinando la clasificación de la masa rocosa de acuerdo al sistema Q de Barton, la cual permite valorar el sostenimiento que garantice la estabilidad del túnel. De esta manera concluye con la finalidad de que mostrar la

conducta del macizo rocoso blando en el túnel con la utilización de uno de los sistemas de clasificación de rocas más usados en excavación de túneles “Q de Barton”, permitió detectar las diferencias del sostenimiento realmente necesario, respecto al sostenimiento previamente propuesto.

El sistema de clasificación Q de Barton es uno de los sistemas de clasificación de rocas más importante dentro de la aplicación de la geomecánica sobre taludes, este tipo de clasificación es un ejemplo para la evaluación de la inestabilidad y el sostenimiento de una excavación, acciones similares que se llevarán a cabo en mi objeto de investigación, mina Santa Clotilde 7.

CÓRDOVA ROJAS, Néstor David (2008). Consideró establecer los aspectos fundamentales y la metodología de aplicación de la geomecánica en el minado subterráneo de la Mina Condestable. Se entiende que el interés del autor era asegurar condiciones adecuadas de estabilidad para la mina, así como establecer opciones convenientes de minado para garantizar la estabilidad. Es por las razones mencionadas que he citado a este autor, puesto que su investigación me sirve no solo como antecedente, sino como una secuencia de pasos que voy a realizar para el proyecto minero Santa Clotilde 7, la cual necesita un control de estabilidad en sus excavaciones.

BUSTAMANTE MURILLO, Aquilino. (2008). Nos dice que, al evaluar los objetivos del autor, se concluye que él pretendió lograr una producción eficaz y eficiente en las operaciones de la mina, teniendo en cuenta el bienestar de los trabajadores para lo cual se apoya en el control de las excavaciones y del sostenimiento necesario para las mismas.

PARDO FERRER, Luis Alex. (2014). Nos dice que con estos lineamientos pude concluir que el autor ha realizado un correcto análisis del problema y ha propuesto las soluciones necesarias para conservar la seguridad en la mina, estos parámetros que ha tomado el autor son referenciales para aplicarlos en mi trabajo de investigación, puesto que una de mis prioridades es también conservar la seguridad del trabajador y las instalaciones.

CORIMANYA MAURICIO, José Antonio. (2003). Nos dice que respecto a los objetivos de la tesis del autor pude argumentar que la aplicación de un estudio geomecánico es de vital importancia en la industria minera y sobre todo en excavaciones subterráneas, puesto que con este tipo de estudio se podrá controlar la estabilidad de los taludes y esto conllevará a una reducción de accidentes fatales. La finalidad del autor se relaciona directamente con esta investigación, puesto que es necesario proteger la integridad de los colaboradores y materiales de la Mina Santa Clotilde 7.

1.2.3 Locales

Como antecedente local se menciona al PEOT que se extiende en los departamentos de Lambayeque, Cajamarca y Piura. Este Túnel tiene una longitud de 22 km aproximadamente; y se comenzó la excavación por el frente de oriente utilizando el método convencional de perforación y voladura, el cual empieza en el distrito de San Felipe, Cajamarca y termina en el distrito de Salas, Lambayeque; considerando este punto como el frente de occidente, el cual se excavó utilizando la maquina TMB (parr.2).

En este proyecto se presentaron diferentes situaciones de inestabilidad en la excavación, las cuales se relacionan con este proyecto.

Según VASQUEZ OJEDA, Marco Antonio. (2016). Nos dice que en esta tesis se determinó los potenciales peligros existentes en el área de Perforación y Voladura, y las consecuencias a partir de la calidad de roca y/o la falta de responsabilidad en cuanto a la seguridad. Se reconoció que el estallido de roca es un acontecimiento peligroso importante y por ello es necesario tomar en cuenta estudios geomecánicos del tipo de roca para prevenir este tipo de acontecimientos importantes. Esta metodología es la que se aplicó para prevenir los eventos no deseados en la Mina Santa Clotilde 7.

Respecto a la ocurrencia de estallido de roca en el proceso de excavación se señala a la INSTRUCCIÓN N° PEOT – OCC – 004 de OBRAS DE TRASVASE DEL PROYECTO OLMOS, que menciona:

En relación a la Nota Técnica N° 1831/2010 que contiene un inventario de los estallidos en roca ocurridos desde el 05 de diciembre 2007 progresiva 14+497 hasta el 31 de enero 2010 progresiva 7+871.10, CSO manifiesta que: Se observa que en la clasificación utilizada no se hace referencia a ninguna clasificación reconocida internacionalmente, siendo por lo tanto una clasificación subjetiva, que no tiene sustento técnico. Además, los estallidos ocurridos hasta la fecha, están previstos en el perfil geológico XT-VII-01-02, que forma parte del Expediente Técnico.

Respecto al mismo factor de estallido de roca, en la INSTRUCCIÓN N°: PEOT – OCC - 055/2011 de OBRAS DE TRASVASE DEL PROYECTO OLMOS, se menciona que: se registró un accidente en el frente de sostenimiento TBM producto de un estallido de roca de intensidad media donde se vieron afectadas los trabajadores Pedro Cruz Vilca y Tafun Colonio Alfredo, ante lo sucedido se procedió a realizar el informe del Accidente incapacitante y el procedimiento de seguridad con las medidas correctivas a ser aplicadas.

A partir de estos antecedentes se puede deducir que ante la inapropiada clasificación geomecánica utilizada, no se pudo identificar de manera correcta la condición y clase de roca que se presenta en avance de la labor, por lo que posteriormente causo accidentes incapacitantes que se pudieron prevenir. Este es un registro que muestra la importancia de la clasificación geomecánica para poder realizar una excavación subterránea y/o superficial.

1.3 Teorías relacionadas al tema

1.3.1 Teorías relacionadas a la geomecánica

1.3.1.1 Clasificaciones geomecánicas

Según González de Vallejo, L. (1998). Menciona que las clasificaciones geomecánicas es uno de los métodos de la ingeniería geológica que permite estimar el comportamiento geomecánico de los macizos rocosos, y de aquí valorar los parámetros geotécnicos del diseño y el sistema de sostenimiento de una excavación subterránea". (p. 25).

1.3.1.2 Clasificación RMR – ROCK MASS RAITING

La clasificación RMR – Rock Mass Raiting (Calificación del Macizo Rocoso) fue propuesta por Bieniawski inicialmente en 1973 y luego tuvo actualizaciones en los años 1976 y 1989.

Según González de Vallejo, L. (1998). En su libro "Las Clasificaciones Geomecánicas para Túneles. Ingeotuneles". Precisa que: "La clasificación RMR es un procedimiento de clasificación del macizo rocoso que permite a su vez relacionar indicadores de calidad con parámetros de diseño y de sostenimiento".

1.3.1.3 Clasificación RQD – ROCK QUALITY DESIGNATION

La clasificación RQD – Rock Quality Designation (Índice de Calidad de la Roca) es un sistema que fue propuesto por Deere en 1964.

Según el OSINERGMIN (2017). En la guía de los criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas nos dice que, el RQD es uno de los métodos más utilizados para clasificar la competencia del macizo rocoso, y asigna un porcentaje de calificación del macizo rocoso, donde: 100% es el macizo más competente y 0% el menos competente (condición de suelo)".

En esta tesis se ha estimado el RQD mediante el mapeo geomecánico realizado por línea de detalle la cual reconoce las discontinuidades expuestas en los hastiales de rocas, afloramientos superficiales o labores subterráneas. Es necesario señalar que se utilizó la relación propuesta por Priest y Hudson en el año 1976 la cual estima la calidad de las rocas a partir de la frecuencia de discontinuidades por metro lineal.

1.3.1.4 Clasificación GSI – ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICO

El sistema de Clasificación GSI – Índice de Resistencia Geológico (Indicador de la resistencia geológica), fue propuesto por Hoek en 1994 con la finalidad de relacionar el criterio de rotura con un índice que tenga en cuenta las observaciones geológicas hechas en campo. Este índice tuvo diferentes modificaciones para su uso en diferentes tipos de macizos rocosos.

En esta investigación se utilizó la versión del GSI propuesta por Evert Hoek y Paul Marinos en el 2001 que según el OSINERGMIN (2017). Dice que, el indicador de resistencia geológica (GSI) es un índice de clasificación de macizos rocosos que

valora al macizo rocoso de acuerdo a dos criterios: estructura geológica y condición de la superficie de las juntas.

1.3.2 Teorías relacionadas a la inestabilidad en excavaciones subterráneas

1.3.2.1 Criterios de rotura

Según GONZALES DE VALLEJO, Luis I (2002). El autor menciona en su libro de ingeniería geológica los dos criterios comúnmente utilizados para estimar la resistencia de la matriz isótropa, estos criterios serán utilizados para definir los factores de resistencia del tipo de roca que presenta la Mina santa Clotilde 7.

1.3.2.2 Criterio de MOHR - COULOMB

Según GONZALES DE VALLEJO, Luis I (2002). En su libro “Ingeniería Geológica”, indica que:

"El Criterio de Mohr - Coulomb manifiesta la resistencia al corte a lo largo de un plano en un estado triaxial de tensiones, obteniéndose la relación entre los esfuerzos normal y tangencial actuantes en el momento de la rotura mediante la expresión matemática:

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

Donde:

τ y σ son las tensiones tangencial y normal sobre el plano de rotura.

c y ϕ son la cohesión y ángulo de rozamiento de la matriz rocosa.

El criterio puede expresarse igualmente en función de los esfuerzos principales σ_1 y σ_3 .

$$\sigma_1 = \frac{2c + \sigma_3 [\sin 2\theta + \tan \phi (1 - \cos 2\theta)]}{\sin 2\theta + \tan \phi (1 + \cos 2\theta)}$$

Permitiendo obtener la resistencia en cualquier plano definido por θ .

Para el plano crítico de rotura, $\theta = 45^\circ + \phi / 2$, la expresión anterior tomará la forma:

$$\sigma_1 = \frac{2c \cos \phi + \sigma_3 (1 + \sin \phi)}{(1 - \sin \phi)}$$

Si se da la condición $\sigma_3 = 0$, σ_1 será la resistencia a compresión simple de la roca:

$$\sigma_1 = \sigma_c = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi}$$

El criterio también proporciona el valor de la resistencia a tracción:

$$\sigma_t = \frac{2c \cos \phi}{1 + \sin \phi}$$

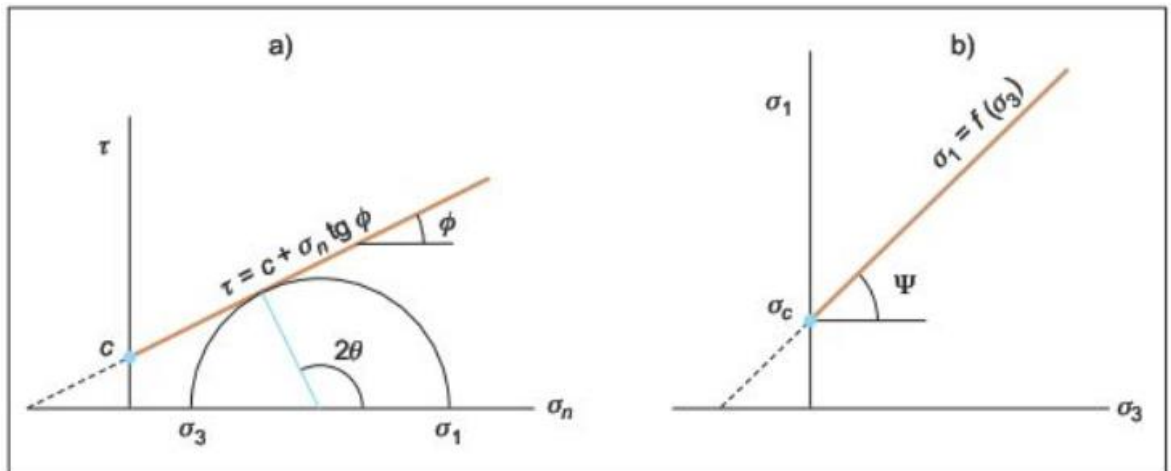


Figura 1. Envolturas de Mohr - Coulomb en términos de esfuerzos tangenciales y normales a. y esfuerzos principales b. Para un estado tensional situado por debajo de las rectas o envolturas no se producirá la rotura.

Fuente: GONZALES DE VALLEJO, Luis I. “Ingeniería Geológica”.

El criterio de Mohr-Coulomb indica que se tiene lugar a una fractura por corte al obtenerse la resistencia de pico del material. La gran virtud de este criterio es su sencillez. Sin embargo, muestra inconvenientes debido a que:

- Las envolturas de la resistencia en roca no son lineales; se ha verificado experimentalmente que la resistencia de las rocas es menor con el incremento de la presión normal de confinamiento que lo obtenido al considerar una ley lineal, lo que puede implicar errores al considerar los esfuerzos actuantes, sobre todo en zonas bajos esfuerzos confinantes.
- La dirección del plano de la fractura según este criterio no siempre se relaciona con los resultados experimentales.
- El criterio sobrevalora la resistencia a la tracción.

No obstante, si utiliza este criterio lineal de rotura para evaluar la resistencia de la matriz rocosa, se pueden adoptar las siguientes recomendaciones:

- Suponer que el valor de la cohesión es un valor cercano al 10% de la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa.
- Adoptar un valor del ángulo de rozamiento interno según el nivel de tensiones con el que trabaja, recolectado de ensayos específicos o de tablas.". (p. 160 - 161)

1.3.2.3 Criterio de HOEK Y BROWN

Según GONZALES DE VALLEJO, Luis I (2002). En su libro "Ingeniería Geológica", indica que:

"Para valuar la resistencia de la matriz rocosa es más conveniente un criterio no lineal, donde la representación gráfica de la rotura es una curva de tipo cóncavo.

Lo planteado por Hoek y Brown (1980) es un criterio empírico de rotura no lineal válido para medir la resistencia de la matriz rocosa isótropa en condiciones triaxiales:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m_i \sigma_{ci} \sigma_3 + \sigma_{ci}^2}$$

donde σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayor y menor en rotura, σ_{ci} es la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa y m_i es una constante que depende de las propiedades de la matriz rocosa.

El valor de σ_{ci} debe ser establecido en ensayos de laboratorio o, en su defecto, a partir del ensayo PLT (Carga puntual). Puede también estimarse a partir de la (Tabla 1). El factor m_i puede encontrarse en la bibliografía cuando no sea posible obtenerlo a partir de ensayos triaxiales en la roca. La (Tabla 2) incluye valores máximos de m_i para distintas litologías.

Mediante la ecuación anterior puede dibujar la envolvente para la rotura (Figura 2). La (Figura 3) muestra las relaciones entre los esfuerzos normalizados σ_1 y σ_3 para matriz rocosa.

El criterio expresado adimensionalmente, en términos de esfuerzos normalizados con respecto a tiene la forma:

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_{ci}} = \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + \sqrt{m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + 1}$$

La resistencia de la roca a compresión simple viene dada por la expresión anterior sustituyendo $\sigma_3 = 0$, y la resistencia a tracción se obtiene resolviendo para $\sigma_1 = 0$ y $\sigma_3 = \sigma_t$:

$$\sigma_t = \frac{1}{2} \sigma_{ci} \left(m_i - \sqrt{m_i^2 + 4} \right)$$

La expresión del criterio de rotura en función de los esfuerzos tangenciales y normales es:

$$\tau = A \sigma_{ci} \left(\frac{\sigma_n - \sigma_t}{\sigma_{ci}} \right)^B$$

Donde σ_t es la resistencia a tracción y A, B son constantes dependientes del valor de m_i ."

Clase	Descripción	Identificación de campo	Aproximación al rango de resistencia a compresión simple (MPa)
S_1	Arcilla muy blanda	El puño penetra fácilmente varios cm.	< 0,025
S_2	Arcilla débil	El dedo penetra fácilmente varios cm.	0,025-0,05
S_3	Arcilla firme	Se necesita una pequeña presión para hincar el dedo.	0,05-0,1
S_4	Arcilla rígida	Se necesita una fuerte presión para hincar el dedo.	0,1-0,25
S_5	Arcilla muy rígida	Con cierta presión puede marcarse con la uña.	0,25-0,5
S_6	Arcilla dura	Se marca con dificultad al presionar con la uña.	> 0,5
R_0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña.	0,25-1,0
R_1	Roca muy blanda	La roca se desmenuza al golpear con la punta del martillo. Con una navaja se talla fácilmente.	1,0-5,0
R_2	Roca blanda	Se talla con dificultad con una navaja. Al golpear con la punta del martillo se producen pequeñas marcas.	5,0-25
R_3	Roca moderadamente dura	No puede tallarse con la navaja. Puede fracturarse con un golpe fuerte del martillo.	25-50
R_4	Roca dura	Se requiere más de un golpe con el martillo para fracturarla.	50-100
R_5	Roca muy dura	Se requieren muchos golpes con el martillo para fracturarla.	100-250
R_6	Roca extremadamente dura	Al golpearlo con el martillo sólo saltan esquirlas.	> 250

Tabla 1. Valorización aproximada y clasificación de la resistencia a compresión simple de suelos y rocas a partir de índices de campo.

Tipo de roca y valor de la constante m_i				
Sedimentarias clásticas	Conglomerado	(22)	Lutita	4
	Arenisca	19	Grauvaca	(18)
	Limolita	9		
Sedimentarias no clásticas	Caliza margosa	7	Caliza micrítica	8
	Brecha caliza	(20)	Yeso	16
	Caliza esparítica	(10)	Anhidrita	13
Metamórficas	Mármol	9	Gneiss (*)	33
	Cuarcita	24	Esquisto (*)	4-8
	Migmatita	(30)	Filita (*)	(10)
	Anfibolita	25-31	Pizarra (*)	9
	Milonita	(6)		
Ígneas	Granito	33	Dionita	(28)
	Riolita	(16)	Andesita	19
	Granodiorita	(30)	Gabro	27
	Dacita	(17)	Basalto	(17)
Ígneas extrusivas piroclásticas	Aglomerado	(20)	Toba	(15)
	Brecha	(18)		

Tabla 2. Valores de la constante m_i para la matriz rocosa.

Fuente: GONZALES DE VALLEJO, Luis I. "Ingeniería Geológica".

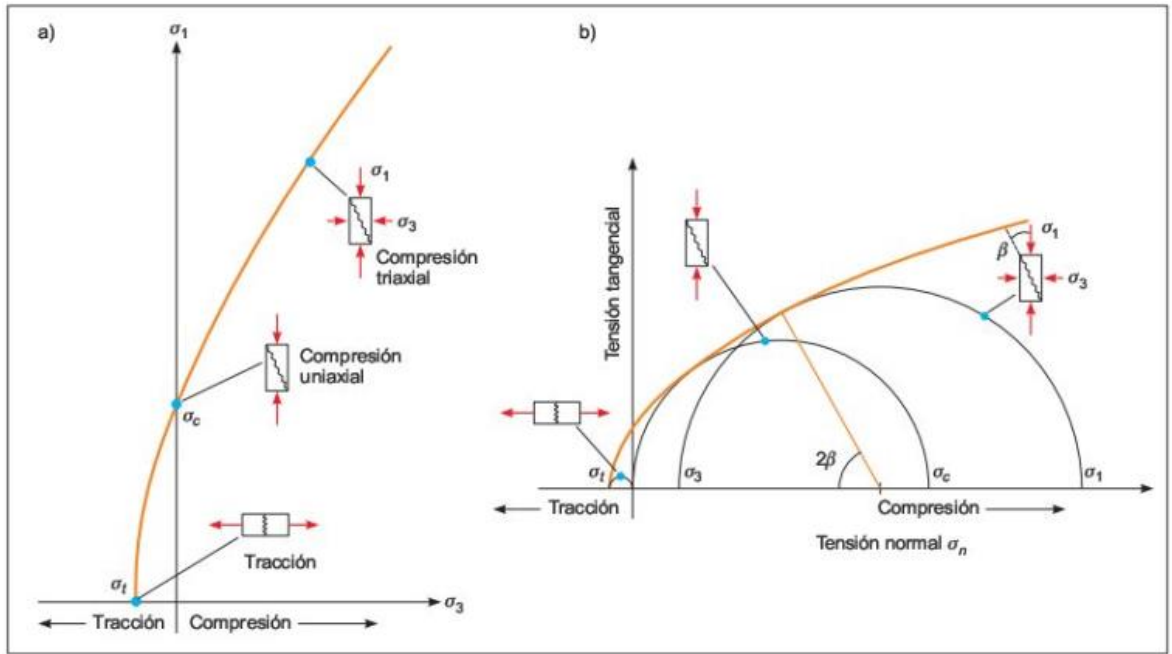


Figura 2. Envolturas de rotura del criterio de Hoek y Brown de acuerdo a los esfuerzos principales. a. y de los esfuerzos normal y tangencial. b. Representación de las diferentes condiciones de esfuerzo para rotura de la matriz rocosa.

Fuente: GONZALES DE VALLEJO, Luis I. "Ingeniería Geológica".

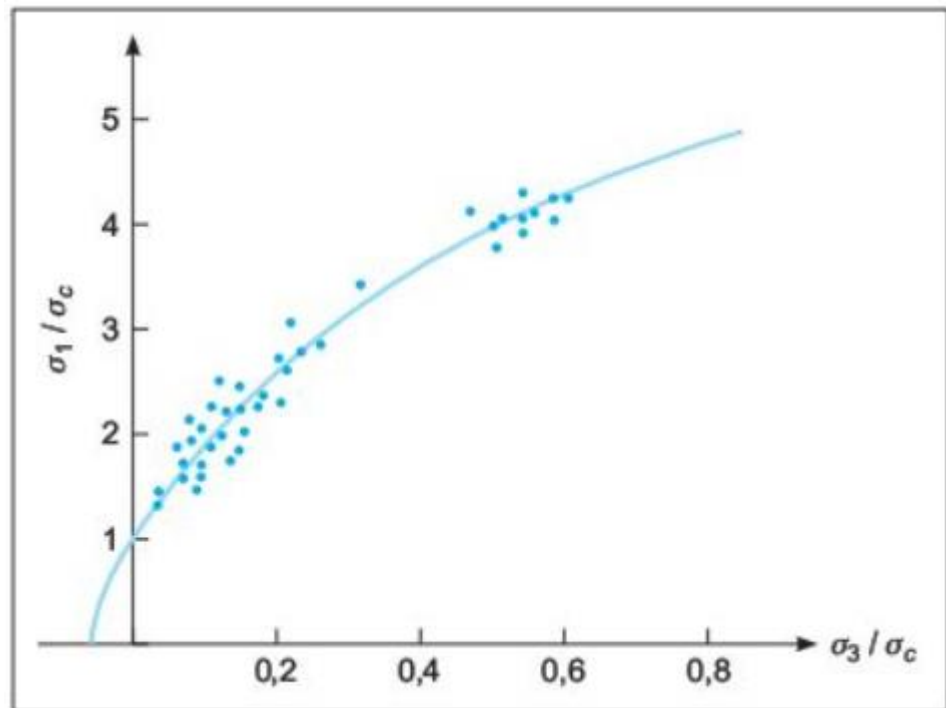


Figura 3. Representación de la envoltura de la resistencia de pico de la matriz rocosa en términos de esfuerzos normalizados.

Fuente: GONZALES DE VALLEJO, Luis I. "Ingeniería Geológica".

1.3.3 Teorías genéricas

Para desarrollar este proyecto de investigación se necesitó describir definiciones básicas que servirán para entender los propósitos y consideraciones que se presentarán en esta investigación.

Según ALEJANO MONGE, Leandro. (2004). Define la roca intacta como una parte (trozo, bloque, probeta) de roca que no presenta discontinuidades visibles” (p.1).

En la naturaleza los elementos rocosos se presentan muy frecuentemente definidos por distintos caracteres geológicos estructurales y discontinuidades de diferentes orígenes geológicos, como la estratificación, esquistosidad, pliegues, fallas, y juntas o diaclasas. El grupo de estas discontinuidades que se presentan en la roca se le denomina estructura del macizo rocoso.

Según RAMÍREZ OYANGUREN, Pedro. (2004). Nos dice que los macizos rocosos, son el principal objeto de estudio y material de trabajo en mecánica de rocas, ya que presentan una serie de bloques o elementos de roca intacta y una estructura formada por variadas discontinuidades (familias) y otras condiciones estructurales. Su naturaleza y comportamiento dependerá, de la roca y las discontinuidades, influyendo más unas u otras en función de las características del macizo y las propiedades, situación y volumen de las obras que se realicen en ellos.

La definición usualmente aceptada de mecánica de rocas planteada en 1974 por el comité americano de esta disciplina es:

La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que investiga el comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos. Es entonces la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno.

De esta manera, la mecánica de rocas es la disciplina básica para la minería y la ingeniería civil, ya que el hecho de realizar excavaciones modifica y altera los campos de fuerza en el entorno físico de las rocas. El problema ingenieril del diseño estructural de excavaciones, ya sean subterráneas o a cielo abierto, que trata de

resolver la mecánica de rocas es la predicción del comportamiento mecánico del macizo rocoso en una determinada obra o explotación sujeta a las cargas que se le apliquen a lo largo de toda su vida operativa.

El objetivo principal de las explotaciones con sostenimiento es evitar los desplazamientos de la roca al nivel elástico, por lo que se acumulará energía de deformación en el sostenimiento ya sea natural o artificial, debiéndose asegurar que no se produzca liberación inestable de energía (rotura del sostenimiento).

1.3.3.1 Normativa técnica:

En esta tesis se toma en cuenta los criterios geomecánicos propuestos por el OSINERGMIN (2017). En la guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterránea, donde se señala que:

"El sistema de explotación utilizado debe reunir y cumplir con las características esenciales de seguridad, recuperación de mineral, retorno de capital, medio ambiental y responsabilidad social.

Los criterios geomecánicos que se usan en el desarrollo de un proyecto minero son los que se mencionan a continuación:

Criterios geomecánicos para el diseño:

- Uso de la excavación minera
- Factor de seguridad y/o probabilidad de falla.
- Área de influencia
- Normas técnicas aplicables

Criterios geomecánicos durante la construcción y operación

- Estándares constructivos
- Especificaciones técnicas
- Técnicas de construcción y explotación.
- Mapeo, instrumentación y monitoreo".

Para el análisis de cuñas en esta investigación se tomará en cuenta el factor de seguridad (FS) que según la guía antes citada es una evaluación determinística de la conexión entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes(demanda)".

El factor de seguridad de una estructura se define como:

$$FS = \frac{C}{D}$$

Donde:

FS = Factor de Seguridad

C = Capacidad de soporte de carga del sistema

D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema

Existen tres posibles escenarios.

- Cuando $C > D$, luego $C/D > F > 1$ el sistema es estable.
- Cuando $C < D$, luego $C/D < F < 1$ el sistema es inestable.
- Cuando $C = D$, luego $C/D > F = 1$ el sistema está en equilibrio límite.

El valor de FS normalmente consiste en colocar un valor prescrito mínimo de aceptación del diseño basado principalmente en la experiencia. Los valores de FS considerados como mínimos se muestran en la siguiente tabla:

Plazo	Rangos de FS
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3-1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1-1.3

Nota: se considera: CP<3 meses, 3 meses<MP<1año y LP>1 año

Tabla 3. FS recomendados según plazo de estabilidad

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. OSINERGMIN (2017).

Estos criterios técnicos son los recomendados para poder desarrollar un sistema de explotación eficiente y seguro, a partir del control geomecánico que se debe realizar. En esta tesis se siguió las recomendaciones establecidas por el OSINERGMIN para poder contribuir con el desarrollo del ciclo de explotación en Mina Santa Clotilde 7.

Es necesario mencionar la aportación de la COMPAÑÍA PERUANA DE USO MINERO ECOLÓGICO Y TÉCNICO (2006). En la "CAPACITACIÓN PARA TRABAJADORES MINEROS CERRO RICO-BASE REY". Donde menciona que:

Se menciona en esta cita que la estabilidad en excavaciones subterráneas se logra utilizando diferentes métodos, pero que se debe analizar el adecuado respecto a las condiciones de la excavación para aumentar el factor de seguridad necesario.

1.3.3.2 Normativa de ensayos de laboratorio de suelos y rocas

Las propiedades mecánicas que se pueden obtener en los experimentos de mecánica de rocas son: Resistencia a la compresión simple, resistencia a la tracción, resistencia al corte, resistencia a prueba triaxial; la determinación de propiedades elásticas como: el módulo de elasticidad, relación de Poisson; y los ensayos para determinar las propiedades físicas de la roca como la densidad, peso unitario, humedad, porosidad, absorción etc., todas estas están en su totalidad estandarizadas por las normas emitidas por la American Society for Testing and Materials (ASTM) o por aquellas propuestas por la International Society for Rock Mechanics (ISRM).

La American Society for Testing and Materials (ASTM) indica que:

El desarrollo de los ensayos de laboratorio y de campo deben ser estandarizados, así como también los materiales que se utilizan en los proyectos mineros, con el propósito de afirmar que sus comportamientos estén de acuerdo a los estándares de calidad planteados en los estudios, para las actividades de la industria minera (p. 1).

Esta normativa señala que los ensayos de laboratorio y de campo deben ser los más confiables posible, puesto que, a nivel de competitividad y certeza en los resultados, es mejor realizar un trabajo de calidad. En esta tesis se utilizó las normas ASTM D5731 – 95 para carga puntual y ASTM D5873 – 05 para el experimento de resistencia a la compresión uniaxial con esclerómetro.

1.3.3.3 Normativa legal:

DECRETO SUPREMO N.º 006-2014-TR, LEY N.º 29783 y su modificatoria la LEY N.º 30222, “LEY DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO” (2016), señala que:

Se debe impulsar una cultura de prevención de riesgos en el trabajo, sobre la base de la observancia como deber de prevención de los empleadores, el rol de los entes fiscalizadores, control del Estado y la cooperación de los trabajadores y sus organizaciones sindicales (p. 1).

La ley de SST es una ley que fue creada con la finalidad de reducir o mitigar los eventos no deseadas en las labores de los trabajadores de diferentes rubros, por ello la comunicación y la capacitación a los trabajadores es de vital importancia, además de la función de los fiscalizadores y el control por parte del estado.

1.3.3.4 Normativa de seguridad y salud ocupacional:

De acuerdo con el DECRETO SUPREMO N°023-2017, RSSOM en el CAPÍTULO 1, ARTÍCULO 33 (2017) expresa que:

Para el desarrollo de toda actividad minera se debe tener estudios y actualizaciones de la geología, estabilidad de taludes, geomecánica, geotecnia, sostenimiento, hidrología, hidrogeología, parámetros de diseño, técnicas de explosivos y voladuras, transporte; botaderos, ventilación y relleno, entre otros, según corresponda.

Este reglamento hace mención a los estudios y condiciones necesarios con las que debe contar un proyecto minero; la geomecánica y la estabilidad de taludes se señalan como factores importantes para realizar de manera sostenible la actividad minera. Estos aspectos son tomados en cuenta en esta tesis para contribuir a realizar un óptimo proceso de explotación en la Mina Santa Clotilde 7.

1.3.3.5 Normativa ambiental:

De acuerdo con el DS N.º 022-2002-EM, Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad MINERO – METALÚRGICA en el Capítulo II, Artículo 10 (2002) afirma que:

El PAMA (Programas de Adecuación y Manejo Ambiental) de las actividades de exploración y/o explotación en las operaciones de minado subterráneo y a cielo abierto deben identificar y contemplar el tratamiento de:

1. Emisiones de partículas, gases y ruido (de voladura, de equipo diésel, etc.).
2. Calidad y flujo de aguas superficiales y subterráneas por descarga de aguas contaminadas (nitratos, metales pesados, acidez, etc.).
3. Alteración de acuíferos.

4. Estabilidad de los taludes.
5. Fracturas e inestabilidad del suelo.
6. Remoción del suelo y de la vegetación.
7. Disposición adecuada de materiales no utilizables.
8. Interrupción de otros usos del suelo y áreas pobladas aledañas durante las actividades mineras; y,
9. Otros que pudieran afectar la propiedad y el ecosistema.

El reglamento menciona que los PAMA deben contemplar la estabilidad de los taludes para poder no reducir el impacto ocasionado por la minería en el medio ambiente. En este proyecto lo que se busca es controlar la estabilidad de excavaciones subterráneas para prevenir un impacto negativo en el ambiente donde se ubica la Mina Santa Clotilde 7.

1.3.3.6 Normativa de gestión de riesgos

Mediante la disposición de LA COMISIÓN PERMANENTE DEL CONGRESO DE LA REPUBLICA presentó la Ley N° 29664 “Ley del Sistema Nacional de Gestión del Riesgo de Desastres” (2011), establece que:

Es un sistema que tiene como finalidad identificar y reducir los riesgos asociados a peligros o minimizar sus efectos, así como mitigar la generación de nuevos riesgos y preparación y atención ante situaciones de desastres.

1.4 Formulación del problema:

¿Cómo controlar la inestabilidad de las excavaciones subterráneas mediante la aplicación de la geomecánica?

1.5 Justificación del estudio:

La falta de control en la estabilidad de taludes es uno de los inconvenientes más importantes que tiene la mina Santa Clotilde 7. La presente tesis tiene como finalidad

asegurar la estabilidad general de las excavaciones subterráneas de la mina en mención, para lo cual me apoyo como base científica en la geomecánica que comprende como disciplinas a la mecánica de rocas y la mecánica de suelos.

Esta investigación se desarrollará con la finalidad de minorar el número y frecuencia de caída de rocas y de esta manera prevenir o minimizar los posibles daños a las personas y a los equipos durante el desarrollo de las operaciones mineras.

Además, se podrá determinar las clases y sistemas de sostenimiento a aplicarse de acuerdo con el tiempo de auto soporte de las excavaciones, así se podrá conservar la estabilidad de las excavaciones. De este modo se mitigará el impacto ambiental que podría ocasionar la sobre explotación de los recursos minerales o en caso extremos el derrumbe de las excavaciones subterráneas.

Un estudio de esta magnitud impactará favorablemente sobre la economía de la empresa, de los trabajadores y del estado, el impacto se cuantifica a continuación con los ejemplos:

- Reducir los costos de rehabilitación de áreas inestables.
- Ahorro por la no interrupción de la producción de zonas inestables.
- Ganancia en la producción por la dedicación del personal a esta tarea en lugar de dedicarse a la rehabilitación de áreas inestables.
- Mayor recuperación del mineral por adecuados diseños geomecánicos.
- Reducir los costos por el minado masivo de grandes aberturas.
- Otros.

1.6 Hipótesis

Si se realiza la aplicación de un estudio geomecánico entonces se controlará las condiciones de inestabilidad del macizo rocoso en la Mina Santa Clotilde 7.

1.7 Objetivos:

1.7.1 Objetivo general

- Controlar la inestabilidad de las excavaciones subterráneas mediante la aplicación de la geomecánica en la mina santa Clotilde 7. Teniendo en cuenta la normativa vigente.

1.7.2 Objetivos específicos

- Precisar la ubicación y la geología del yacimiento.
- Estimar los factores de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.
- Efectuar la clasificación geomecánica de las excavaciones subterráneas, utilizando el sistema de clasificación RMR₈₉ según Bieniawski.
- Ejecutar Análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad y generar propuestas de sostenimiento.

II. MÉTODO

2.1 Diseño de investigación

Al ser esta una investigación que va a obtener resultados verdaderos a partir de la toma de datos geomecánicos in situ y la recopilación de muestras (testigos) para su posterior procesamiento en laboratorio; se considerará una investigación de diseño experimental.

2.2 Operacionalización de Variables

2.2.1 Variables

Definición relacionada a la variable Independiente: “Aplicación de la Geomecánica”. La Australian Geomechanics Society (1994), define a la geomecánica como:

“La aplicación de principios geológicos y de ingeniería al comportamiento de los suelos, del agua subterránea y al uso de estos principios a la ingeniería civil, ingeniería de minas, ingeniería de costas e ingeniería ambiental en el sentido más amplio”.

Se entiende que la geomecánica es la ciencia teórica y aplicada que se encarga del investigar el comportamiento mecánico de la roca y de las fuerzas inducidas como consecuencia de una excavación subterránea, dando una solución más favorable al problema de sostenimiento en las labores mineras.

Definición relacionada a la Variable Dependiente: “Inestabilidad en excavaciones subterráneas”.

Según la COMPAÑÍA PERUANA DE USO MINERO ECOLÓGICO Y TÉCNICO (2006), la inestabilidad de las excavaciones subterráneas: “se da como resultado de diversos factores tales como la presencia de un macizo rocoso malo, mala operación en perforación y voladura y la defectuosa disposición de los elementos de soporte”.

Puedo concluir que la inestabilidad en excavaciones subterráneas se da como respuesta ante los errores del factor humano y también por las mismas condiciones geológicas que presente el macizo rocoso al verse sometido a una excavación que altera su composición natural.

2.2.2 Operacionalización de variables

VARIABLE INDEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES	SUB INDICADOR	ÍNDICE	TÉCNICA DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN	INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN	INSTRUMENTOS DE MEDICIÓN
Aplicación de la Geomecánica	Clasificación Geomecánica	Sistema de Clasificación RMR ₈₉ (Rock Mass Rating – Índice de la Masa Rocosa – Bieniawski) Índice de Resistencia Geológica (Índice de Resistencia Geológico - GSI)	- Resistencia de la roca intacta	- Mpa	- Observación (1)	- Guía de Observación	- Esclerómetro
			- RQD (Rock Quality Designation)	- %	- Observación (2)	- Guía de observación	- Tabla Geomecánica RMR ₈₉
			- Espaciamiento entre discontinuidades	- mm	- Observación (3)	- Guía de Observación	- Tabla de Índice de Resistencia Geológica
			- Estado de las discontinuidades	M, mm			- Tabla De Priest Y Hudson para RQD
			- Presencia de Agua	- Unidad			- Cinta Métrica
			- Corrección por orientación de las discontinuidades	- ° (grados)			- Brújula
	Ensayos de Mecánica de Rocas	CALIDAD	- Factor de Disturbancia - Cohesión - Ángulo de Fricción - Densidad	- Unidad - Mpa - Grados - Kn/m ³	- Observación (2)	- Guía de Observación en Laboratorio - Guía de Observación	- Equipo de Carga Puntual , Esclerómetro y Probeta

VARIABLE DEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES	Sub Indicador	ÍNDICE	TÉCNICA DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN	INST. DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN	INSTRUMENTOS DE MEDICIÓN
Control de la inestabilidad en excavaciones subterráneas	Procesamiento de Datos en Softwares	<ul style="list-style-type: none"> - Roc Data - Dips - Unwedge - Geotable 	- Inestabilidad	<ul style="list-style-type: none"> - Buzamiento y Dirección - Factor de Seguridad - Cohesión, Angulo de Fricción 	- Análisis Documental (1)	- Guía de Análisis Documental.	
	Identificación de zonas inestables	<ul style="list-style-type: none"> - Fallas - Pliegues - Cuñas - Discontinuidades 	- Simulación de Inestabilidad	- Factor de Seguridad			
	Sostenimiento	<ul style="list-style-type: none"> - Cuadros de Madera - Shotcrete - Malla Electrosoldada - Pernos de Anclaje - Cimbras - Gatas Hidráulicas 	<ul style="list-style-type: none"> - Seguridad - Estabilidad del Macizo Rocoso 	- Factor de Seguridad			

Tabla 4. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Fuente: Elaboración Propia

2.3 Población y muestra

2.3.1 Población

Estuvo constituida por la concesión minera Santa Clotilde 7. (ANEXO 1 Y 2).

2.3.2 Muestra

Estuvo constituida por los niveles de explotación 374, 332 y 320, con una profundidad aproximada de 50 m, 35 m y 20 m, y una sección 2m de ancho x 2.30 de alto, 1.80 m de ancho x 2.00 de alto, 1.70 m de ancho x 1.80 m de alto respectivamente; siendo estas las zonas de estudio las cuales se encuentran en la Mina Santa Clotilde 7. (ANEXO 3 y 4. LAMINA 3).

2.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos validez y confiabilidad

2.4.1 Técnicas de recolección de datos

Esta investigación presenta las siguientes técnicas de recolección de datos:

- Observación
- Análisis Documental

2.4.2 Instrumentos de recolección de datos

Se utilizaron los siguientes instrumentos de recolección de datos:

2.4.2.1 Guías de observación

2.4.2.1.1 Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica

Estas guías se utilizan para realizar la investigación sistemática del tipo de roca, estado de alteración y las discontinuidades que perjudican al macizo, tomando datos suficientes del buzamiento y dirección de buzamiento de ellas, para que se haga un análisis estadístico que pueda discriminar qué “familias” de discontinuidades afectan a la roca, y cuál es su orientación preferente. (Ver Anexo 5 RMR₈₉, 6 GSI Y 7 RQD).

2.4.2.1.2 Guía de Observación en Laboratorio.

Esta guía de observación en laboratorio de métodos experimentales se hizo para determinar la resistencia y la deformabilidad de las rocas, con la finalidad de establecer las relaciones entre los esfuerzos y las deformaciones durante el proceso de carga y rotura, los esfuerzos a que está sometida la roca en el momento de la rotura y sus parámetros resistentes. Estos métodos son los ensayos de laboratorio de compresión uniaxial, cargar puntual y cálculo de densidades. (Ver Anexo 8 y 9).

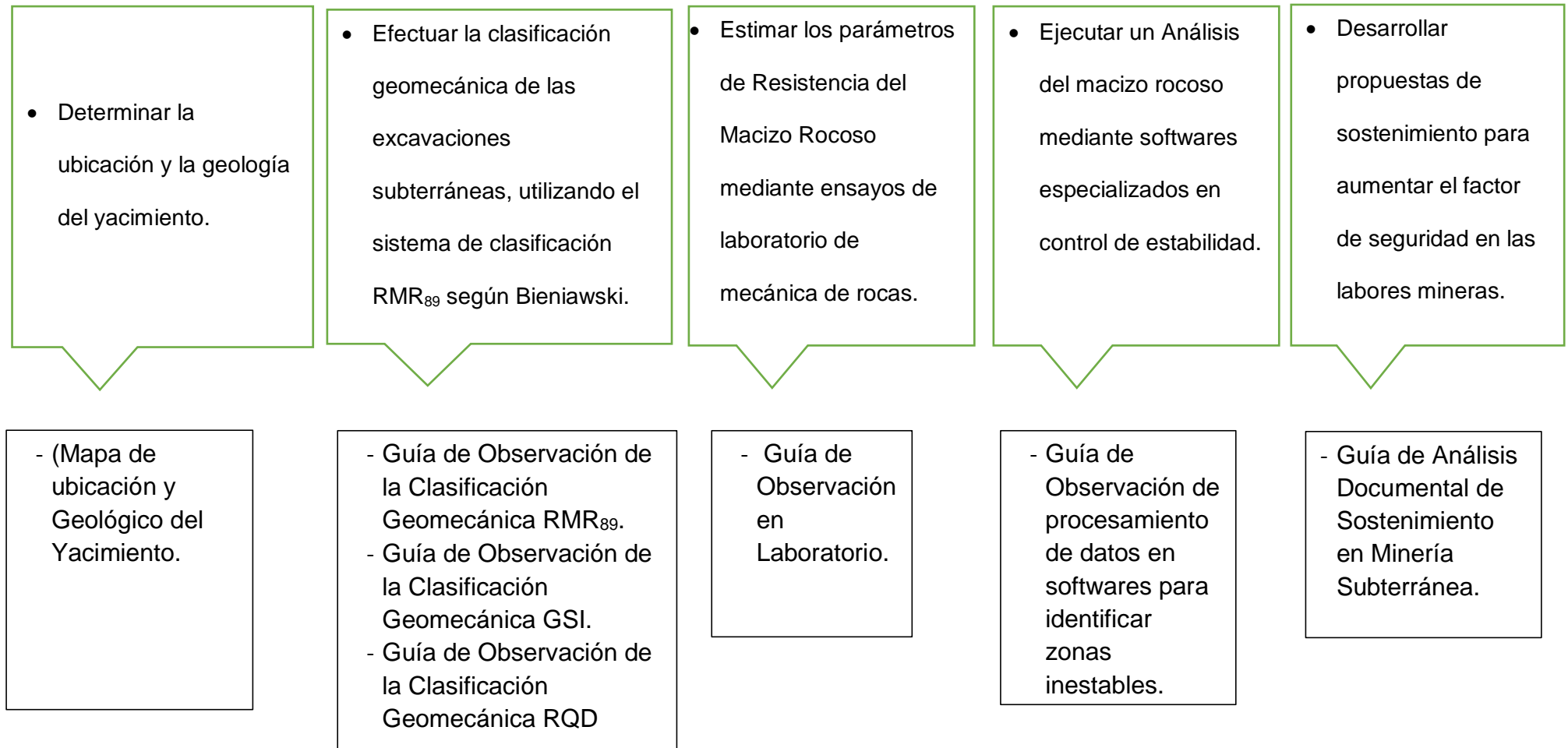
2.4.2.2 Guías de análisis documental

2.4.2.2.1 Guía de Análisis Documental de Sostenimiento en Minería Subterránea. (Ver Anexo 10)-

La siguiente guía de análisis documental se realizó para mencionar y describir la normativa por la cual se rige el procedimiento de sostenimiento en minería subterránea.

2.5 Métodos de análisis de datos

2.5.1 Diagrama de procesos.



2.5.2 Descripción de procesos

2.5.2.1 Determinación de la ubicación y la geología del yacimiento.

La ubicación y la geología del yacimiento se ha determinado mediante la exploración del yacimiento en donde se hicieron actividades de muestreo, cateo y prospección. A partir de las constantes visitas explorativas y el apoyo de la plataforma informativa geológica del INGEMMET – GEOCATMIN, se pudo detallar y corroborar los datos obtenidos en campo.

2.5.2.2 La clasificación geomecánica de las excavaciones subterráneas, utilizando el sistema de clasificación RMR₈₉ según Bieniawski.

La clasificación geomecánica del macizo rocoso en las labores subterráneas y en puntos estratégicos de la mina es necesaria para identificar la calidad y condiciones del material que se presenta en este yacimiento. Se realizó mediante la utilización del formato de Clasificación Geomecánico RMR₈₉ propuesto por Bieniawski, la Clasificación Geomecánica RQD propuesta por Deere, y Índice GSI propuesto por Hoek y Marinos. La utilización de estas clasificaciones se apoyará de la experiencia y el conocimiento en campo para que se pueda realizar una acertada clasificación mediante la observación.

2.5.2.3 Estimación de los parámetros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.

Los ensayos de mecánica de rocas son de vital importancia para esta investigación puesto que mediante estos se conocieron las propiedades de los macizos rocosos que ayudaron a determinar parámetros necesarios para la simulación del sostenimiento mediante softwares especializados en este tipo de trabajos.

El ensayo de compresión uniaxial se realizó mediante la toma de datos de resistencia del macizo rocoso en campo y en laboratorio utilizando el Martillo Schmidt. Y el ensayo de Carga Puntual se efectuó con una probeta de roca sometida a cargas axiales y presiones isotrópicas constantes. Los testigos sometidos a estos

ensayos fueron los recopilados en campo, en las mismas excavaciones subterráneas. La norma que rige estos ensayos son la ASTM D5731 para carga puntual y para el Martillo Schmidt – compresión uniaxial, la norma ASTM D5873

2.5.2.4 Análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad.

Este análisis se desarrolló mediante softwares especializados de geomecánica y geotecnia muy usados en trabajos de control de estabilidad en excavaciones subterráneas y/o a tajo abierto, estos softwares serán los pertenecientes al paquete Rocscience como DIPS, UNWEDGE, ROC DATA, entre otros. A partir del conocimiento de los parámetros estimados con los ensayos de laboratorio como el factor de disturbancia, el ángulo de fricción, y cohesión de las rocas, además de los datos que se consiguen en campo como la orientación en grados de las discontinuidades, se realizó un diagnóstico mediante estos programas para conocer las zonas con mayor convergencia de discontinuidades y que sean potencialmente inestables.

2.5.2.5 Propuestas de sostenimiento para aumentar el factor de seguridad en las labores mineras.

Estas propuestas serán el control más adecuado que se puede recomendar a partir de la investigación y estudios realizados sobre el estado de estabilidad de las labores subterráneas. Se llevarán a cabo también utilizando los softwares anteriormente mencionados que permitieron realizar una simulación del sostenimiento necesario (pernos de anclaje, shotcrete, cimbras, etc.). Estos mecanismos de sostenimiento contribuyeron para que el factor de seguridad aumente y por consecuencia la estabilidad y la seguridad de las excavaciones sean las óptimas.

2.5.3 Normativa

Las normativas que se aplicó en este proyecto de tesis son:

- En esta tesis se toma en cuenta los criterios geomecánicos propuestos por el OSINERGMIN (2017). Indica en la guía de criterios geomecánicos para

excavaciones subterráneas que el método de explotación a ser utilizado debe reunir y cumplir con las características básicas de seguridad, recuperación de mineral, retorno de capital, medio ambiental y responsabilidad social."

- También se considera al RSSOM en el CAPÍTULO 1, ARTÍCULO 33; que indica que para realizar toda actividad minera se deberá contar con estudios y sus respectivas actualizaciones sobre: geología, geomecánica, geotecnia, hidrología, hidrogeología, estabilidad de taludes, parámetros de diseño, técnicas de explosivos y voladuras, transporte; botaderos, sostenimiento, ventilación y relleno, entre otros, según corresponda.
- Esta investigación también se rige por la LEY N.º 29783, LEY DE SST y su modificatoria la LEY N.º 30222, que tiene como objeto promover una cultura de prevención de riesgos laborales en el país, sobre la base de la observancia del deber de prevención de los empleadores, el rol de fiscalización y control del Estado y la participación de los trabajadores y sus organizaciones sindicales.
- En cuanto a la normativa de ensayos de laboratorio la "American Society for Testing and Materials (ASTM)" su fin es estandarizar el método y procedimientos, para la ejecución de los ensayos de laboratorio y de campo.
- Respecto a la parte ambiental se utiliza el Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad MINERO – METALÚRGICA que propone los Programas de Adecuación y Manejo Ambiental de los trabajos de exploración y/o explotación en los ciclos de minado subterráneo y a cielo abierto, en donde se deben reconocer y contemplar el tratamiento de Alteración de acuíferos, Estabilidad de los taludes, entre otros.

2.6 Aspectos éticos

- Este proyecto se realizó teniendo en cuenta la veracidad de la información que se presenta, puesto que para ello se tuvo que llegar al lugar y recopilar los datos necesarios de la misma zona de estudio. Estos datos son reales en su totalidad para que este proyecto sea confiable y veraz.

- Además, respetando la autoría de anteriores investigaciones se citan textos de otros investigadores, pero realizando el reconocimiento respectivo mediante la cita bibliográfica.
- Este proyecto se realiza con la autorización respectiva del dueño de la Mina Santa Clotilde 7, tanto para mencionarlo en esta investigación como también para poder entrar a la mina y recopilar los datos reales.
- Es necesario mencionar la responsabilidad social y ambiental con la que se realizó este proyecto, puesto que una investigación de esta magnitud se hizo para contribuir con un proceso de minería sostenible y sustentable, teniendo en cuenta la protección del recurso humano y los recursos ambientales.

III. RESULTADOS

3.1. Ubicación y geología del proyecto

3.1.1. Ubicación del proyecto de mina

El área del proyecto de explotación minera "Santa Clotilde 7", se ubica aproximadamente a 46 Km de la provincia de Chiclayo Distrito de CHONGOYAPE/PATAPO Sector Garraspiña, Departamento de Lambayeque. Ver (LAMINA 1).

VÉRTICE	ESTE	NORTE
V1	665,745.26	9,257,635.92
V2	665,745.26	9,256,635.92
V3	664,745.28	9,256,635.91
V4	664,745.28	9,257,635.90

Tabla 5. Ubicación en Coordenadas UTM (WGS 84) de la Concesión Minera Santa Clotilde 7.

Fuente: INGEMMET

3.1.2. Accesibilidad

Para el acceso a la Mina "Santa Clotilde 7", se dispone de una trocha que parte del km 46 de la carretera Chiclayo – Chongoyape, de aproximadamente 5km con dirección Nor - Este hasta el área del proyecto.

DESDE	HASTA	DISTANCIA	TIPO DE CARRETERA
Lima	Chiclayo	726 km	Panamericana Norte - Asfaltada
Chiclayo	Sector Garraspiña	46 km	Carretera Afirmada
Sector Garraspiña	Área del Proyecto	5 km	Trocha Carrozable

Tabla 6. Acceso a Mina Santa Clotilde 7

Fuente: Elaboración Propia



Figura 4. Vista Satelital del acceso a la Concesión.

Fuente: Google Earth

3.1.3. Topografía

El área del proyecto muestra una topografía con variaciones que va desde los paisajes costeros caracterizados por una morfología suave a plana de pequeñas colinas y pampas hasta una topografía moderada en las estribaciones y región cordillerana. Así mismo con modificaciones por la geodinámica externa (Ver LAMINA 3 y 4).

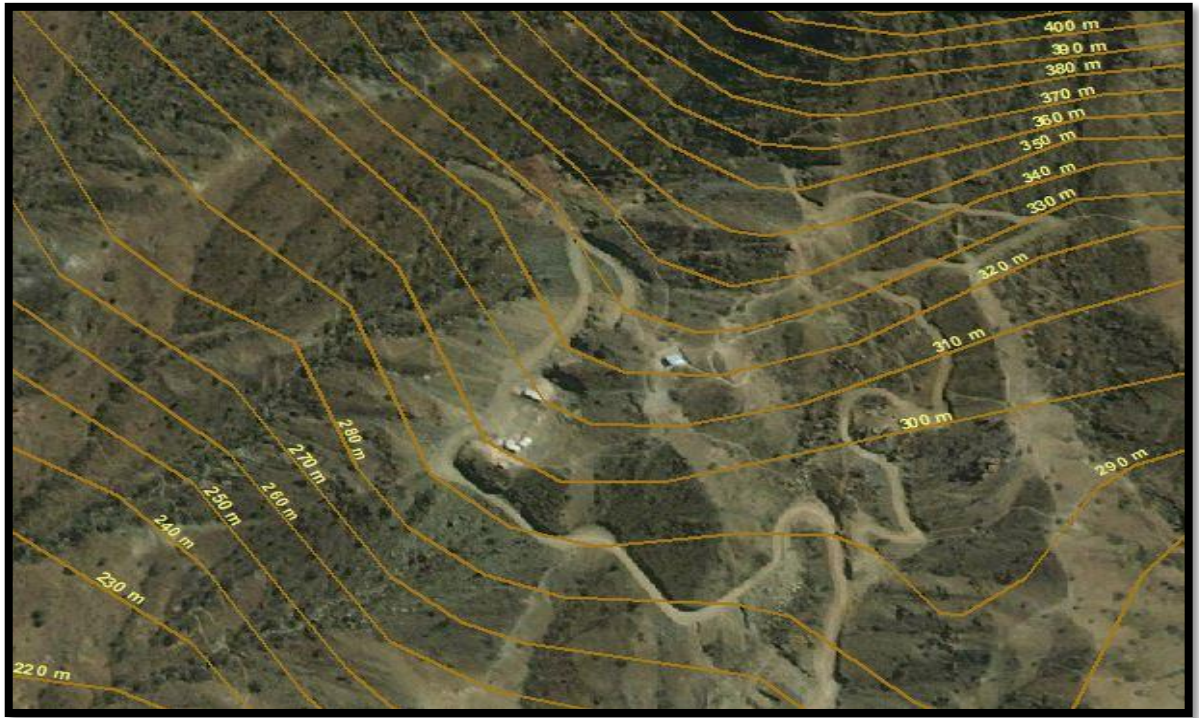


Figura 5. Curvas de Nivel sobre la vista satelital de la Concesión Minera

Fuente: Elaboración Propia

3.1.4. Geología general

Se describen los aspectos geológicos más importantes comprendidos en el área del Proyecto.

De acuerdo a la geología, en el zona de estudio se encuentra las formaciones constituidas por las calizas de la formación La Leche en la franja costanera y derrames piroclásticos, andesíticos y dacíticos de la formación Oyotún cuya edad es del Jurásico superior.

Durante el Neoconiano - Aptiano se depositan lutitas, areniscas y algunas calizas, pertenecientes a la formación Goyllarisquizga.

El levantamiento del Cretáceo terminal dio origen a la formación de los depósitos continentales, antes mencionados.

En cuanto a las rocas intrusivas que ocurren en plutones pertenecientes al Batolito de la Costa cuya litología va del gabro al granito, su edad está comprendida en el lapso Cretáceo medio – Terciario inferior.

Algunos intrusivos menores de composición andesítica y dacítica afloran irregularmente, en muchos casos la mineralización polimetálica de la zona se halla asociada a estos intrusivos como es el caso del presente Proyecto.

El mapa geológico perteneciente al cuadrángulo Chiclayo 14-d, muestra el área de estudio y la estratigrafía de la zona. (VER LAMINA 2).

3.1.5. Geología local

La litología predominante en el área de estudio corresponde a rocas calizas silicificadas y andesitas pertenecientes a la Formación La Leche las cuales tienen un rumbo NE y un buzamiento promedio de 50 ° hacia el NW.

3.1.6. Geología del yacimiento

En el yacimiento se puede apreciar claramente que la roca encajonante es de composición sedimentaria, intruida por un fluido magmático de naturaleza tonalítica. El mineral de importancia en este yacimiento es el Oro, que se encuentra en las cárcavas u oquedades del cuarzo acompañado de oxidaciones ferrosas (Limonita y Hematita). (ANEXO 11).

También se presenta en bajas concentraciones la Molibdenita a lo largo de la labor minera. (ANEXO 12).

3.1.7. Geología económica

Por las evidencias que presenta la mina son vetas de cuarzo con inclusiones de óxidos ferrosos de mineral aurífero que se encuentran dentro de la Concesión Minera “Santa Clotilde7” tienen un Rumbo Predominante de N 60°E y un Buzamiento de 50° NW presenta una potencia variable de 0.80 m, las cajas son rocas sedimentarias volcánica, el material económico son óxidos y como ganga o material sin valor económico se observa el cuarzo, sulfuros y la roca caja. Las excavaciones subterráneas existente se encuentra orientadas al rumbo de la veta que tienen un avance aproximado de 50 m (Nivel 370), 35 m (Nivel 332) y 20 m (Nivel 320), de largo en el área de la concesión minera.

3.2. Clasificación geomecánica del macizo rocoso en las excavaciones subterráneas

Para la definir de los parámetros que requieren las Clasificaciones Geomecánicas, se realizó el levantamiento de diferentes estaciones geomecánicas a lo largo de las excavaciones, las cuales se llevaron a cabo en las zonas donde cambiaba la alteración de la roca. En estas estaciones se ha evaluado las siguientes propiedades del macizo rocoso (ANEXO 20):

- Designación de calidad de roca (RQD – ROCK QUALITY DESIGNATION).
- Calificación de masa de roca (RMR₈₉ – ROCK MASS RAITING).
 - ✓ Resistencia de la roca intacta.
 - ✓ Espaciamiento de las discontinuidades.
 - ✓ Condición de las discontinuidades (rugosidad).
 - ✓ Separación de las discontinuidades (apertura).
 - ✓ Persistencia.
 - ✓ Relleno.
 - ✓ Descomposición.
 - ✓ Presencia de agua subterránea.
- ÍNDICE GEOLÓGICO DE RESISTENCIA (GSI – INDEX OF GEOLOGICAL RESISTANCE).

3.2.1. Índice rqd (ROCK QUALITY DESIGNATIÓN)

La evaluación de la calidad de la roca se ha llevado a cabo mediante la ecuación de PRIEST Y HUDSON (1976), que relaciona al número de discontinuidades por unidad lineal (λ) Y RQD. Ecuación: $RQD \% = 100 * e^{(0.1 * \lambda)} * (0.1 * \lambda + 1)$. ANEXO 7.

Estación Geomecánica	% RQD
EG – NIVEL 320	75 %
EG – NIVEL 332	84 %
EG1 – NIVEL 374	75 %
EG2 – NIVEL 374	75.8 %
EG3 – NIVEL 374	58.3 %

Tabla 7. Consolidado de índice RQD para las Excavaciones Subterráneas

Fuente: Elaboración Propia

3.2.1.1. SOCAVÓN DEL NIVEL 320

Estación Geomecánica	Profundidad en el Túnel (m)	Longitud Evaluada (m)	Nº de Diaclasas (Hastial Izquierdo)	RQD (%)	Nº de Diaclasas (Hastial Derecho)	RQD (%)	$RQD_{promedio} = \frac{\sum RQD_s\%}{N^\circ RQD_s}$
I	0 – 1	1	10 J (Joint System)	75	11 J	70	75%
	1 – 2	1	11 J	70	10 J	75	
	2 – 3	1	12 J	65	10 J	75	
	3 – 4	1	10 J	75	12 J	65	
	4 – 5	1	8 J	80	13 J	65	
	5 – 6	1	10 J	75	11 J	70	
	6 – 7	1	9 J	80	10 J	75	
	7 – 8	1	9 J	80	11 J	70	
	8 – 9	1	7 J	85	10 J	75	
	9 – 10	1	10 J	75	13 J	65	
	10 – 11	1	11 J	70	10 J	75	
	11 – 12	1	9 J	80	9 J	80	
	12 – 13	1	7 J	85	9 J	80	
	13 – 14	1	10 J	75	10 J	75	
	14 – 15	1	11 J	70	8 J	80	
	15 – 16	1	11 J	70	8 J	80	
	16 – 17	1	10 J	75	7 J	85	
	17 – 18	1	11 J	70	6 J	75	
	18 – 19	1	14 J	60	10 J	90	

Tabla 8. RQD del Socavón del Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia

3.2.1.2. SOCAVÓN DEL NIVEL 332

Estación Geomecánica	Profundidad en el Túnel (m)	Longitud Evaluada (m)	N° de Diaclasas (Hastial Izquierdo)	RQD (%)	N° de Diaclasas (Hastial Derecho)	RQD (%)	$RQD_{promedio} = \frac{\sum RQD_s \%}{N^\circ RQD_s}$
I	0 – 1	1	6 J	90	5 J	90	84%
	1 – 2	1	5 J	90	5 J	90	
	2 – 3	1	6 J	90	5 J	90	
	3 – 4	1	7 J	85	8 J	80	
	4 – 5	1	7 J	85	6 J	90	
	5 – 6	1	7 J	85	5 J	90	
	6 – 7	1	6 J	90	5 J	90	
	7 – 8	1	5 J	90	7 J	85	
	8 – 9	1	8 J	80	4 J	95	
	9 – 10	1	9 J	80	8 J	80	
	10 – 11	1	10 J	75	7 J	85	
	11 – 12	1	10 J	75	6 J	90	
	12 – 13	1	8 J	80	8 J	80	
	13 – 14	1	8 J	80	7 J	85	

	14 – 15	1	5 J	90	8 J	80
	15 – 16	1	10 J	75	7 J	85
	16 – 17	1	5 J	90	7 J	85
	17 – 18	1	8 J	80	9 J	80
	18 – 19	1	10 J	75	11 J	70
	19 – 20	1	5 J	90	9 J	80
	20 – 21	1	7 J	85	7 J	85
	21 – 22	1	9 J	80	10 J	75
	22 – 23	1	8 J	80	8 J	80
	23 – 24	1	10 J	75	8 J	80
	24 – 25	1	6 J	90	9 J	80
	25 – 26	1	8 J	80	9 J	80
	26 – 27	1	6 J	90	7 J	85
	27 – 28	1	9 J	80	8 J	80
	28 - 29	1	7 J	85	7 J	85

Tabla 9. RQD del Socacón del Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia

3.1.2.3.SOCAVÓN DEL NIVEL 374

Estación Geomecánica	Profundidad en el Túnel (m)	Longitud Evaluada (m)	N° de Diaclasas (Hastial Derecho)	N° Diaclasas por Metro Lineal	RQD (%)	N° de Diaclasas (Hastial Izquierdo)	N° Diaclasas por Metro Lineal	RQD (%)	RQD -- X	$RQD_{promedio} = \frac{\sum RQD_s \%}{N^\circ RQD_s}$		
I	0 - 2	2	16 (Joint System)	8 J	80	18 J	9 J	80	75%	69.7%		
	2 - 4	2	22 J	11 J	70	20 J	10 J	75				
	4 - 6	2	21 J	11 J	70	20 J	10 J	75				
II	17 - 19	2	18 J	9 J	80	20 J	10 J	75	75.8%		69.7%	
	19 - 21	2	16 J	8 J	80	18 J	9 J	80				
	21 - 23	2	26 J	13 J	65	21 J	10 J	75				
III	39 - 41	2	35 J	17.5 J / 18 J	45	24 J	12 J	65	58.3%			69.7%
	41 - 43	2	28 J	14 J	60	15 J	7.5 J / 8 J	80				
	43 - 45	2	35 J	17.5 J / 18 J	45	30 J	15 J	55				

Tabla 10. RQD del Socavón del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia

3.2.2. Clasificación geomecánica RMR₈₉ (ROCK MASS RATING)

De acuerdo con la observación in-situ se pudo determinar las propiedades físicas de las discontinuidades y de la matriz rocosa, las cuales se utilizaron para el cálculo del RMR₈₉ (Calificación de la Masa Rocosa) – según Bieniawski. Para discriminar el tipo de roca cambiante en los niveles, se realizó el levantamiento de diferentes estaciones geomecánicas en los socavones. Luego se utilizó el programa libre de clasificaciones geomecánicas, GEOTABLE, para su posterior procesamiento.

La Clasificación Geomecánica “RMR” – Bieniawski consiste en integrar parámetros basados en propiedades geológicas y de mecánicas de rocas, como la tabla que se presenta en el ANEXO 5 y la imagen señalada en el ANEXO 20.

El Software GEOTABLE, permite calcular el RMR, RQD, Q de Barton, GSI, SMR, entre otros. Cada opción funciona con datos obtenidos in situ, la finalidad del programa es ayudarnos a calificar el tipo de roca y a partir de ello estimar las condiciones que presentará éste al ser sometido a excavación.

ESTACIÓN GEOMECÁNICA	RMR	CLASE	DESCRIPCIÓN DE LA ROCA
EG – NIVEL 320	57	III	ROCA REGULAR
EG – NIVEL 332	63	II	ROCA BUENA
EG1 – NIVEL 374	55	III	ROCA REGULAR
EG2 – NIVEL 374	57	III	ROCA REGULAR
EG2 – NIVEL 374	51	III	ROCA REGULAR

Tabla 11. Consolidado de RMR para las Excavaciones Subterráneas

Fuente: Elaboración Propia

3.2.2.1. SOCAVÓN DEL NIVEL 320

A continuación, se detalla los parámetros calculados a partir de La Clasificación Geomecánica RMR₈₉ en la Estación Geomecánica del Socavón – Nivel 320. Ver Lamina 5 y 6.

- Inserción del parámetro resistencia a la roca Intacta “carga puntual o resistencia a la compresión uniaxial”. Se otorga una puntuación de (100 – 250 Mpa) para este parámetro, puesto que ha sido relacionado con el GSI de la misma estación, el cual se determinó mediante la resistencia de la roca sometida a impactos con la picota o martillo de geólogo y también con los ensayos de carga puntual y resistencia a la compresión uniaxial.
- Inclusión del parámetro RQD. En la primera estación el parámetro promedio de RQD es de 75 %, el cual se encuentra en el rango de (75% – 90%).
- Asignación del parámetro “Espaciamiento de Discontinuidades”. De acuerdo con la medida de los espaciamientos in-situ, se otorga una puntuación de (60 mm – 200 mm).
- También se han evaluado las “Condiciones de las Discontinuidades” y de acuerdo con lo observado en campo se determinaron los siguientes parámetros: Persistencia (1m – 3m), Apertura (1mm – 5mm), Rugosidad (Moderadamente Rugoso), Relleno (Ninguno), Meteorización (Moderadamente Alterado).
- Se evaluó la “Presencia de Agua” en la zona de estudio, para lo cual se corroboró que se encontraba totalmente “Seco”.
- En la “corrección por orientación de las discontinuidades”, se corroboró que las discontinuidades tienen un “Rumbo paralelo al eje del túnel” puesto que, con la toma de datos con Brújula, el túnel tiene un Rumbo de 65° y por análisis de software Dips la discontinuidad Mayor tiene un Buzamiento de 64°.

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Indice de Carga Puntual (MPa) > 10MPa 4-10MPa 2-4MPa 1-2MPa

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) > 250MPa 100-250MPa 50-100MPa 25-50MPa 5-25MPa 1-5MPa < 1MPa

Rating 12

RQD (Indice de calidad de la roca)

75-90 %

Rating 17 Calcular

Espaciamiento de discontinuidades

60-200mm Ver Gráfico

Rating 8

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje

A favor del Buzamiento:

En contra del Buzamiento:

Rumbo paralelo al eje del túnel: 45-90

Túnel o minas
 Cimentaciones
 Taludes

Rating 12 Ver gráfica

Condición de discontinuidades

Persistencia: 1-3m Apertura: 1.5mm Rugosidad: Moderadamente ru

Relleno: Ninguno Meteorización: Moderadamente alterado

Rating 17 Ver general

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min): Ninguno Gw/G3 (Presión del agua/estuerzo principal): 0

Estado: Seco

Rating 15

Calcular

RMR 57 Ver reporte

Figura 6. RMR del Socavón del Nivel 320

Fuente: Elaboración en Software Geotable

El resultado del índice final RMR, puede variar entre 0 y 100. Los macizos rocosos se clasifican según el valor del índice en cinco clases.

RMR	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	20 - 0
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala

Tabla 12. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado

Fuente: Geotable

De acuerdo con la puntuación 57 para el RMR de la Estación en el Socavón del Nivel 320, generada por GEOTABLE se puede determinar que tenemos una presencia de roca de Clase (Media – Regular).

Además, se obtuvo el siguiente reporte del software, correspondiente a una estimación de los datos ingresados.

Reporte RMR

RMR

57

Ver ejemplo

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

Valoración	60 - 41
Número de clase	III
Descripción	Roca regular

Significado de las clases de rocas

Número de clase	III
Tiempo de auto sostenimiento	1 semana span 5 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	200 - 300
Ángulo de fricción de masa rocosa	25° - 35°

Pautas para la excavación y sostenimiento de un túnel rocoso de 10 m de ancho de acuerdo con el sistema RMR

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA (20 MM DE DIAMETRO, COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
III - Roca regular RMR: 41 - 60	Socavón en el tope y banqueo 1.5 - 3 m de avance en el socavón Iniciar el sostenimiento después de cada voladura Completar el sostenimiento a 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1.5 - 2.0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona	50 - 100 mm en la corona y 30 mm en las paredes	Ninguno

Figura 7. Reporte RMR del Socavón del Nivel 320

Fuente: Geotable

Posteriormente se estima el tiempo de autosostenimiento para el macizo rocoso.

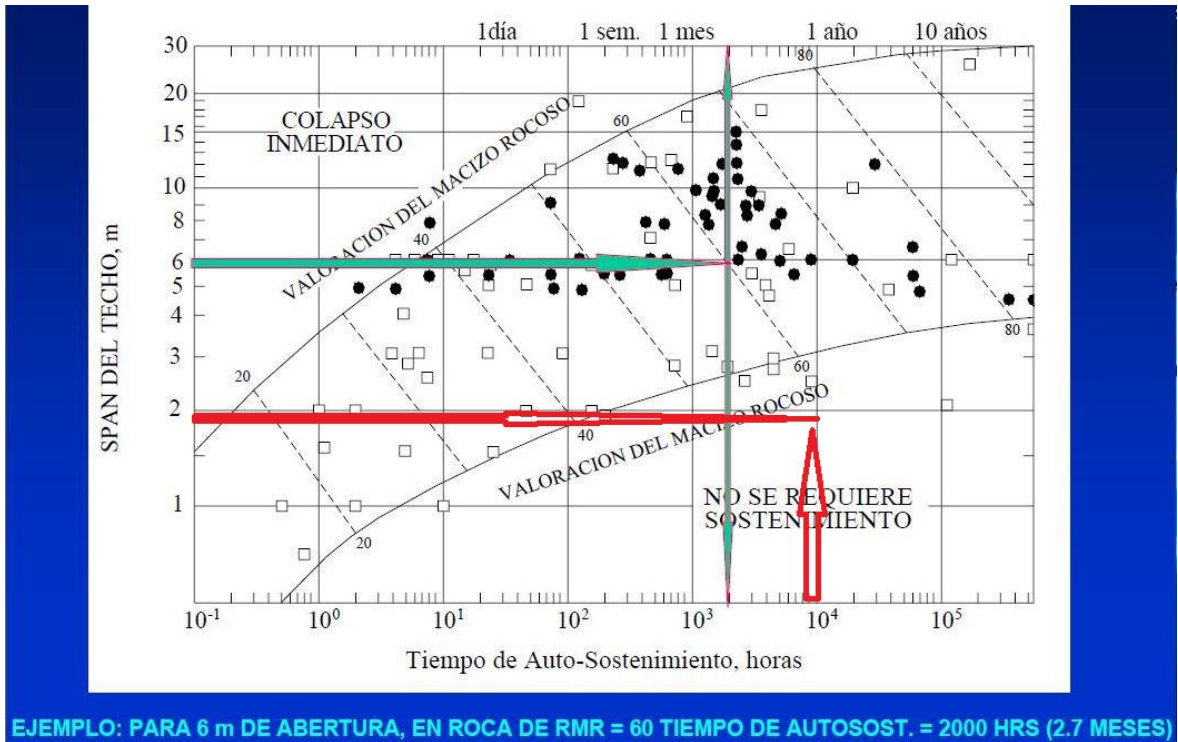


Figura 8. Estimación de Auto - sostenimiento por RMR

Fuente: Geotable

De acuerdo al ejemplo de sostenimiento para una sección de 6 m de abertura, se interseco las características del primer socavón en el que se estima que el socavón no requiere sostenimiento.

3.2.2.2. Socavón del nivel 332

A continuación, se detalla los parámetros calculados a partir de La Clasificación Geomecánica RMR₈₉. (Ver LAMINA 7 Y 8):

- Inserción del parámetro resistencia a la roca intacta “carga puntual o resistencia a la compresión uniaxial”. Se otorga una puntuación de (>250 Mpa) para este parámetro, puesto que ha sido relacionado con el GSI de la misma estación, el cual se determinó mediante la resistencia de la roca sometida a impactos con el Martillo de Geólogo y también con los ensayos de Carga Puntual y Resistencia a la Compresión Uniaxial.
- Inclusión del parámetro RQD. En la primera estación el parámetro promedio de RQD es de 84 %, el cual se encuentra en el rango de (75% - 90%).

- Asignación del parámetro “Espaciamiento de Discontinuidades”. De acuerdo con la medida de los espaciamientos in-situ, se otorga una puntuación de (200 mm – 600 mm).
- También se han evaluado las “Condiciones de las Discontinuidades” y de acuerdo con lo observado en campo se determinaron los siguientes parámetros: Persistencia (1m – 3m), Apertura (0.1mm – 1mm), Rugosidad (Moderadamente Rugoso), Relleno (Duro<5mm), Meteorización (Moderadamente Alterado).
- Se evaluó la “Presencia de Agua” en el área de estudio, para lo cual se corroboró que se encontraba totalmente “Seco”.
- En la “corrección por orientación de las discontinuidades”, se corroboró que las discontinuidades tienen un “Rumbo paralelo al eje del túnel” puesto que, con la toma de datos con Brújula, el túnel tiene un Rumbo de 65° y por análisis de software Dips la discontinuidad Mayor tiene un Buzamiento de 73°.

The screenshot displays the Rock Mass Rating (RMR) software interface, titled "Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)". It is divided into several sections:

- Resistencia de la Roca Inalterada:**
 - Indice de Carga Puntual (MPa): Radio buttons for > 10MPa, 4-10MPa, 2-4MPa, 1-2MPa.
 - Resistencia a la compresión uniaxial (MPa): Radio buttons for > 250MPa, 100-250MPa, 50-100MPa, 25-50MPa, 5-25MPa, 1-5MPa, < 1MPa.
 - Rating: 15
- RQD (Índice de calidad de la roca):**
 - Value: 75-90 %
 - Rating: 17
 - Button: Calcular
- Espaciamiento de discontinuidades:**
 - Value: 200-600mm
 - Rating: 10
 - Button: Ver Gráfico
- Condición de discontinuidades:**
 - Persistencia: 1-3m
 - Apertura: 0,1-1mm
 - Rugosidad: Moderadamente ru
 - Relleno: Relleno duro <5mm
 - Meteorización: Moderadamente alterado
 - Rating: 18
 - Buttons: Ver general, Ver gráfica
- Corrección por orientación de las discontinuidades:**
 - Rumbo perpendicular al eje: A favor del Buzamiento / En contra del Buzamiento
 - Rumbo paralelo al eje del túnel: 45-90
 - Options: Tunel o minas, Cimentaciones, Taludes
 - Rating: 12
 - Button: Ver gráfica
- Presencia de agua:**
 - Caudal en 10m túnel (l/min): Ninguno
 - G_w/G₃ (Presión del agua/esfuerzo principal): 0
 - Estado: Seco
 - Rating: 15
- Summary:**
 - Button: Calcular
 - RMR: 63
 - Button: Ver reporte

Figura 9. RMR del Socavón del Nivel 332

Fuente: Geotable

El resultado del índice final RMR, puede variar entre 0 y 100. Los macizos rocosos se clasifican según el valor del índice en cinco clases.

RMR	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	20 - 0
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala

Tabla 13. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado

Fuente: Geotable

De acuerdo con la puntuación 63 para el RMR de la Estación en el Socavón del Nivel 332, generada por GEOTABLE se puede determinar que tenemos una presencia de Roca de Clase (Buena).

Además, se obtuvo el siguiente reporte del software, correspondiente a una estimación de los datos ingresados.



Figura 10. Reporte RMR del Socavón del Nivel 332

Fuente: Geotable

Posteriormente se estima el tiempo de autosostenimiento para el macizo rocoso.

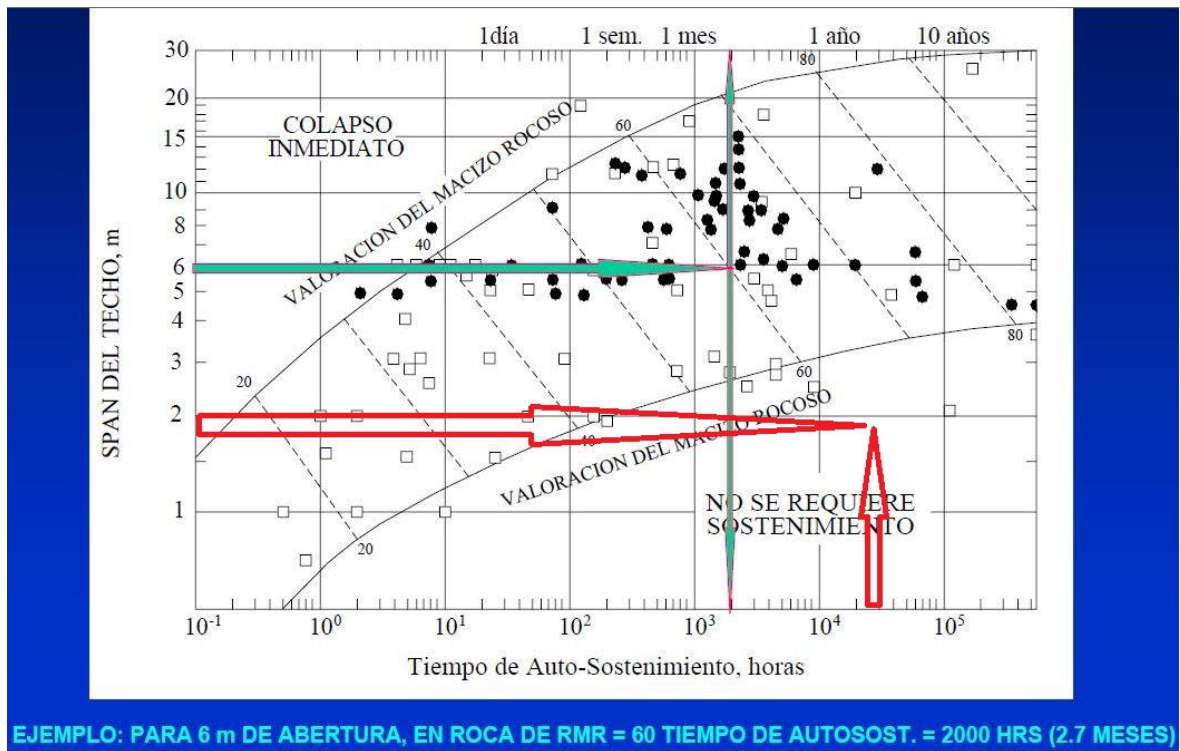


Figura 11. Estimación de Autosostenimiento por RMR

Fuente: Geotable

De acuerdo al ejemplo de sostenimiento para una sección de 6 m de abertura, se interseco las características del segundo socavón en el que se estima que el socavón no requiere sostenimiento de acuerdo a las clasificaciones geomecánicas.

3.2.2.3. Socavón del nivel 374

A continuación, se detalla los parámetros calculados a partir de La Clasificación Geomecánica RMR₈₉ para las 3 estaciones realizadas en el socavón. (Ver Lamina 9 y 10):

3.2.2.3.1. Clasificación de la primera estación

- Inserción del parámetro resistencia a la roca intacta “carga puntual o resistencia a la compresión uniaxial”. Se otorga una puntuación de (50 – 100 Mpa) para este parámetro, puesto que ha sido relacionado con el GSI de la misma estación.
- Inclusión del parámetro RQD. En la primera estación el parámetro promedio de RQD es de 75 %, el cual se encuentra en el rango de (75 – 90%).

- Asignación del parámetro “Espaciamento de Discontinuidades”. De acuerdo con la medida de los espaciamentos in-situ, será de (200 mm – 600 mm).
- También se han evaluado las “Condiciones de las Discontinuidades” y de acuerdo con lo observado en campo se determinaron los siguientes parámetros: Persistencia (1m – 3m), Apertura (0.1mm – 1mm), Rugosidad (Moderadamente Rugoso, Relleno (Relleno duro < 5mm), Meteorización (Moderadamente Alterado).
- Se evaluó la “Presencia de Agua” en la zona de estudio, para lo cual se corroboró que se encontraba totalmente “Seco”.
- En la “corrección por orientación de las discontinuidades”, se corroboró que las discontinuidades tienen un “Rumbo paralelo al eje del túnel” puesto que, con la toma de datos con Brújula, el túnel tiene un Rumbo de 65° y por análisis de software Dips la discontinuidad Mayor tiene un Buzamiento de 64°.

Al finalizar con los datos de la estación, se seleccionó la opción “Calcular”, la cual estima una puntuación de 55 para el RMR de la Estación clasificada.

The screenshot displays the Rock Mass Rating (RMR) software interface with the following data and settings:

- Resistencia de la Roca Inalterada:**
 - Índice de Carga Puntual (MPa): > 10MPa
 - Resistencia a la compresión uniaxial (MPa): 50-100MPa
 - Rating: 7
- RQD (Índice de calidad de la roca):**
 - Value: 75-90 %
 - Rating: 17
- Espaciamento de discontinuidades:**
 - Value: 200-600mm
 - Rating: 10
- Condición de discontinuidades:**
 - Persistencia: 1-3m
 - Apertura: 0.1-1mm
 - Rugosidad: Moderadamente ru
 - Relleno: Relleno duro < 5mm
 - Meteorización: Moderadamente alterado
 - Rating: 18
- Corrección por orientación de las discontinuidades:**
 - Rumbo perpendicular al eje: A favor del Buzamiento
 - Rumbo paralelo al eje del túnel: 45-90
 - En contra del Buzamiento: (radio button selected)
 - Tunnel type: Tunel o minas
 - Rating: -12
- Presencia de agua:**
 - Caudal en 10m túnel (l/min): Ninguno
 - Gw/G3 (Presión del agua/estuerzo principal): 0
 - Estado: Seco
 - Rating: 15
- Final Results:**
 - Calcular button
 - RMR: 55
 - Ver reporte button

Figura 12. RMR de la Estación 1 del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Geotable

El resultado del índice final RMR, puede variar entre 0 y 100. Los macizos rocosos se clasifican según el valor del índice en cinco clases.

RMR	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	20 - 0
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala

Figura 13. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado

Fuente: Geotable

De acuerdo con la puntuación 55 para el RMR de la Estación 1, generada por GEOTABLE se puede determinar que tenemos una presencia de roca de Clase (Media – Regular). Además, se obtuvo el siguiente reporte del software, correspondiente a una estimación de los datos ingresados.

Reporte RMR

RMR

55

Ver ejemplo

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

Valoración	60 - 41
Número de clase	III
Descripción	Roca regular

Significado de las clases de rocas

Número de clase	III
Tiempo de auto sostenimiento	1 semana span 5 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	200 - 300
Ángulo de fricción de masa rocosa	25° - 35°

Pautas para la excavación y sostenimiento de un túnel rocoso de 10 m de ancho de acuerdo con el sistema RMR

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA (20 MM DE DIAMETRO, COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
III - Roca regular RMR: 41 - 60	Socavón en el tope y banqueo 1.5 - 3 m de avance en el socavón Iniciar el sostenimiento después de cada voladura Completar el sostenimiento a 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1.5 - 2.0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona	50 - 100 mm en la corona y 30 mm en las paredes	Ninguno

Figura 14. Reporte RMR de la Primera Estación en el Socavón del Nivel 374

Fuente: Geotable

Posteriormente se estima el tiempo de autosostenimiento para el macizo rocoso.

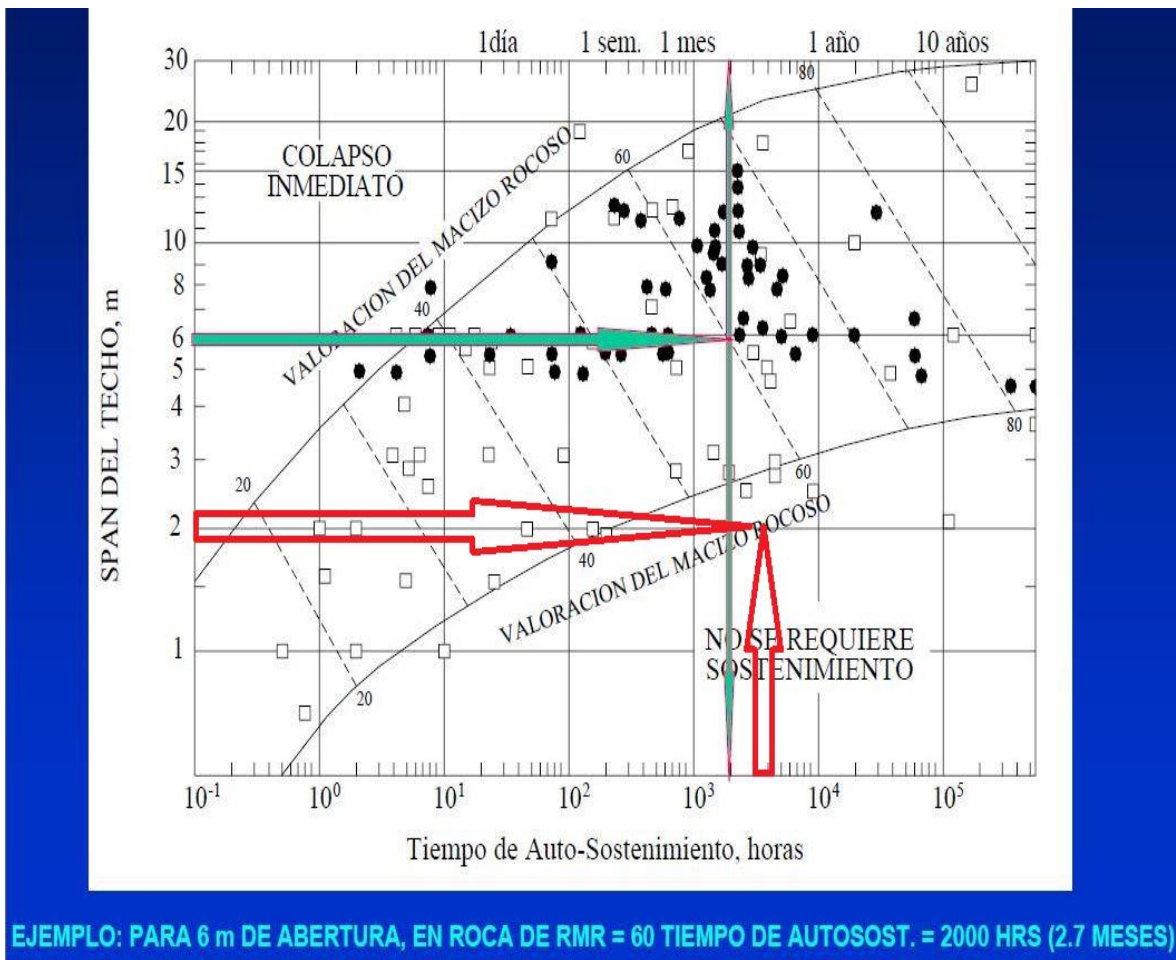


Figura 15. Estimación de Auto - Sostenimiento de la Primera Estación en el Socavón del Nivel 374

Fuente: Geotable

De acuerdo al ejemplo de sostenimiento para una sección de 6 m de abertura, se interseco las características del segundo socavón en el que se estima que el socavón no requiere sostenimiento de acuerdo a las clasificaciones geomecánicas.

3.2.2.3.2. Clasificación de la segunda estación

De acuerdo con la secuencia realizada para la clasificación geomecánica de la primera estación, se introdujeron los datos correspondientes a la segunda estación, generando una valoración del RMR de 57.

Figura 16. RMR de la Segunda Estación en el Socavón del Nivel 374

Fuente: Geotable

El resultado del índice final RMR, puede variar entre 0 y 100. Los macizos rocosos se clasifican según el valor del índice en cinco clases.

RMR	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	20 - 0
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala

Tabla 14. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado

Fuente: Geotable

De acuerdo con la puntuación 57 para el RMR de la Estación 2, generada por GEOTABLE se puede determinar que tenemos una presencia de roca de Clase (Media – Regular). Además, se obtuvo el siguiente reporte del software, correspondiente a una estimación de los datos ingresados.

Reporte RMR

RMR

57

Ver ejemplo

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

Valoración	60 - 41
Número de clase	III
Descripción	Roca regular

Significado de las clases de rocas

Número de clase	III
Tiempo de auto sostenimiento	1 semana span 5 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	200 - 300
Ángulo de fricción de masa rocosa	25° - 35°

Pautas para la excavación y sostenimiento de un túnel rocoso de 10 m de ancho de acuerdo con el sistema RMR

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA (20 MM DE DIAMETRO, COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
III - Roca regular RMR: 41 - 60	Socavón en el tope y banqueo 1.5 - 3 m de avance en el socavón Iniciar el sostenimiento después de cada voladura Completar el sostenimiento a 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1.5 - 2.0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona	50 - 100 mm en la corona y 30 mm en las paredes	Ninguno

Figura 17. Reporte RMR de la Segunda Estación del Nivel 374

Fuente: Geotable

Posteriormente se estima el tiempo de autosostenimiento para el macizo rocoso.

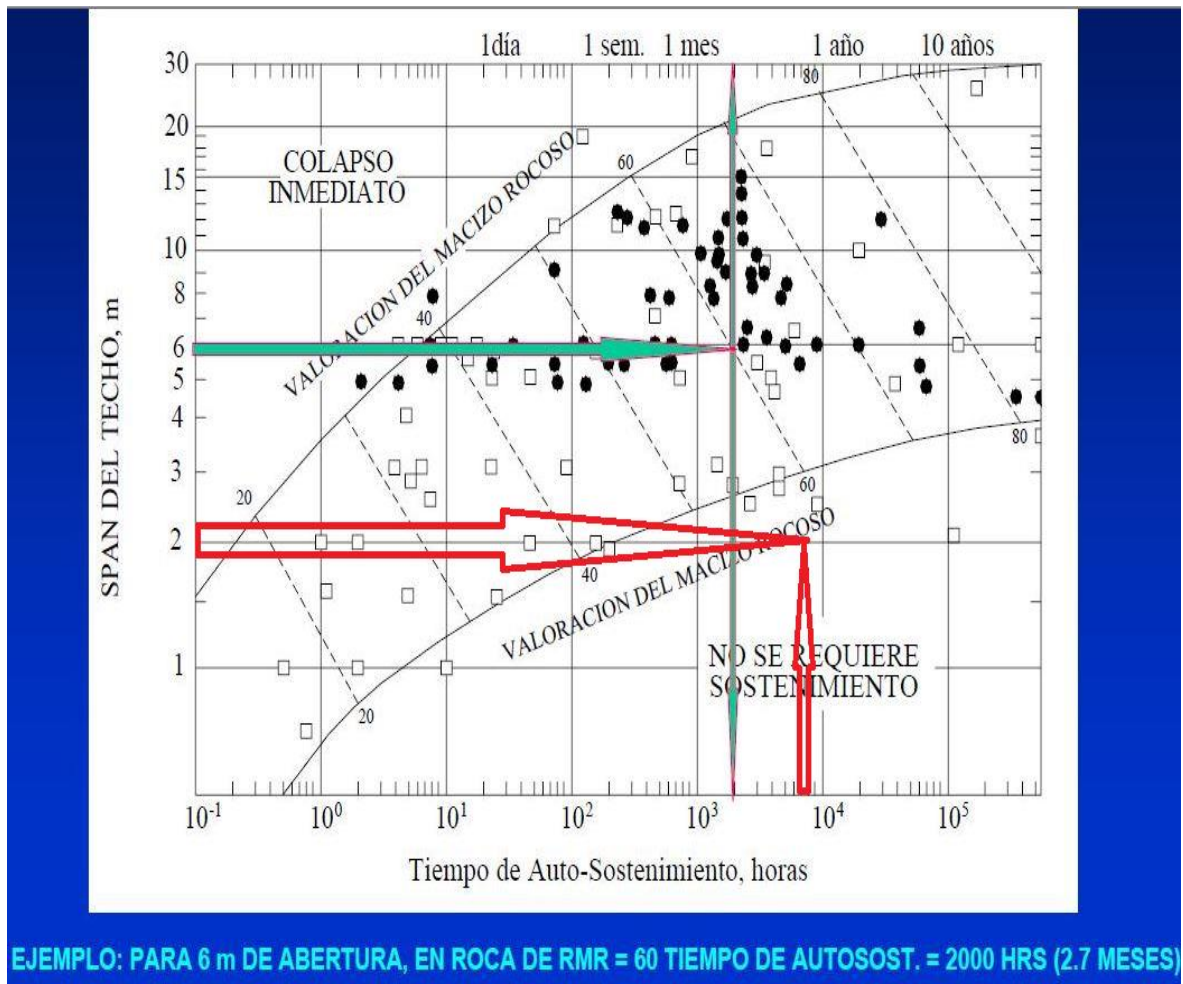


Figura 18. Estimación de Auto - Sostenimiento de la Segunda Estación en el Socavón del Nivel 374

Fuente: Geotable

De acuerdo al ejemplo de sostenimiento para una sección de 6 m de abertura, se interseco las características del segundo socavón en el que se estima que el socavón no requiere sostenimiento de acuerdo al resultado de clasificación geomecánica RMR que dio 57.

3.2.2.3.3. Clasificación de la tercera estación

De acuerdo con la secuencia realizada para la clasificación geomecánica de la primera estación, se introdujeron los datos correspondientes a la tercera estación, generando una valoración del RMR de 51.

Clasificaciones Geomecánicas

Regresar Convertidor Salir

Correlaciones y Conceptos Generales

MRMR

RMR Q de Barton GSI SMR

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Índice de Carga Puntual (MPa) > 10MPa 4-10MPa 2-4MPa 1-2MPa

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) > 250MPa 100-250MPa 50-100MPa 25-50MPa 5-25MPa 1-5MPa < 1MPa

Rating 7

RQD (Índice de calidad de la roca)

50-75 % Rating 13

Espaciamiento de discontinuidades

200-600mm Rating 10

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje

A favor del Buzamiento °

En contra del Buzamiento °

Rumbo paralelo al eje del túnel °

Tunel o minas
 Cimentaciones
 Taludes

Rating -12

Condición de discontinuidades

Persistencia 1-3m Apertura 1-5mm Rugosidad Liso

Relleno Ninguno Meteorización Inalterado Rating 18

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min) Ninguno Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal) 0

Estado Seco Rating 15

RMR 51

Figura 19. RMR de la Tercera Estación del Socavón del Nivel 374

Fuente: Geotable

El resultado del índice final RMR, puede variar entre 0 y 100. Los macizos rocosos se clasifican según el valor del índice en cinco clases.

RMR	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	20 - 0
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy Mala

Tabla 15. Clases de macizo rocoso según el valor del RMR ajustado

Fuente: Geotable

De acuerdo con la puntuación 51 para el RMR de la Estación 3, generada por GEOTABLE, se puede determinar que tenemos una presencia de roca de Clase (Media – Regular). Además, se obtuvo el siguiente reporte del software, correspondiente a una estimación de los datos ingresados.

Reporte RMR

RMR

51

Ver ejemplo

Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones
totales

Valoración	60 - 41
Número de clase	III
Descripción	Roca regular

Significado de las clases de rocas

Número de clase	III
Tiempo de auto sostenimiento	1 semana span 5 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	200 - 300
Ángulo de fricción de masa rocosa	25° - 35°

Pautas para la excavación y sostenimiento de un túnel rocoso de 10 m de ancho de acuerdo con el sistema RMR

CLASE DE MASA ROCOSA	EXCAVACION	PERNOS DE ROCA (20 MM DE DIAMETRO, COMPLETAMENTE INYECTADOS)	SHOTCRETE	CIMBRAS
III - Roca regular RMR: 41 - 60	Socavón en el tope y banqueo 1.5 - 3 m de avance en el socavón Iniciar el sostenimiento después de cada voladura Completar el sostenimiento a 10 m del frente	Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1.5 - 2.0 m en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona	50 - 100 mm en la corona y 30 mm en las paredes	Ninguno

Figura 20. Reporte RMR de la Tercera Estación del Socavón del Nivel 374

Fuente: Geotable

Posteriormente se estima el tiempo de autosostenimiento para el macizo rocoso.

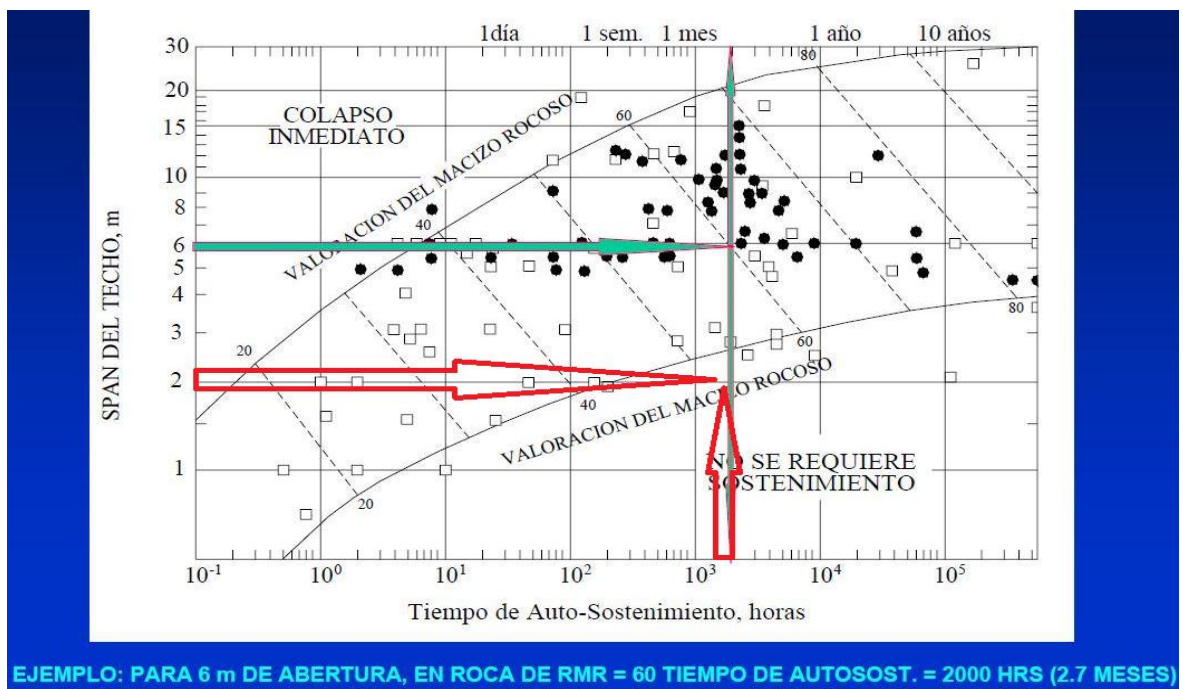


Figura 21. Estimación de Auto - Sostenimiento para Tercera Estación del Nivel 374

Fuente: Geotable

De acuerdo al ejemplo de sostenimiento para una sección de 6 m de abertura, se intersecto las características del segundo socavón en el que se estima que el socavón no requiere sostenimiento de acuerdo al resultado de clasificación geomecánica RMR que dio 51.

3.2.3. Índice geológico de resistencia – INDEX OF GEOLOGICAL RESISTANCE (GSI).

El Índice Geológico de Resistencia (Marinos, P y Hoek, E. 2001). Es un método que caracteriza los macizos rocosos y que fue desarrollado para satisfacer la necesidad de datos de entrada confiables relacionados con las características del macizo rocoso requeridos para el análisis numérico o soluciones de diseño para el diseño de túneles, taludes o cimentaciones en rocas. La característica geológica del material rocoso, junto con la valoración visual del mismo, son usados como datos de entrada para la selección de los factores que permiten predecir la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso. ANEXO 6.

De acuerdo a la apariencia que presentó el macizo rocoso en la evaluación geomecánica, se determinó un "promedio" de las condiciones estructurales y de las condiciones de las discontinuidades. Este promedio se apoya también con el cálculo del RQD, el RMR y los ensayos realizados en Laboratorio.

ESTACIÓN GEOMECÁNICA	GSI	Condición Estructural	Condición Superficial
EG – NIVEL 320	55	Fracturada	Regular
EG – NIVEL 332	75	Levemente Fracturada	Buena
EG1 – NIVEL 374	50	Fracturada	Regular
EG2 – NIVEL 374	55	Fracturada	Regular
EG3 – NIVEL 374	48	Fracturada	Regular

Tabla 16. Consolidado de GSI para las Excavaciones Subterráneas

Fuente: Elaboración Propia

A continuación, se detallará el procedimiento para la estimación del GSI.

3.2.3.1. GSI del socavón 320

De acuerdo con lo observado en campo, se pudo determinar que la condición estructural para esta estación se encuentra Fracturada por el resultado de 75 % del

RQD promedio y la condición superficial o de discontinuidades se torna como Regular. Lo cual indicó que el rango de resistencia geológica va desde 100 hasta 250 Mpa. El Índice de Calidad Geológica (GSI) tendrá una puntuación de **55**. (Ver Lamina 5 y 6).

3.2.3.2. GSI del socavón 332

De acuerdo con lo observado en campo, se pudo determinar que la condición estructural para esta estación se encuentra Levemente Fracturada por el resultado de 84 % del RQD promedio y la condición superficial o de discontinuidades se torna como Buena. Lo cual indicó que el rango de resistencia geológica va desde 100 hasta 250 Mpa o incluso > 250 Mpa. El Índice de Calidad Geológica (GSI) tendrá una puntuación de **75**. (Ver Lamina 7 y 8)

3.2.3.3. GSI del socavón 374

ESTACIÓN GEOMECÁNICA I: De acuerdo con lo observado en campo, se pudo determinar que la condición estructural para esta estación se encuentra Fracturada por el resultado de 75 % del RQD promedio y la condición superficial o de discontinuidades se torna como Regular. Lo cual indicó que el rango de resistencia geológica va desde 50 hasta 100 Mpa. El Índice de Calidad Geológica (GSI) tendrá una puntuación de **50**.

ESTACIÓN GEOMECÁNICA II: De acuerdo con lo observado en campo, se pudo determinar que la condición estructural para esta estación se encuentra Fracturada por el resultado de 75.8 % perteneciente al RQD promedio y la condición superficial o de discontinuidades se torna como Regular. Lo cual indicó que el rango de resistencia geológica va desde 50 hasta 100 Mpa. El Índice de Calidad Geológica (GSI) tendrá una puntuación de **55**.

ESTACIÓN GEOMECÁNICA III: De acuerdo con lo observado en campo, se pudo determinar que la condición estructural para esta estación se encuentra Fracturada por el resultado de 58.3 % perteneciente al RQD promedio y la condición superficial o de discontinuidades se torna como Regular. Lo cual indicó que el rango de resistencia geológica va desde 50 hasta 100 Mpa. El Índice de Calidad Geológica (GSI) tendrá una puntuación de **48**. (Ver Lamina 9 y 10).

3.3. Estimación de los parametros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos

3.3.1. Determinación de la densidad de la roca por el principio de arquimedes

Sobre el Principio de Arquímedes (S/A): “Todo cuerpo sumergido en el seno de un fluido, sufre una fuerza ascendente (empuje) cuyo valor es igual al peso del fluido desalojado por el cuerpo”. Se determinó las densidades de las muestras de rocas obtenidas en los 3 niveles de la Mina, a partir de ello se pudo determinar el Peso específico de la Roca y posteriormente la Resistencia a la Compresión Uniaxial de la roca que presenta la Mina. (Ver ANEXO 13, 21 y 22).

Las densidades de las muestras se determinan a partir de la siguiente formula:

$$\rho = \frac{M}{V_2 - V_1} \left[\frac{gr}{cm^3} \right]$$

ρ = Densidad

M = Masa del Sólido

V_2 = Volumen del Fluido conteniendo al Sólido

V_1 = Volumen del Fluido sin el Sólido

Nivel	Muestra	Densidad
320	Caliza Espáritica	2.18 gr/cm ³
332	Caliza Micritica / Intrusivo Tonalitico	2.8 gr/cm ³
374	Caliza Micritica	2.44 gr/cm ³

Tabla 17. Consolidado de Densidad de las Muestras de las Excavaciones Subterráneas

Fuente: Elaboración Propia

3.3.1.1. Estimación de la densidad para muestra de nivel 320

$$M = 218 \text{ gr}$$

$$V_2 = 300 \text{ cm}^3$$

$$V_1 = 200 \text{ cm}^3$$

$$\rho = \frac{218}{100} \left[\frac{\text{gr}}{\text{cm}^3} \right]$$

$$\rho = 2.18 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$$

3.3.1.2. Estimación de la densidad para muestra de nivel 332

$$M = 260 \text{ gr}$$

$$V_2 = 390 \text{ cm}^3$$

$$V_1 = 300 \text{ cm}^3$$

$$\rho = \frac{260}{90} \left[\frac{\text{gr}}{\text{cm}^3} \right]$$

$$\rho = 2.8 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$$

3.3.1.3. Estimación de la densidad para muestra de nivel 374

$$M = 244 \text{ gr}$$

$$V_2 = 400 \text{ cm}^3$$

$$V_1 = 300 \text{ cm}^3$$

$$\rho = \frac{244}{100} \left[\frac{\text{gr}}{\text{cm}^3} \right]$$

$$\rho = 2.44 \frac{\text{gr}}{\text{cm}^3}$$

3.3.2. Cálculo del peso específico

El peso específico de la Roca se determina a partir de la siguiente formula:

$$Pe = \frac{P}{V}$$

$$P = M \times g$$

$$Pe = \frac{M \times g}{V}$$

$$Pe = \rho \times g \left[\frac{N}{m^3} \right]$$

$Pe =$ *Peso Específico*

$P =$ *Peso del Sólido*

$M =$ *Masa del Sólido*

$V =$ *Volumen*

$g =$ *Aceleración de la Gravedad*

$\rho =$ *Densidad*

NIVEL	MUESTRA	PESO ESPECÍFICO
320	Caliza Espáritica	21.385 kn/m ³
332	Caliza Micritica / Intrusivo Tonalítico	27.468 kn/m ³
374	Caliza Micritica	23.936 kn/m ³

Tabla 18. Consolidado de Peso Específico para Muestras de las Excavaciones Subterráneas

Fuente: Elaboración Propia

3.3.2.1. Cálculo del peso específico para la muestra de nivel 320

Densidad de la Muestra 320: $\rho = 2.18 \frac{gr}{cm^3} = 2180 \frac{kg}{m^3}$

Aceleración de la Gravedad: $g = 9.81 \frac{N}{Kg}$

Peso específico: $Pe = 2180 \frac{kg}{m^3} \times 9.81 \frac{N}{kg} = 21385 \frac{N}{m^3} = 21.385 \frac{KN}{m^3}$

3.3.2.2. Cálculo del peso específico para la muestra de nivel 332

$$\text{Densidad de la Muestra 332: } \rho = 2.8 \frac{gr}{cm^3} = 2800 \frac{kg}{m^3}$$

$$\text{Aceleración de la Gravedad: } g = 9.81 \frac{N}{Kg}$$

$$\text{Peso específico: } Pe = 2800 \frac{kg}{m^3} \times 9.81 \frac{N}{kg} = 27468 \frac{N}{m^3} = 27.468 \frac{KN}{m^3}$$

3.3.2.3. Cálculo del peso específico para la muestra de nivel 374

$$\text{Densidad de la Muestra 332: } \rho = 2.44 \frac{gr}{cm^3} = 2440 \frac{kg}{m^3}$$

$$\text{Aceleración de la Gravedad: } g = 9.81 \frac{N}{Kg}$$

$$\text{Peso específico: } Pe = 2440 \frac{kg}{m^3} \times 9.81 \frac{N}{kg} = 23936 \frac{N}{m^3} = 23.936 \frac{KN}{m^3}$$

3.3.3. Cálculo de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca – ENSAYO CON MARTILLO SCHMIDT TIPO L

El martillo de Schmidt es una herramienta apropiada que sirve para valorar la resistencia a compresión Uniaxial de la roca (RCU). Su uso es muy común ya que el aparato es de fácil manejabilidad, pudiendo aplicarse sobre roca matriz y sobre las discontinuidades (resistencia de los labios). (ANEXO 14).

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, el peso específico de la roca y la orientación del martillo respecto del plano ensayado.

NIVEL	MUESTRA	Resistencia a la Compresión Uniaxial
320	Caliza Espáritica	140 Mpa
332	Caliza Micritica / Intrusivo Tonalítico	360 Mpa
374	Caliza Micritica	90 Mpa

Tabla 19. Consolidado de RCU estimada mediante esclerómetro

Fuente: Elaboración Propia

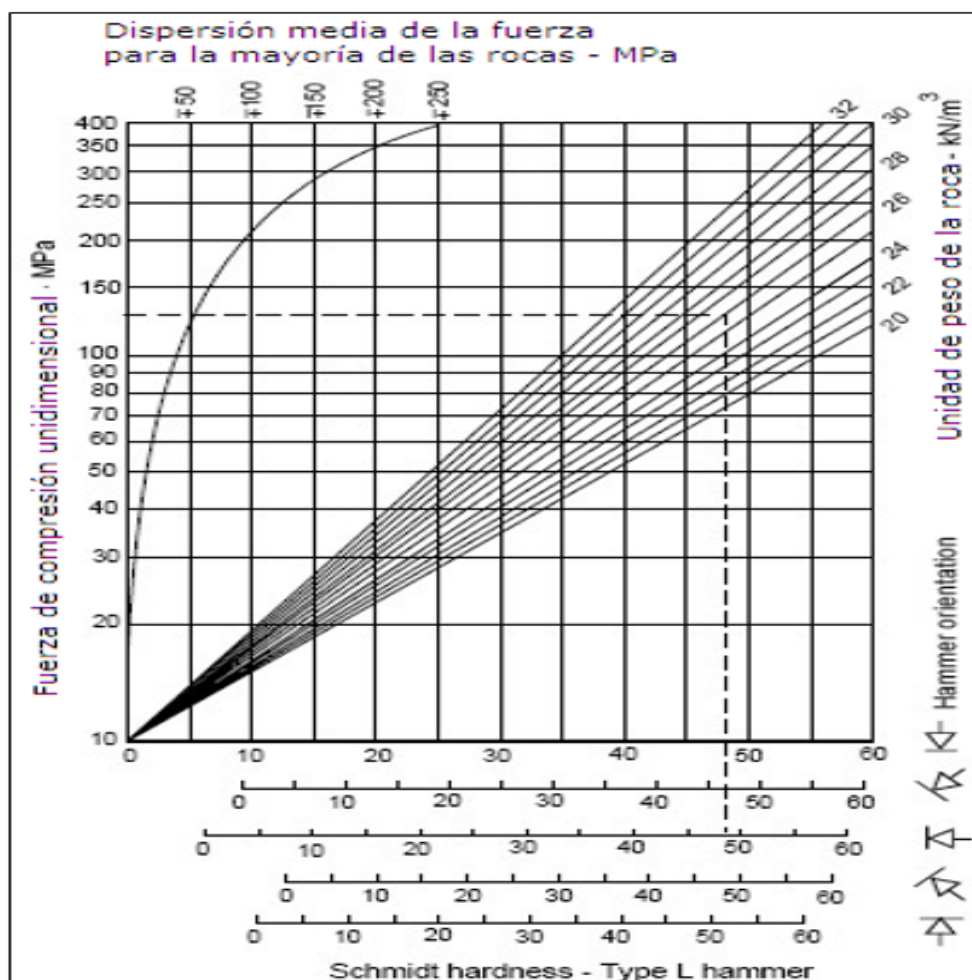


Figura 22. Gráfico de Correlación para el Martillo Schmidt entre resistencia a la compresión, densidad de la roca y rebote (Miller, 1995)

Fuente: Geotecmin

3.3.3.1. RCU para el socavón nivel 320

Se realizó ensayos con Martillo Schmidt in situ y también con muestras en laboratorio de los cuales se estimó un promedio de número de rebotes.

Nº de Rebotes - Ensayo in situ	Nº de Rebotes - Ensayo en Laboratorio
60	74
58	59
64	67
56	71
62	67
61	75
64	74
59	70
58	69
62	64
Promedio= 60.4	Promedio= 69
Promedio Nº de Rebote = 64.7	

Tabla 20. Número de Rebotes con Martillo Schmidt en el Socavón del Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia

Teniendo los datos de Número de rebote 64.7 y Densidad $21.385 \frac{\text{KN}}{\text{m}^3}$, se puede determinar la Resistencia a la Compresión Uniaxial según la tabla de Miller.

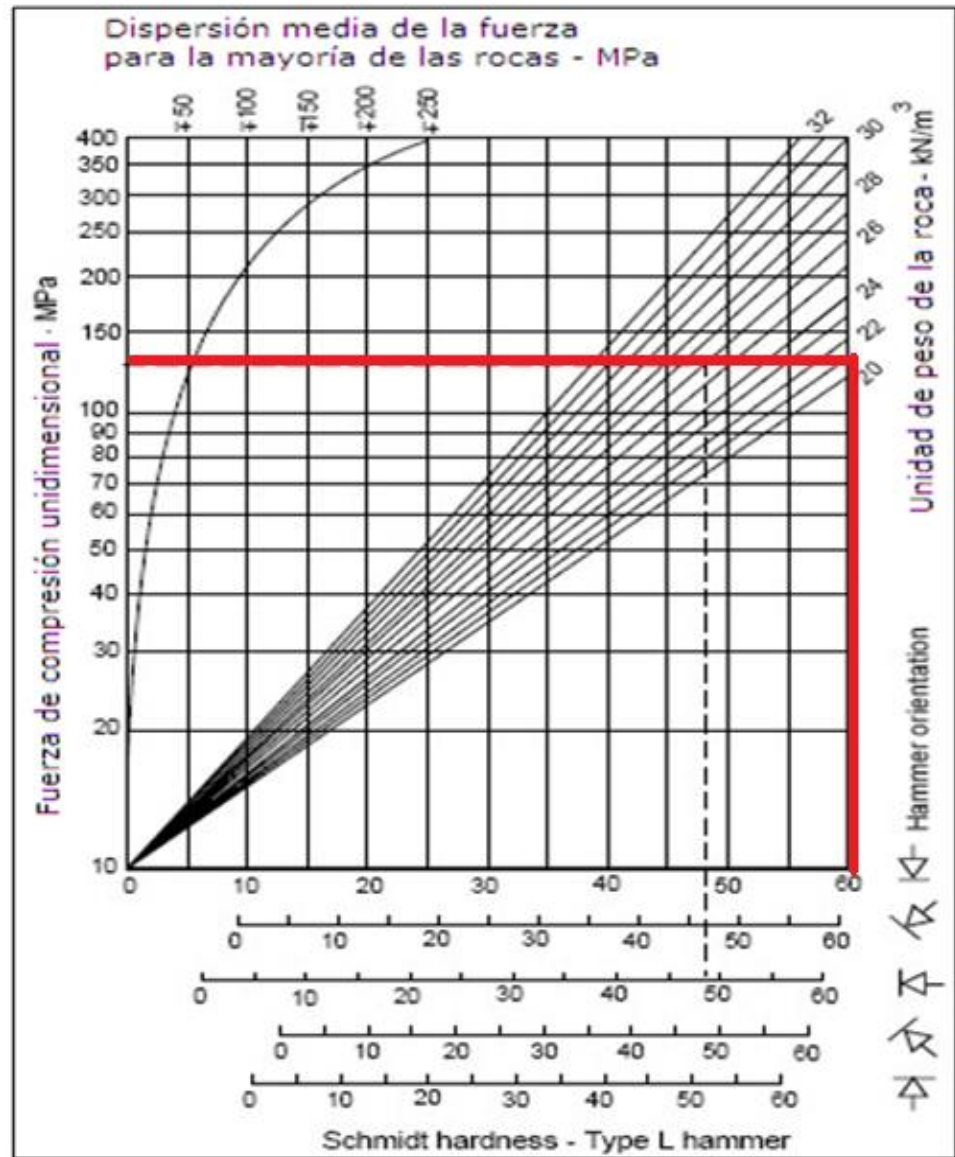


Figura 23. Estimación de RCU para Socavón del Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia

Se estima que la resistencia a la compresión uniaxial del Socavón del Nivel 320 teniendo en cuenta la posición del Martillo Schmidt ← es aproximadamente 140 Mpa.

3.3.3.2. RCU para el socavón nivel 332

Se realizó ensayos con Martillo Schmidt in situ y también con muestras en laboratorio de los cuales se estimó un promedio de número de rebotes.

Nº de Rebotes - Ensayo in situ	Nº de Rebotes - Ensayo en Laboratorio
65	72
68	69
71	59
74	74
67	76
69	73
62	75
72	71
70	72
68	69
Promedio= 68.6	Promedio=71
Promedio Nº de Rebote = 69.8	

Tabla 21. Promedio de Número de Rebotes Para el Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia

Teniendo los datos de Número de rebote 69.8 y Densidad $27.468 \frac{\text{KN}}{\text{m}^3}$, se puede determinar la Resistencia a la Compresión Uniaxial según la tabla de Miller.

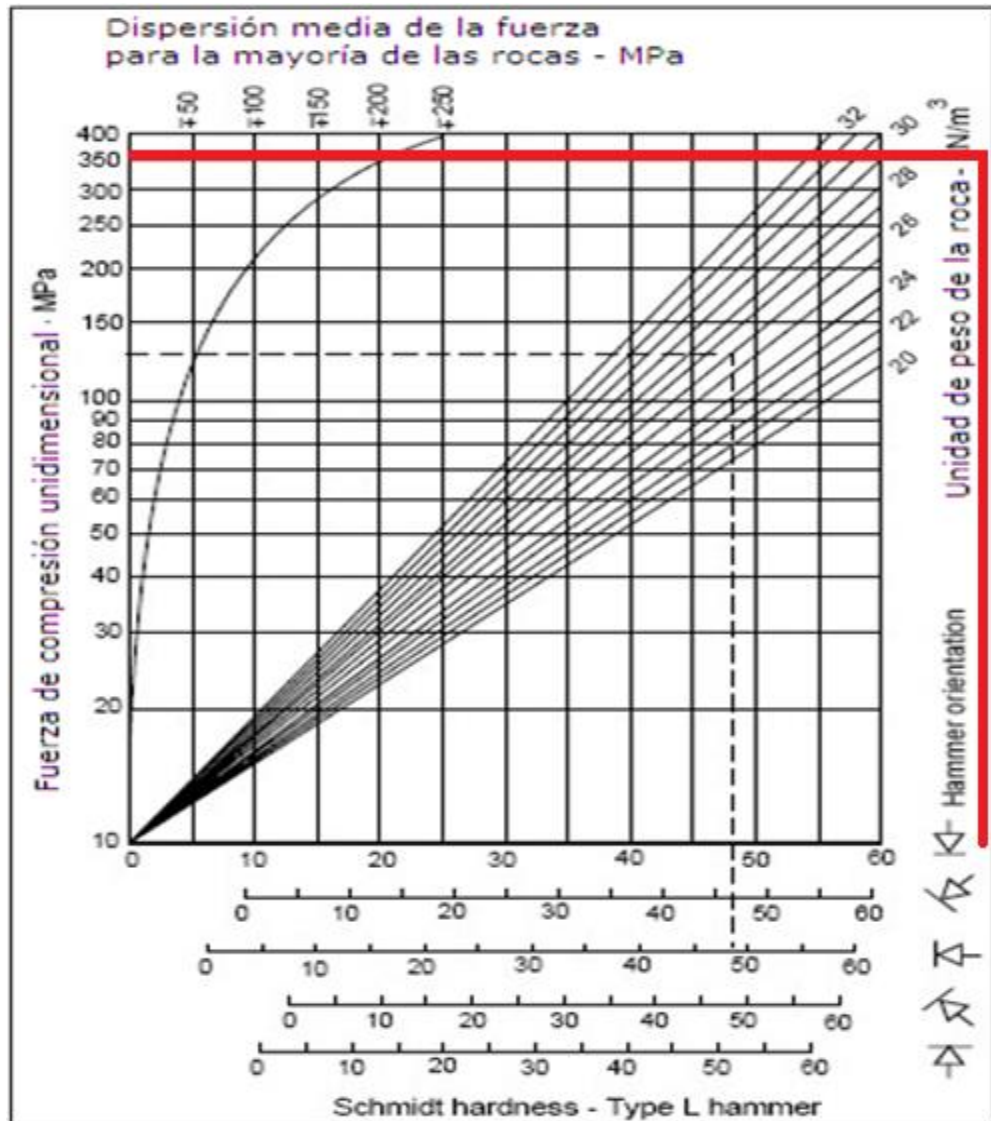


Figura 24. Estimación de RCU para Socavón del Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia

Se estima que la resistencia a la compresión uniaxial del Socavón del Nivel 332 teniendo en cuenta la posición del Martillo Schmidt es aproximadamente 360 Mpa.

3.3.3.3. RCU para del socavón nivel 374

Se realizó ensayos con Martillo Schmidt in situ y también con muestras en laboratorio de los cuales se estimó un promedio de número de rebotes.

Nº de Rebotes - Ensayo in situ	Nº de Rebotes - Ensayo en Laboratorio
45	52
42	46
46	48
50	53
42	48
43	46
47	51
41	36
44	47
51	39
Promedio=45.1	Promedio=46.6
Promedio Nº de Rebote = 45.85	

Tabla 22. Promedio de Número de Rebotes Para el Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia

Teniendo los datos de Número de rebote 45.85 y Densidad $23.9 \frac{KN}{m^3}$, se puede determinar la Resistencia a la Compresión Uniaxial según la tabla de Miller.

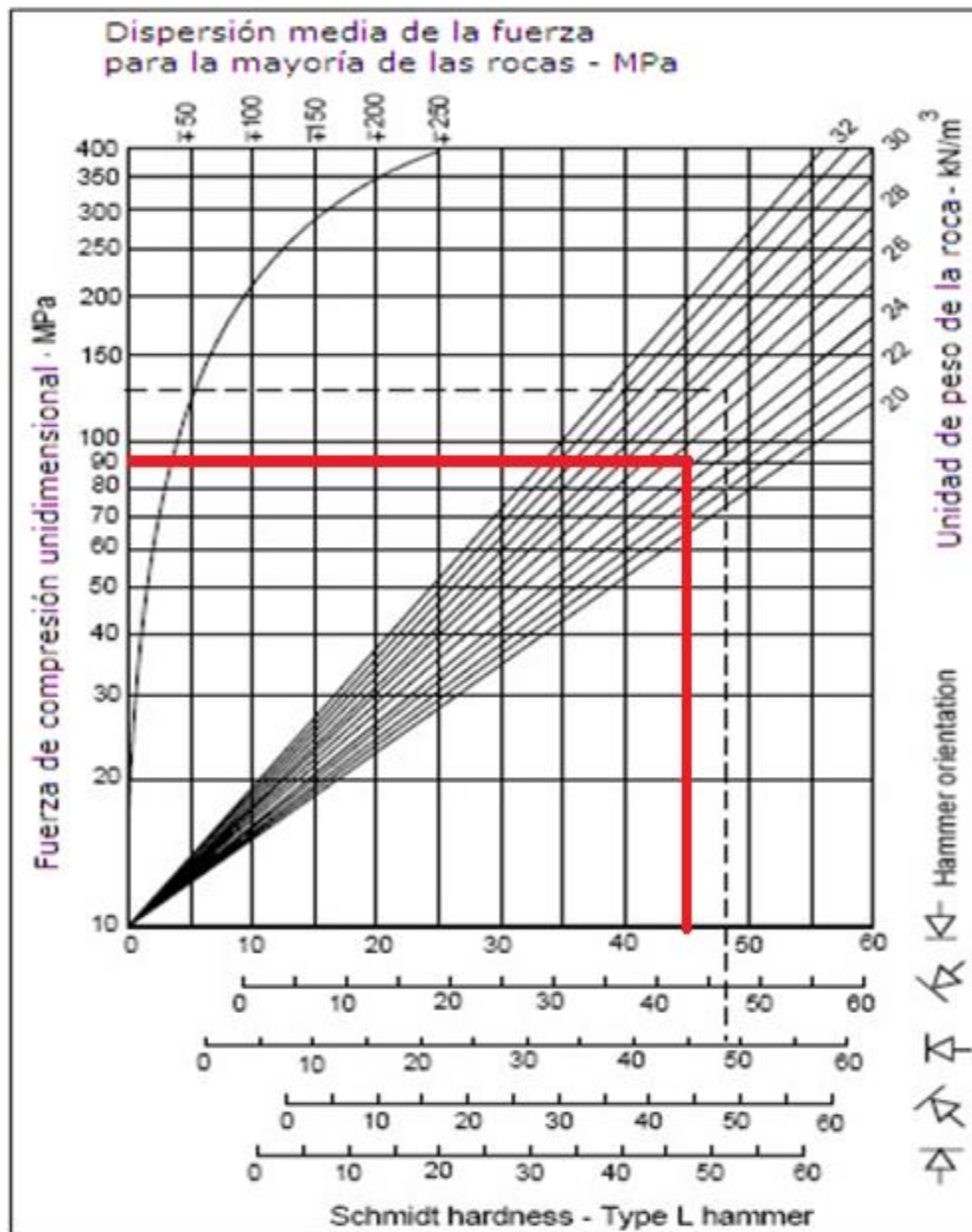



Figura 25. Estimación de RCU para Socavón del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia

Se estima que la resistencia a la compresión uniaxial del Socavón del Nivel 374 teniendo en cuenta la posición del  Martillo Schmidt es aproximadamente 90 Mpa.

3.3.4. Estimación de la resistencia a la compresión simple a partir de ensayos de carga puntual

El ensayo de carga puntual se realizó con el Equipo de Carga Puntual A125n Normado por ASTM D5731 y se usa para verificar la resistencia a la compresión simple de fragmentos irregulares de roca, testigos cilíndricos de sondajes o bloques, a partir del indicador de resistencia a la carga puntual (I_s), de tal forma que el stress aplicado se convierte a valores aproximados de Resistencia a la Compresión Uniaxial No confinada (UCS), según el diámetro de la muestra. El estándar consiste en romper una muestra entre dos puntas cónicas metálicas accionadas por una prensa. Para este caso se realizará el ensayo en una posición diametral del testigo.

Las utilidades de este ensayo son que se pueden usar muestras de roca irregulares sin preparación previa alguna y que la maquina es portátil. (ANEXO 15).

La Resistencia a la carga Puntual de las muestras obtenidas en campo y posteriormente ensayadas en laboratorio de Mecánica de Rocas son las siguientes:

MUESTRA	RESISTENCIA A LA CARGA PUNTUAL (KN)
Nivel 320	17 kn
Nivel 332	36 kn
Nivel 374	9 kn

Tabla 23. Resultados de Resistencia a la Carga Puntual en Kn de los testigos de los tres socavones

Fuente: Elaboración Propia

La resistencia a la compresión simple se determina mediante a las siguientes formulas:

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

Donde:

I_s = índice de resistencia de carga puntual no corregido, en mega pascales

P = carga aplicada, kilo newton

D = diámetro del testigo

Posteriormente el Cálculo Índice de Carga Puntual tiene que ser corregido de acuerdo al diámetro del testigo.

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

Donde:

$I_{S(50)}$ = índice de resistencia de carga puntual corregido, en mega pascales

F = factor de corrección

Por lo que se calcula un factor de corrección entre el diámetro de nuestro testigo respecto al diámetro promedio de testigos para este ensayo que es 50 mm. Entonces:

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

Posteriormente el valor de resistencia a la compresión simple para testigos con diámetro 54mm a partir del $I_{S(50)}$, se estima de la siguiente manera:

$$UCS = 24 \times I_{S50}$$

A partir de estas fórmulas se calculó cada uno de los parámetros antes mencionados y se presentan en la siguiente tabla:

CARGA PUNTUAL									
Descripción	Forma de Muestra	Muestra	D mm	(D) ² mm	P KN	Is Mpa	F(D/50) ^{0.45}	Is(50) Mpa	UCS Mpa
Caliza Silicificada	Cilíndrica/Diametral	Nivel 320	54	2916	17	5.829903978	1.035239156	6.035344874	144.848277
Caliza Silicificada	Cilíndrica/Diametral	Nivel 332	54	2916	36	12.34567901	1.035239156	12.78073032	306.7375276
Caliza Silicificada	Cilíndrica/Diametral	Nivel 374	54	2916	9	3.086419753	1.035239156	3.19518252	76.68438193

Tabla 24. Resultados en Mpa de la RCU de los datos de resistencia obtenidos mediante Carga Puntual

Fuente: Elaboración Propia

3.3.5. Relación de los parámetros de clasificación geomecánica con los parámetros de resistencia mediante ensayos

A continuación, se presenta la concordancia de los parámetros geomecánicos obtenidos en campo con los ensayos hechos en laboratorio de mecánica de rocas, lo cual pretende respaldar el análisis hecho en campo para esta tesis.

GEOMECÁNICA – ENSAYOS LABORATORIO								
NIVEL	RQD	RMR		GSI		RCU – MARTILLO SCHMIDT	CARGA PUNTUAL	PROMEDIO RCU (Mpa)
320	75%	57		55		140 Mpa	144 Mpa	142 Mpa
		RQD 75% - 90%	RCU(Mpa) 100 – 250	RQD 50% - 75%	RCU(Mpa) 100 – 250			
332	84%	63		75		360 Mpa	306 Mpa	333 Mpa
		RQD 75% - 90%	RCU(Mpa) > 250	RQD 75% - 90%	RCU(Mpa) 100 - 250/ > 250			
374	69.7%	54		50		90 Mpa	76 Mpa	83 Mpa
		RQD 50% - 75%	RCU(Mpa) 50 - 100	RQD 50% - 75%	RCU(Mpa) 50 – 100			

Tabla 25. Relación De Los Parámetros De Clasificación Geomecánica Con Los Parámetros De Resistencia Mediante Ensayos

Fuente: Elaboración Propia

3.4. Análisis del macizo rocoso mediante softwares

3.4.1. Análisis mediante el software roc data

El programa “RocData”, ha sido desarrollado con la finalidad de ser un medio conveniente de resolución y graficación de las ecuaciones necesarias para el cálculo del criterio de rotura de macizos rocosos de Hoek-Brown y Mohr - Coulomb, los cuales son ampliamente aceptados y han sido aplicados en un gran número de proyectos a nivel mundial. Estos criterios determinan las constantes del macizo rocoso como el m_b , a y s , así como el ángulo de fricción y resistencia cohesiva equivalentes.

ESTACIÓN GEOMECÁNICA - MUESTRA	COHESIÓN	ÁNGULO DE FRICCIÓN
EG – NIVEL 320	0.613 Mpa	58.13 °
EG – NIVEL 332	8.175 Mpa	54.87 °
EG1 – NIVEL 374	0.361589 Mpa	45.55 °
EG2 – NIVEL 374	0.481581 Mpa	48.43 °
EG3 – NIVEL 374	0.326 Mpa	45.71 °

Tabla 26. Consolidado de las Cohesión y Ángulo de Fricción para las Excavaciones Subterráneas

Fuente: Elaboración Propia

3.4.1.1. Parámetros de resistencia en el socavón del nivel 320

Parámetros ingresados, para Obtener Constantes del Criterio Hoek-Brown (VER LAMINA 5 Y 6):

σ_{ci}	: 142 MPa	(Resistencia a la Compresión Uniaxial)
GSI	: 55	(Índice de Resistencia Geológico)
M_i	: 10	(Parámetro dependiente de la litología de la roca)
D	: 0.8	(Factor de perturbación)

Constantes de Hoek – Brown:

M_b : 0.687 (Valor reducido de M_i)
s : 0.0011 (Constante del Macizo Rocoso)
a : 0.504 (Constante del Macizo Rocoso)

Parámetros ingresados para el Rango de Envolvente de Rotura que determinará

Constantes de Mohr - Coulomb:

Aplicación : Túneles
Peso Específico : $0.021 \frac{MN}{m^3}$
Profundidad del Túnel : 20 m
Sig3max : 0.2453 Mpa (Límite Superior del Esfuerzo de Confinamiento)

Parámetros obtenidos por el Criterio de Rotura Mohr-Coulomb:

Cohesión : 0.613 Mpa (Cohesión)
Friction Angle : 58.13° (Ángulo de fricción)

Parámetros Aproximados de la Masa Rocosa:

Tensile Strength : -0.226 Mpa (Resistencia a la tracción)
Modulus of deformation : 8001.13 Mpa (Modulo de deformación)

Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

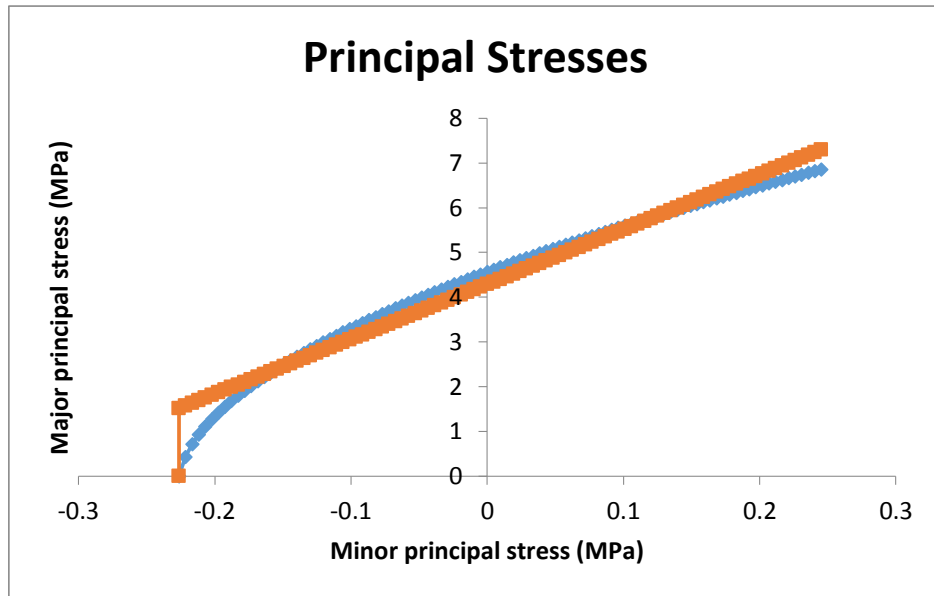


Figura 26. Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

Fuente: Elaboración Propia en Roc Data

- Envolvente de Rotura de Mohr Coulomb
- Relación de Esfuerzos Principales Mayores y Menores

Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.

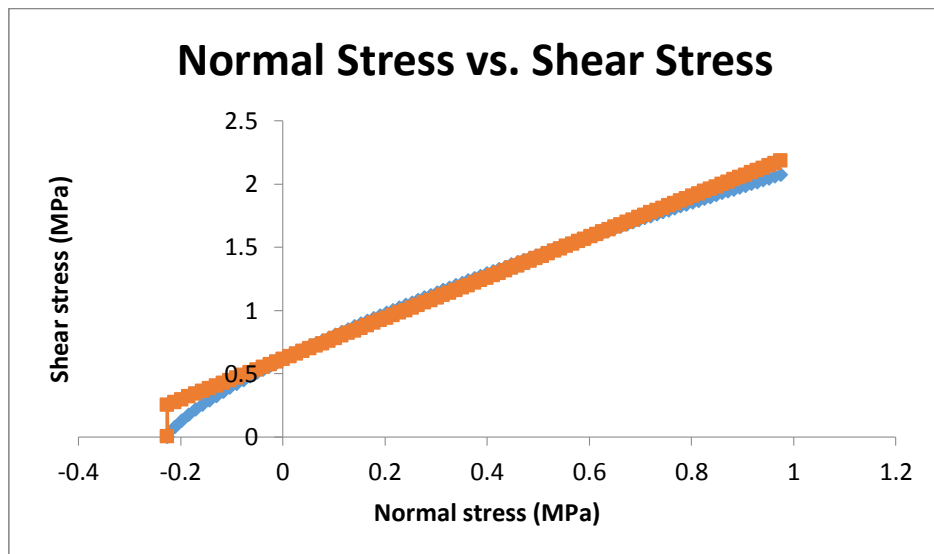


Figura 27. Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

Fuente: Elaboración Propia en Roc Data

— Envolvente de Rotura de Mohr – Coulomb

— Relación de Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales

3.4.1.2. Parámetros de resistencia en el socavón del nivel 332

Parámetros ingresados, para Obtener Constantes del Criterio Hoek-Brown (Ver Lamina 7 y 8):

Sigci	: 333 MPa	(Resistencia a la Compresión Uniaxial)
GSI	: 75	(Índice de Resistencia Geológico)
mi	: 8	(Parámetro dependiente de la litología de la roca)
D	: 0.8	(Factor de perturbación)

Constantes de Hoek – Brown:

M _b	: 1.806	(Valor reducido de Mi)
s	: 0.0226	(Constante del Macizo Rocoso)
a	: 0.501	(Constante del Macizo Rocoso)

Parámetros ingresados para el Rango de Envolvente de Rotura que determinará

Constantes de Mohr - Coulomb:

Aplicación	: Túneles
Peso Específico	: $0.027 \frac{MN}{m^3}$
Profundidad del Túnel:	35 m
Sig3max	: 0.5749 Mpa (Límite Superior del Esfuerzo de Confinamiento)

Parámetros obtenidos por el Criterio de Rotura Mohr-Coulomb:

Cohesion	: 8.175 Mpa	(Cohesión)
Friction Angle	: 54.87 °	(Ángulo de fricción)

Parámetros Aproximados de la Masa Rocosa:2

Tensile Strength	: -4.1742 Mpa	(Resistencia a la tracción)
Modulus of deformation	: 25301.79 Mpa	(Modulo de deformación)

Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

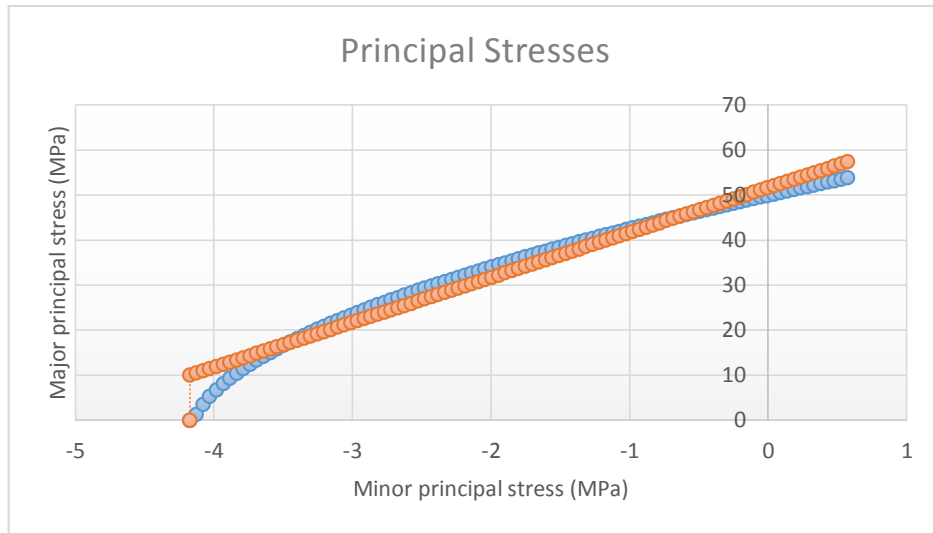


Figura 28. Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

Fuente: Elaboración Propia en Roc Data

- Envolvente de Rotura de Mohr Coulomb
- Relación de Esfuerzos Principales Mayores y Menores

Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.

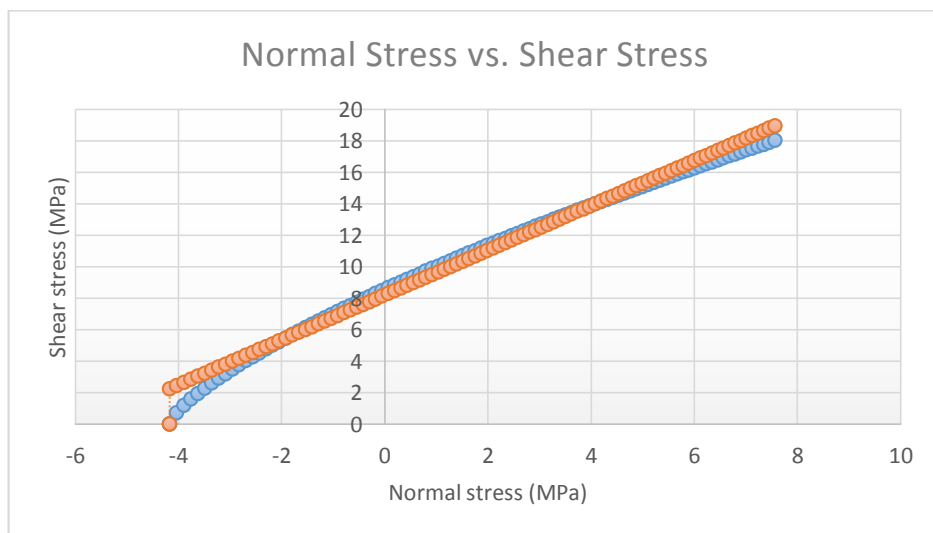


Figura 29. Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.

Fuente: Elaboración Propia en Roc Data

— Envolvente de Rotura de Mohr – Coulomb

— Relación de Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales

3.4.1.3. Parámetros de resistencia en el socavón del nivel 374

3.4.1.3.1. Estación geomecánica I

Parámetros ingresados, para Obtener Constantes del Criterio Hoek-Brown (Ver Lamina 9 y 10):

Sigci	: 83 MPa	(Resistencia a la Compresión Uniaxial)
GSI	: 50	(Índice de Resistencia Geológico)
mi	: 8	(Parámetro dependiente de la litología de la roca)
D	: 0.8	(Factor de perturbación)

Constantes de Hoek – Brown:

M _b	: 0.40784	(Valor reducido de Mi)
s	: 0.00051273	(Constante del Macizo Rocoso)
a	: 0.505734	(Constante del Macizo Rocoso)

Parámetros ingresados para el Rango de Envolvente de Rotura que determinará Constantes de Mohr - Coulomb:

Aplicación	: Túneles
Peso Específico	: 0.024 $\frac{MN}{m^3}$
Profundidad del Túnel:	50 m
Sig3max	: 0.626828 Mpa (Lím. Sup. Esfuerzo de Confinamiento)

Parámetros obtenidos por el Criterio de Rotura Mohr-Coulomb:

Cohesion	: 0.361589 Mpa	(Cohesión)
Friction Angle	: 45.5507 °	(Ángulo de fricción)

Parámetros Aproximados de la Masa Rocosa:

Tensile Strength	: -0.104333 Mpa	(Resistencia a la tracción)
Modulus of deformation:	5466.26 Mpa	(Modulo de deformación)

Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

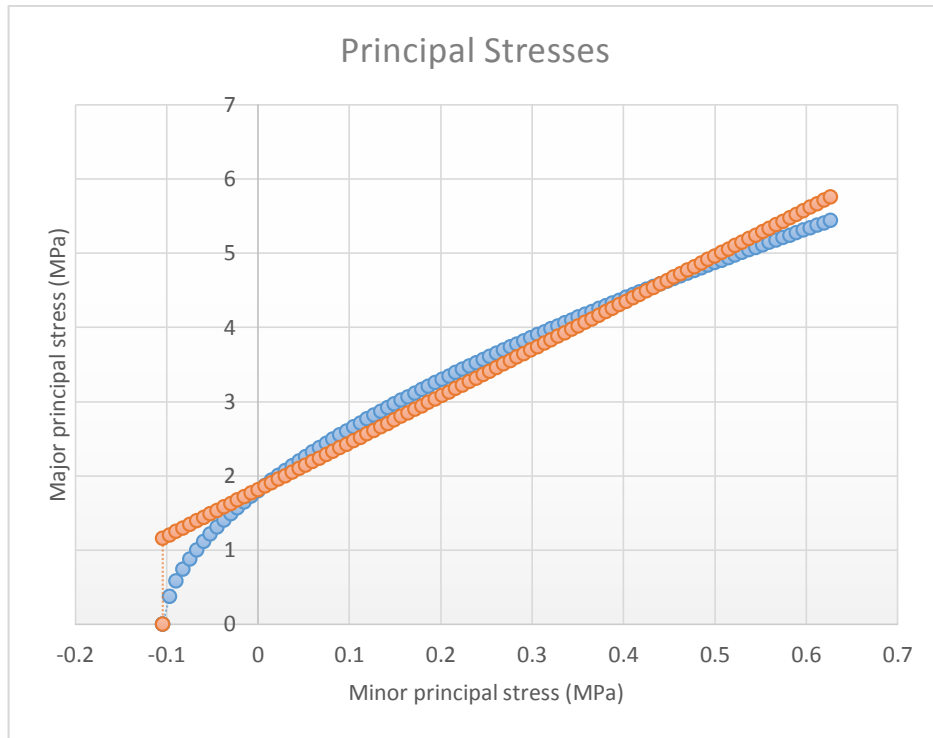


Figura 30. Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

Fuente: Elaboración Propia en Roc Data

- Envolvente de Rotura de Mohr Coulomb
- Relación de Esfuerzos Principales Mayores y Menores

Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.

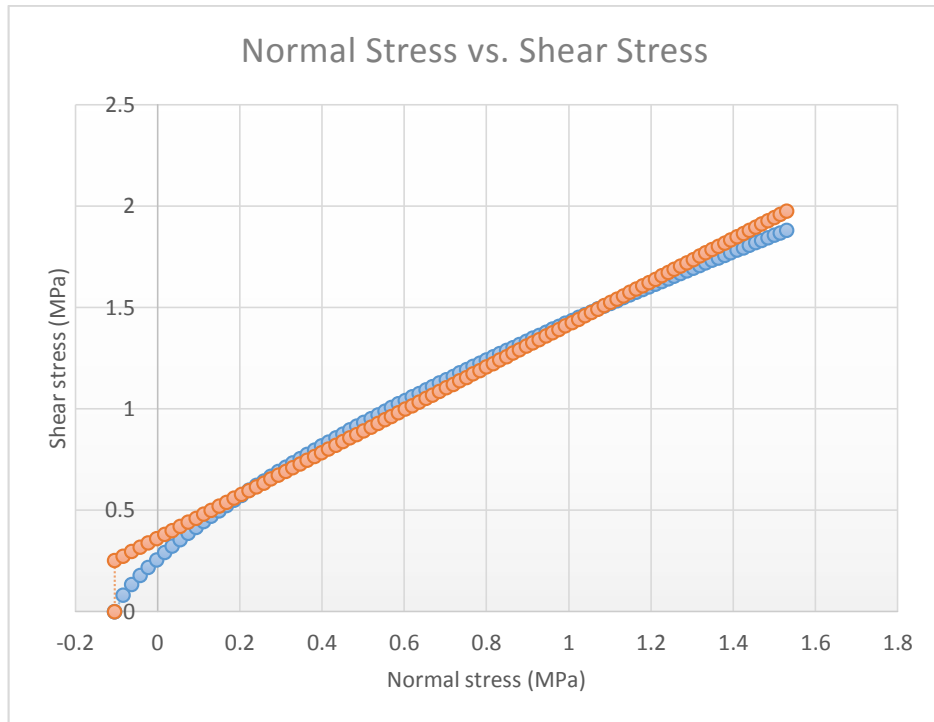


Figura 31. Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.

Fuente: Elaboración Propia en Roc Data

- Envolvente de Rotura de Mohr – Coulomb
- Relación de Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales

3.4.1.3.2. Estación geomecánica II

Parámetros ingresados, para Obtener Constantes del Criterio Hoek-Brown:

- Sigci : 83 MPa (Resistencia a la Compresión Uniaxial)
- GSI : 55 (Índice de Resistencia Geológico)
- mi : 8 (Parámetro dependiente de la litología de la roca)
- D : 0.8 (Factor de perturbación)

Constantes de Hoek – Brown:

- M_b : 0.549289 (Valor reducido de Mi)
- s : 0.00109371 (Constante del Macizo Rocos)
- a : 0.504048 (Constante del Macizo Rocos)

Parámetros ingresados para el Rango de Envolvente de Rotura que determinará

Constantes de Mohr - Coulomb:

Aplicación : Túneles
Peso Específico : $0.024 \frac{MN}{m^3}$
Profundidad del Túnel: 50 m
Sig3max : 0.633219 Mpa (Lím. Sup. Esfuerzo de Confinamiento)

Parámetros obtenidos por el Criterio de Rotura Mohr-Coulomb:

Cohesion : 0.481581 Mpa (Cohesión)
Friction Angle : 48.4278° (Ángulo de fricción)

Parámetros Aproximados de la Masa Rocosa:

Tensile Strength : -0.1652 Mpa (Resistencia a la tracción)
Modulus of deformation : 7289.38 Mpa (Modulo de deformación)

Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

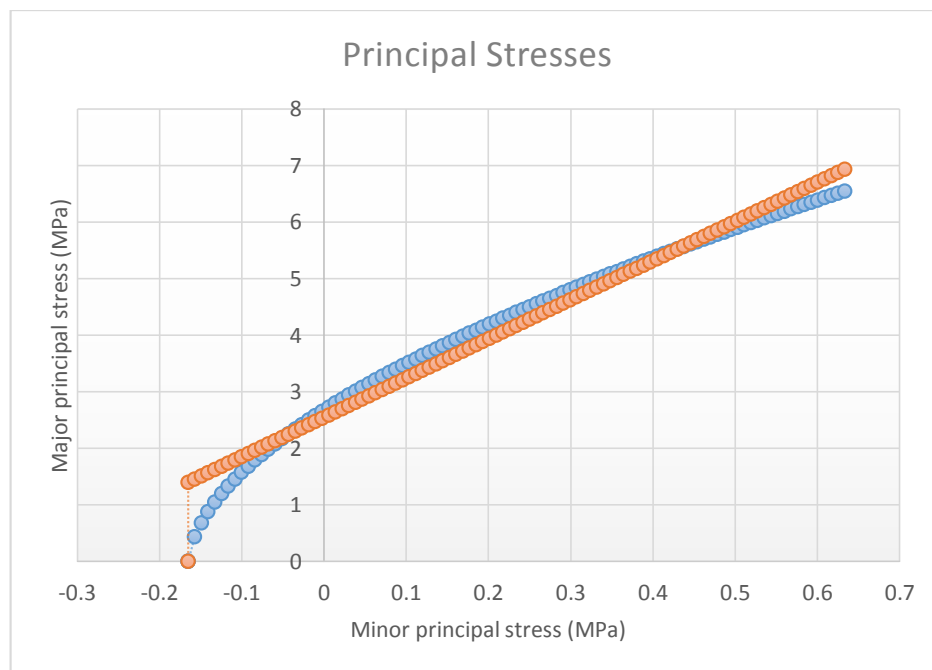


Figura 32. Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb

Fuente: Elaboración Propia en Roc Data

- Envoltente de Rotura de Mohr Coulomb
- Relación de Esfuerzos Principales Mayores y Menores

Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.

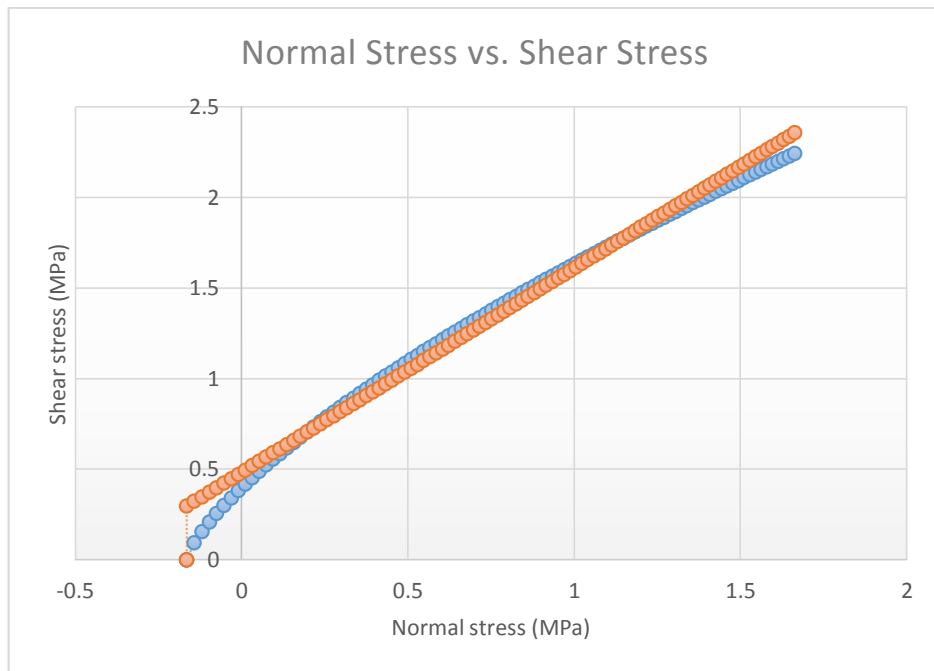


Figura 33. Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.

Fuente: Elaboración Propia en Roc Data

- Envoltente de Rotura de Mohr – Coulomb
- Relación de Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales

3.4.1.3.3. Estación geomecánica 3

Parámetros ingresados, para Obtener Constantes del Criterio Hoek-Brown:

- Sigci : 83 MPa (Resistencia a la Compresión Uniaxial)
- GSI : 48 (Índice de Resistencia Geológico)
- mi : 8 (Parámetro dependiente de la litología de la roca)
- D : 0.8 (Factor de perturbación)

Constantes de Hoek – Brown:

M_b : 0.362 (Valor reducido de M_i)
s : 0.0004 (Constante del Macizo Rocoso)
a : 0.507 (Constante del Macizo Rocoso)

Parámetros ingresados para el Rango de Envolvente de Rotura que determinará

Constantes de Mohr - Coulomb:

Aplicación : Túneles
Peso Específico : $0.024 \frac{MN}{m^3}$
Profundidad del Túnel: 50 m
Sig3max : 0.6243 Mpa (Lím. Sup. Esfuerzo de Confinamiento)

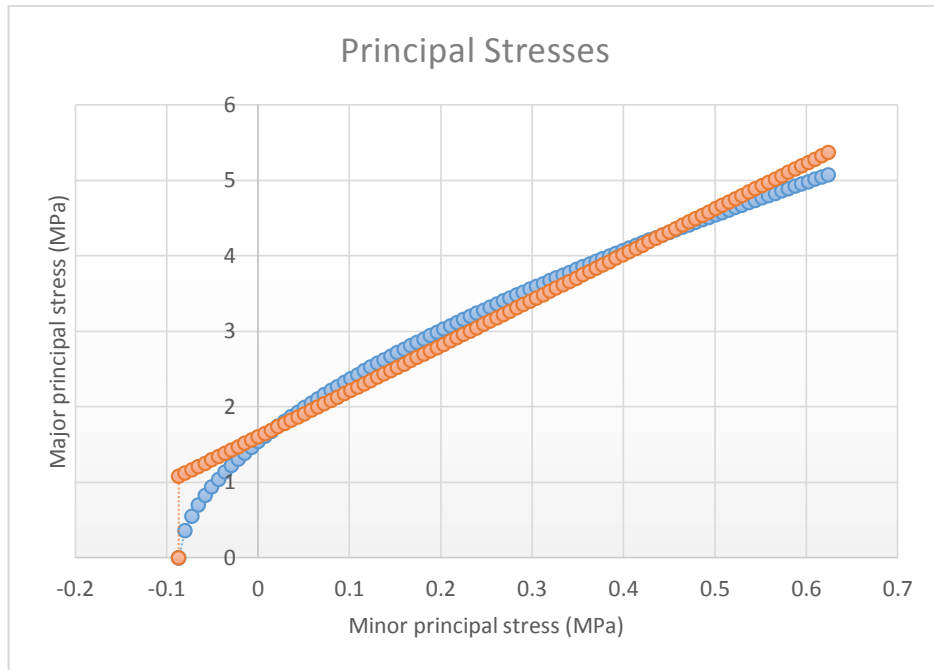
Parámetros obtenidos por el Criterio de Rotura Mohr-Coulomb:

Cohesion : 0.326 Mpa (Cohesión)
Friction Angle : 45.71° (Ángulo de fricción)

Parámetros Aproximados de la Masa Rocosa:

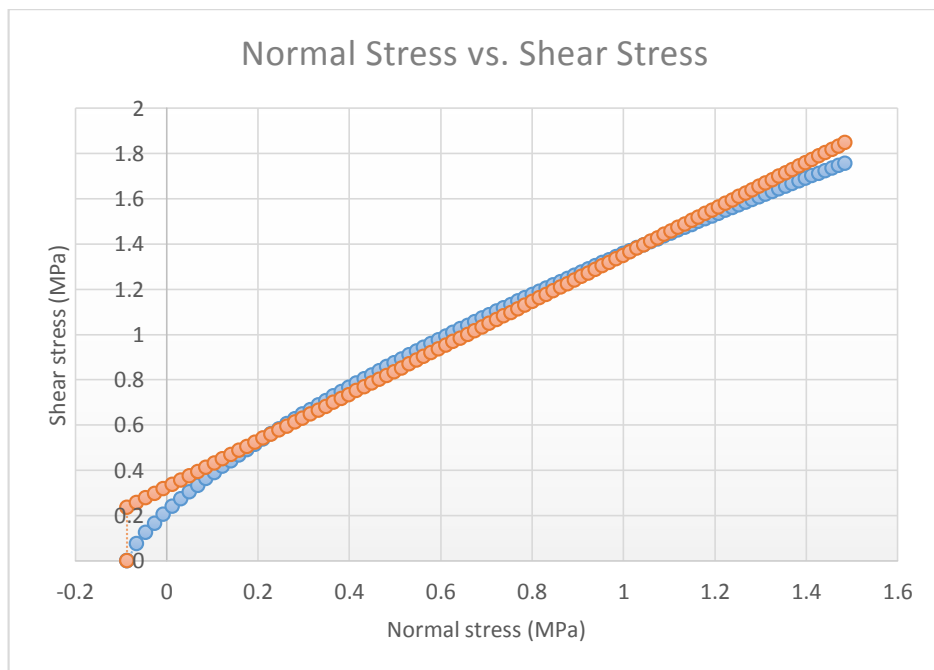
Tensile Strength : -0.087 Mpa (Resistencia a la tracción)
Modulus of deformation : 4871.81 Mpa (Modulo de deformación)

Relaciones entre Esfuerzos Principales Mayores y Esfuerzos Principales Menores para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb



- Envolvente de Rotura de Mohr Coulomb
- Relación de Esfuerzos Principales Mayores y Menores

Relaciones entre Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales para el criterio de Hoek – Brown y el equivalente de Mohr – Coulomb.



- Envolvente de Rotura de Mohr – Coulomb
- Relación de Esfuerzos Cortantes y Esfuerzos Normales

3.4.2. Toma de datos y análisis de la orientación de las discontinuidades

Las orientaciones de las discontinuidades del macizo rocoso son expresadas en dirección de buzamiento y buzamiento, por lo que se recolectó datos con brújula geológica de estos durante varias semanas, a lo largo de todas las excavaciones subterráneas. Posteriormente se realizó el procesamiento de estos mediante técnicas de proyección estereográfica utilizando el programa Dips. (ANEXO 19).

El procesamiento de los datos de orientaciones en el socavón del nivel 320 suman un total de 40 datos de dirección de buzamiento y buzamiento. De acuerdo con lo observado en campo se verificó que los datos corresponden a 2 familias de juntas principales y 3 familias aleatorias, los cuales se asumirán de esta manera en el software Dips.

De igual manera los datos de orientaciones en el socavón del nivel 332 suman un total de 91 datos de dirección de buzamiento y buzamiento. De acuerdo con lo observado en campo se verificó que los datos corresponden a 3 familias de juntas principales y 2 familias aleatorias, los cuales se asumirán de esta manera en el software Dips.

Así mismo en el socavón del nivel 374 los datos de orientaciones suman un total de 357 datos de dirección de buzamiento y buzamiento, para la primera estación se tomaron 100 datos, en la segunda también 100 y en la tercera 157. De acuerdo con lo observado en campo se verificó que los datos corresponden a 1 misma familia de juntas, los cuales se asumirán de esta manera en el software Dips.

El análisis de las orientaciones de las discontinuidades empieza por la inserción de estos al software Dips respectivamente. Se aplicó la opción de diagrama de vectores para visualizar los polos o vectores de inmersión y luego Diagrama de Contornos y Convergencia de puntos para determinar mediante coloraciones donde están las mayores concentraciones de polos. A partir de ello se seleccionó a “mano alzada” nuestras zonas de mayor coloración y convergencia de puntos, se establecen las zonas y a cada una se le asigna una letra. Esto generará también Planos Medios del conjunto de discontinuidades y luego con la opción Major Planes Preset se podrá determinar la dirección de buzamiento de los Planos Principales Predefinidos y el buzamiento.

A partir de este procedimiento se determinó la proyección estereográfica de los datos obtenidos en los socavones.

ESTACIÓN GEOMECÁNICA	BUZAMIENTO	DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO
EG – NIVEL 320	52	250
	76	280
	50	307
	71	311
	58	337
EG – NIVEL 332	65	340
	73	262
	71	228
	22	217
	83	179
EG1 – NIVEL 374	66	318
EG2 – NIVEL 374	64	327
EG3 – NIVEL 374	62	331

Tabla 27. Consolidado de Buzamiento y Dirección de Buzamiento de los Planos Mayores en cada Estación

Fuente: Elaboración Propia

3.4.2.1. Proyección estereográfica del socavón 320

El procesamiento inicia con la inserción de los datos de dirección de buzamiento y buzamiento que se muestran en el ANEXO 18 (Ver Lamina 5 y 6).

A partir de los datos de buzamiento y dirección de buzamiento se verificó el diagrama de polos o vectores de inmersión.

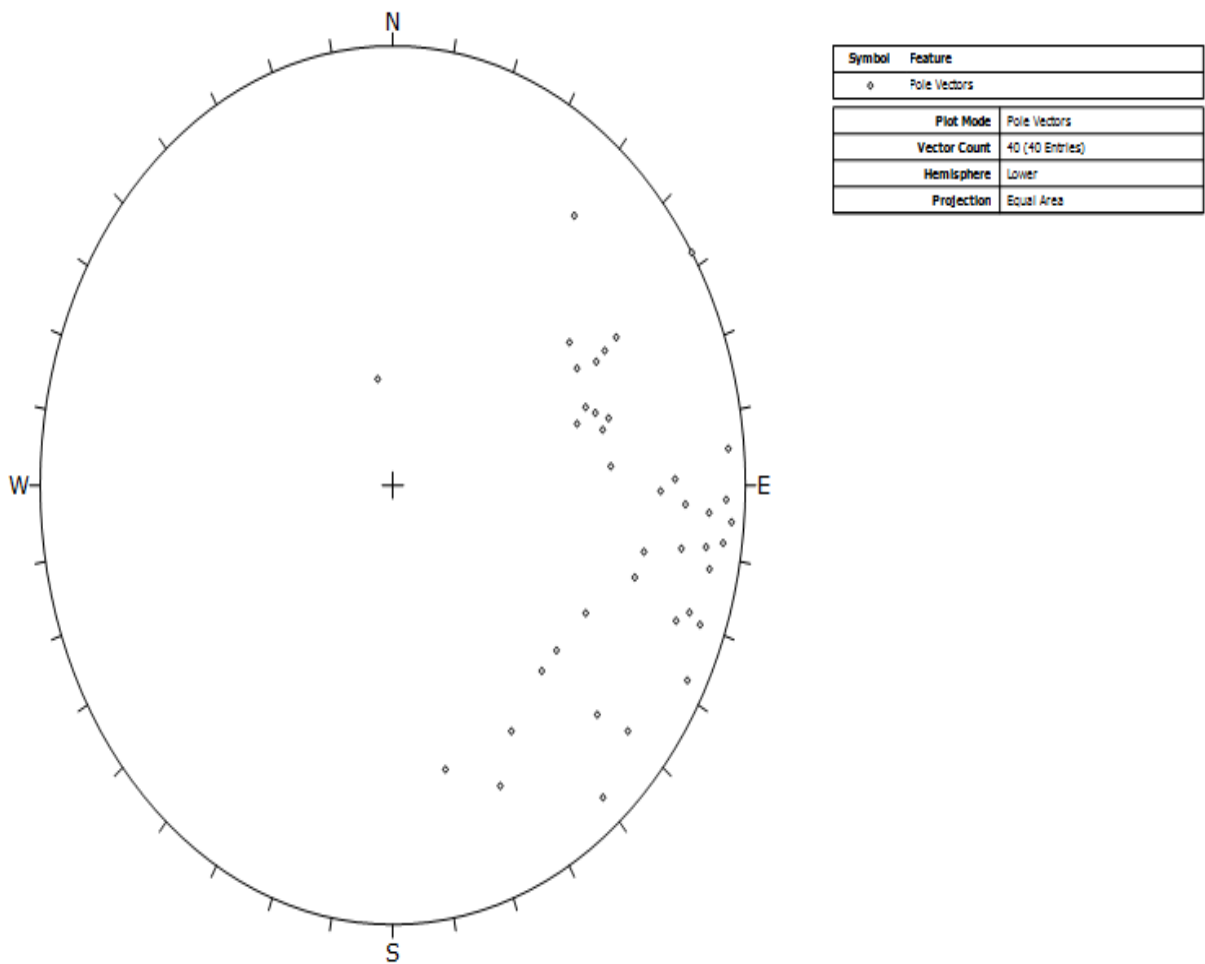


Figura 34. Diagrama de Polos Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Luego la opción Contour Preset (Diagrama de Contornos), permitirá el análisis significativo y/o de mayor concentración en los polos. Este ha sido usado para observar los datos de grupo de orientación no evidentes inmediatamente desde un Trazado de Polos, Coloraciones o un Esparcido de Polos.

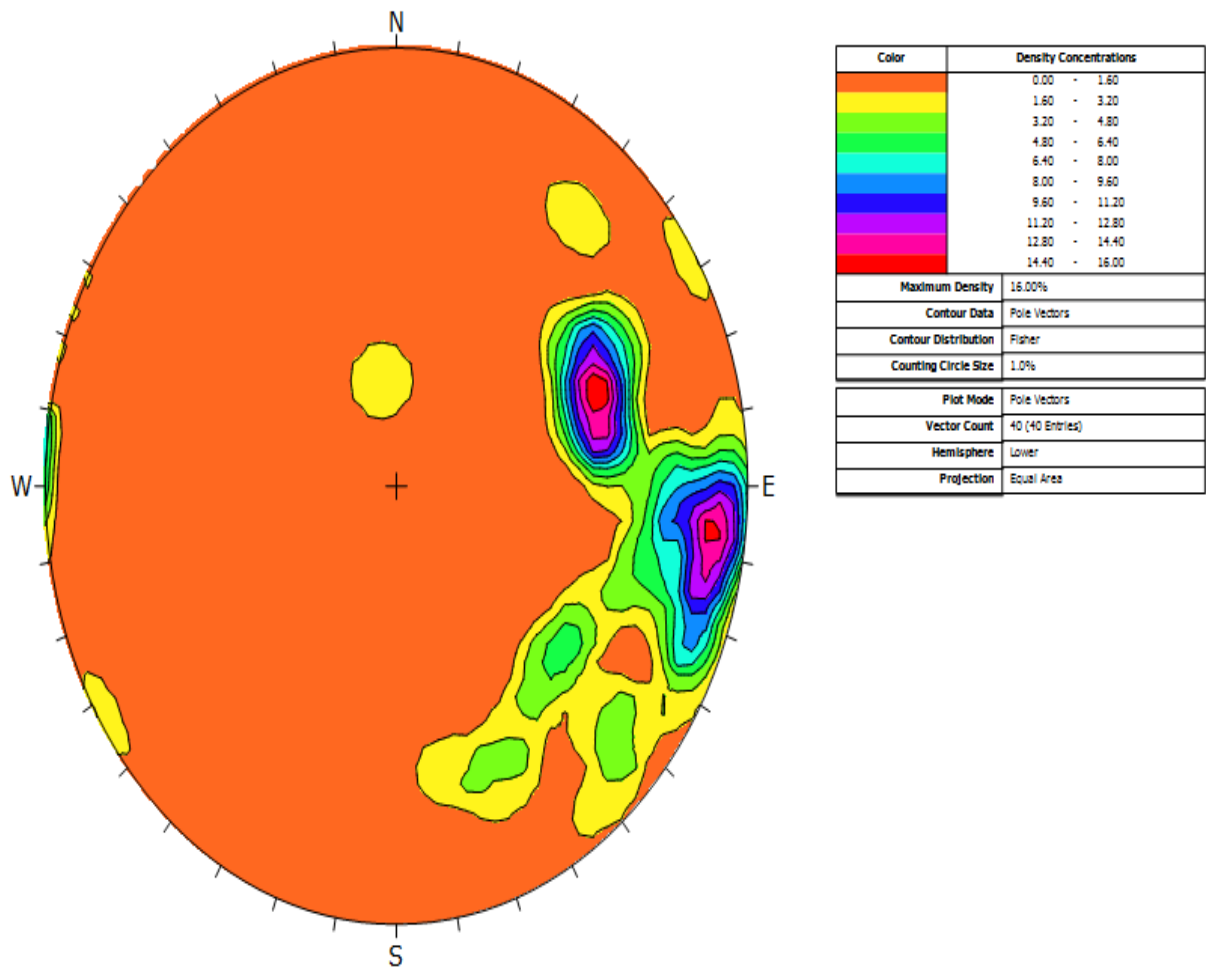


Figura 35. Diagrama de Contornos Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Se aplicó Add Set Window para seleccionar a “mano alzada” nuestras zonas de mayor coloración y convergencia de puntos. A cada zona se le asignó una letra.

Se seleccionaron en total 5 zonas con mayor coloración y convergencia de puntos.

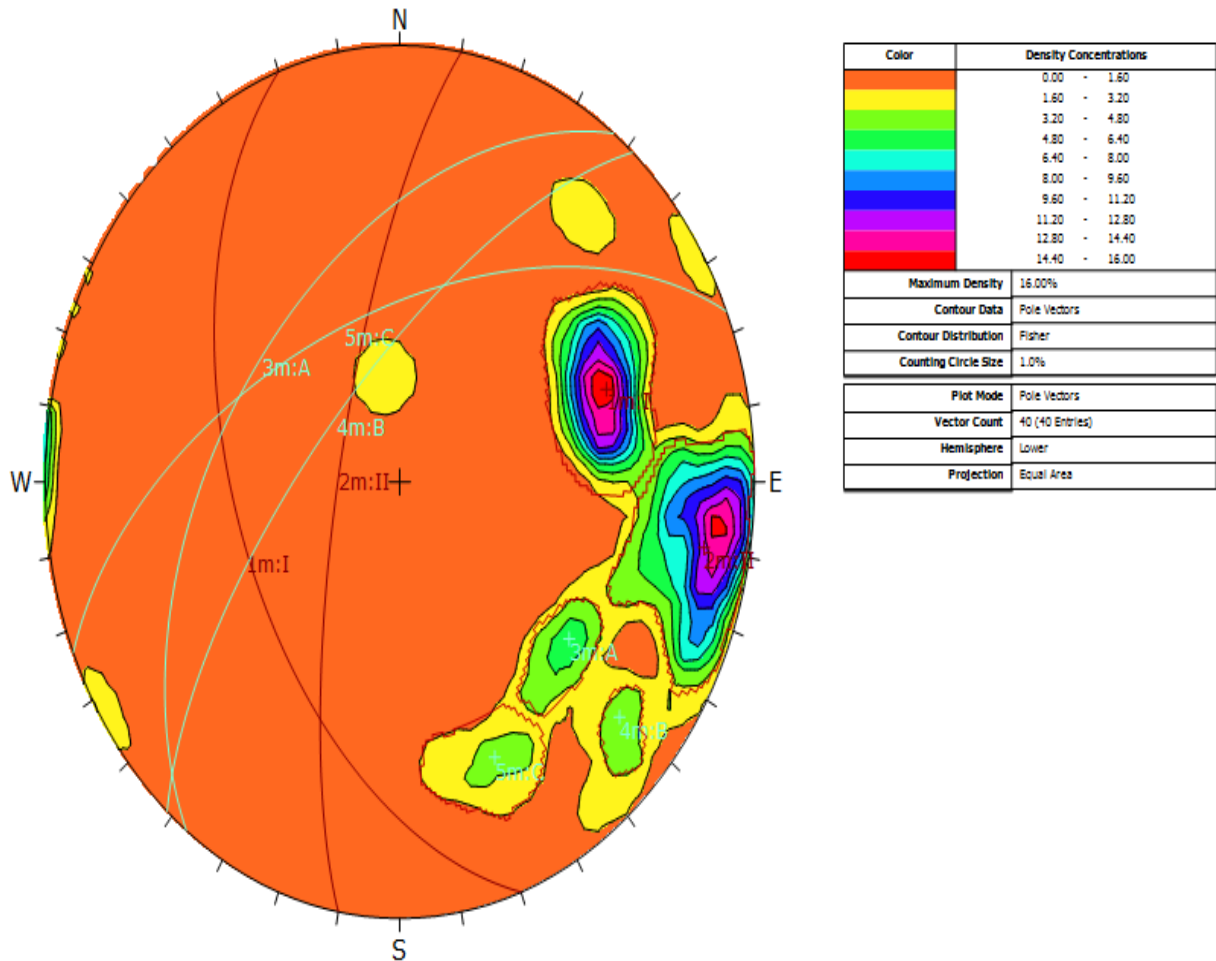


Figura 36. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos en Dips del Nivel 320.

Fuente: Elaboración Propia en Dips

A continuación, se seleccionó la opción Major Planes Preset para visualizar el trazado de Planos Principales, esta opción permite al usuario ver solo planos de manera clara en la estereografía, sin polos o contornos. En adición, una lista de orientaciones de planos es demostrada en la leyenda.

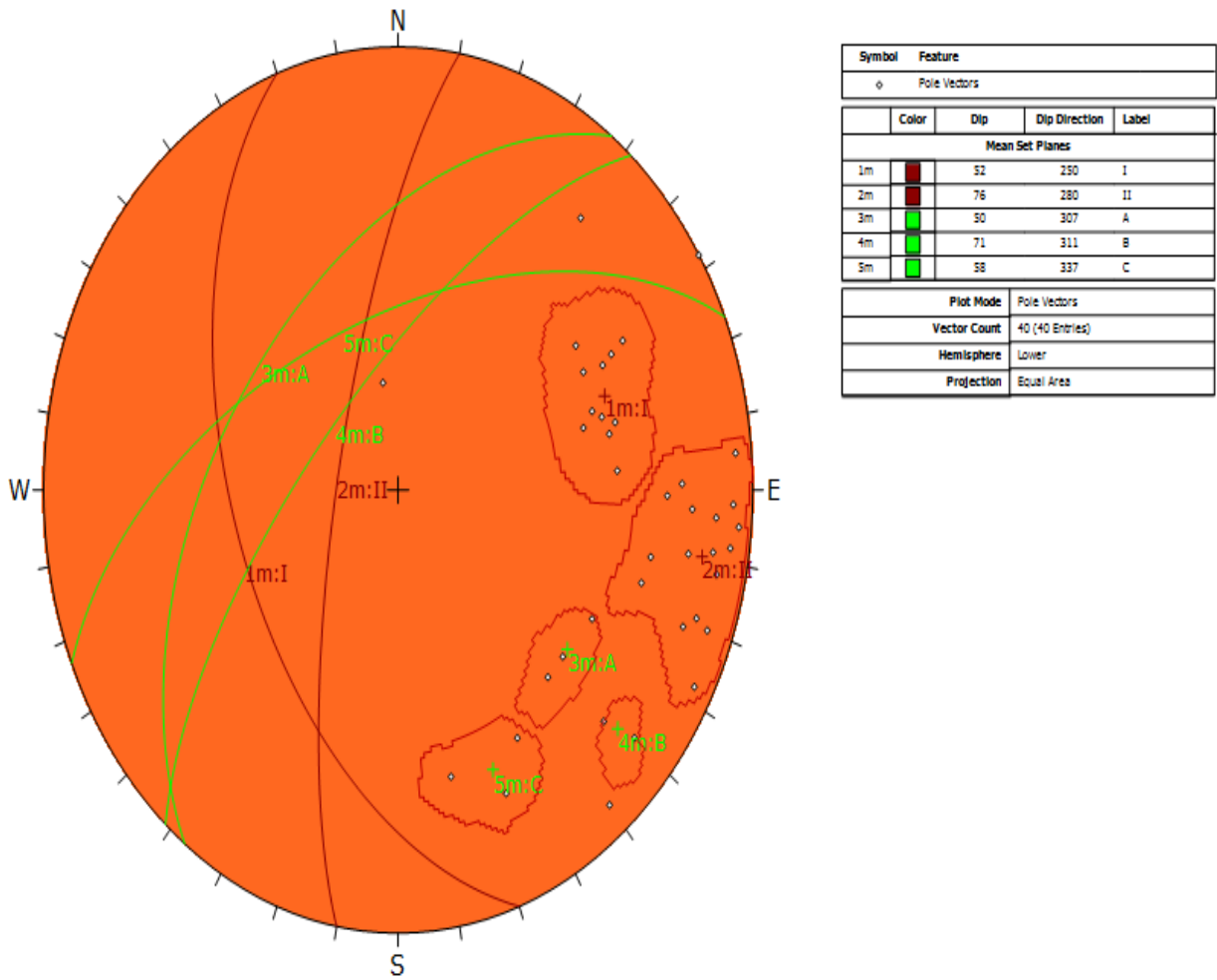


Figura 37. Proyección Estereográfica de Planos Mayores en Dips del Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Finalmente se aplicó la opción Rosette Preset para visualizar el Diagrama de Rosetas que contiene un plano horizontal, representado por el ecuador (exterior) círculo de la estereografía. Un histograma radial (con segmentos de arcos en lugar de barras) es recubierto en este círculo, indicando la densidad de planos intersecando esta cara horizontal. Los límites de la orientación radial (azimut) de los segmentos de arcos corresponden a los rangos de rumbo del plano o grupo de planos siendo representados por el segmento. En otras palabras, el diagrama de roseta es un histograma radial de rumbo de densidad o frecuencia.

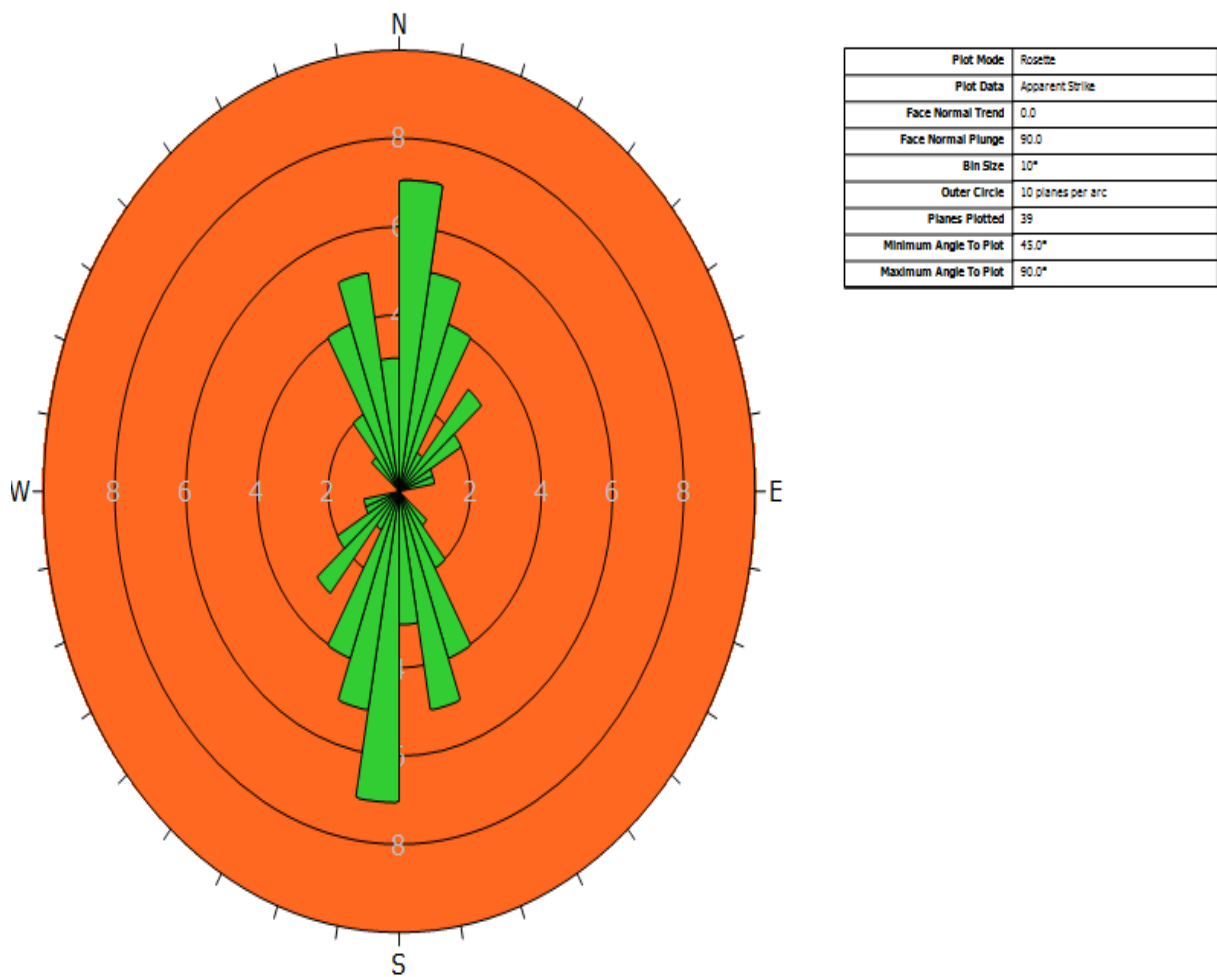


Figura 38. Diagrama de Rosetas de Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Es importante resaltar la dirección de buzamiento y el buzamiento de los Planos Mayores.

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m		52	250	I
2m		76	280	II
3m		50	307	A
4m		71	311	B
5m		58	337	C

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	40 (40 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Figura 39. Dirección de Buzamiento Y Buzamiento de los Planos Principales en Dips del Socavón Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia en Dips

De acuerdo a estos resultados de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIRECTION), se determinó que existe la presencia de 5 sistemas típicos de discontinuidades:

Sistema 1m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 52° y dirección de buzamiento promedio de 250°.

Sistema 2m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 76° y dirección de buzamiento promedio de 280°.

Sistema 3m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 50° y dirección de buzamiento promedio de 307°.

Sistema 4m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 71° y dirección de buzamiento promedio de 311°.

Sistema 5m: Conformado principalmente por una Falla y juntas. Tiene buzamiento promedio de 58 ° y dirección de buzamiento promedio de 337°.

3.4.2.2. Proyección estereográfica del socavón 332

El procesamiento inicia con la inserción de los datos de dirección de buzamiento y buzamiento que se muestran en el ANEXO 17 (Ver Lamina 7 y 8).

A partir de los datos de buzamiento y dirección de buzamiento se verificó el diagrama de polos o vectores de inmersión.

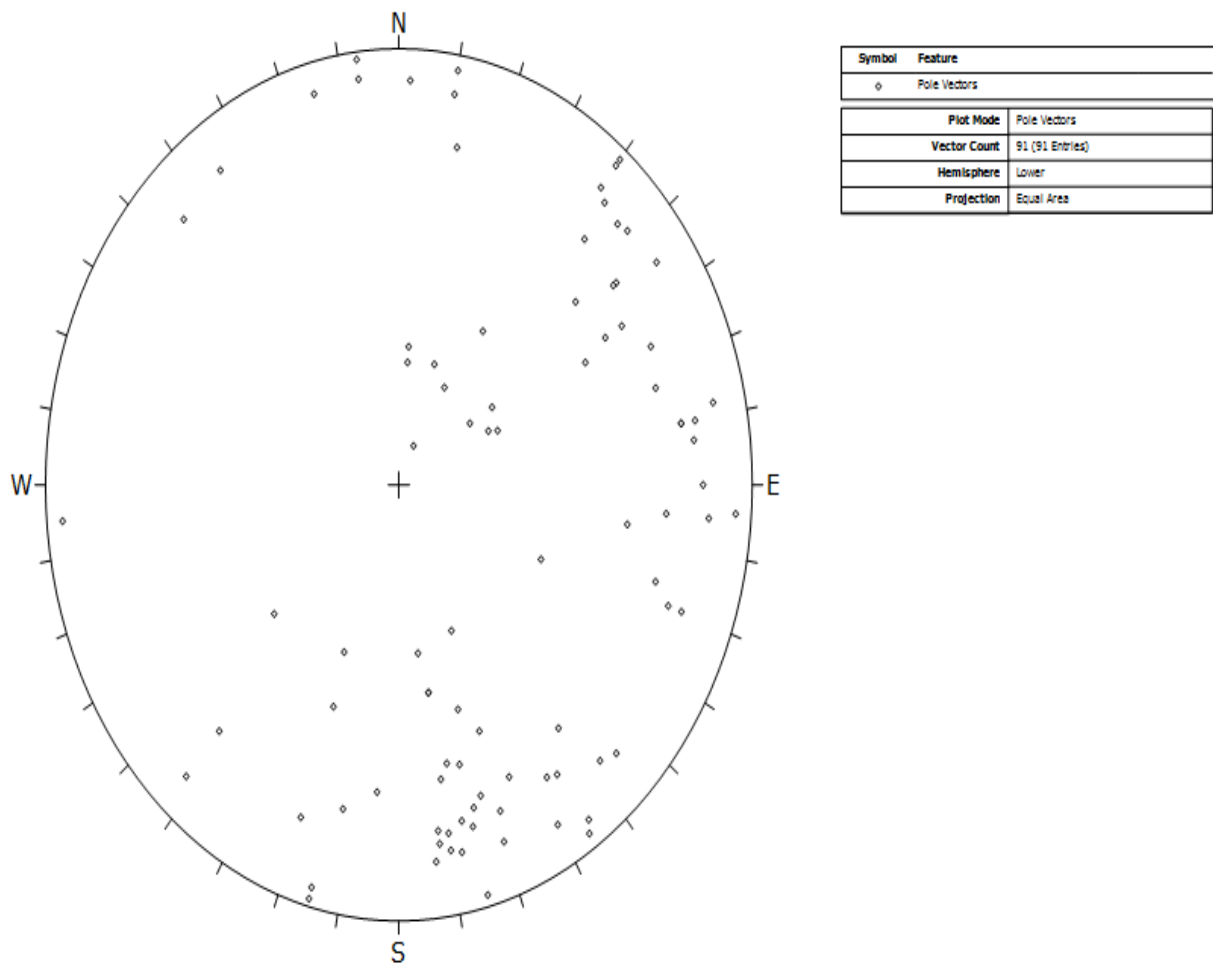


Figura 40. Diagrama de Polos Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Luego la opción Contour Preset (Diagrama de Contornos), permitirá el análisis significativo y/o de mayor concentración en los polos. Este ha sido utilizado para visualizar los datos de grupo de orientación no evidentes inmediatamente desde un Trazado de Polos, Coloraciones o un Esparcido de Polos.

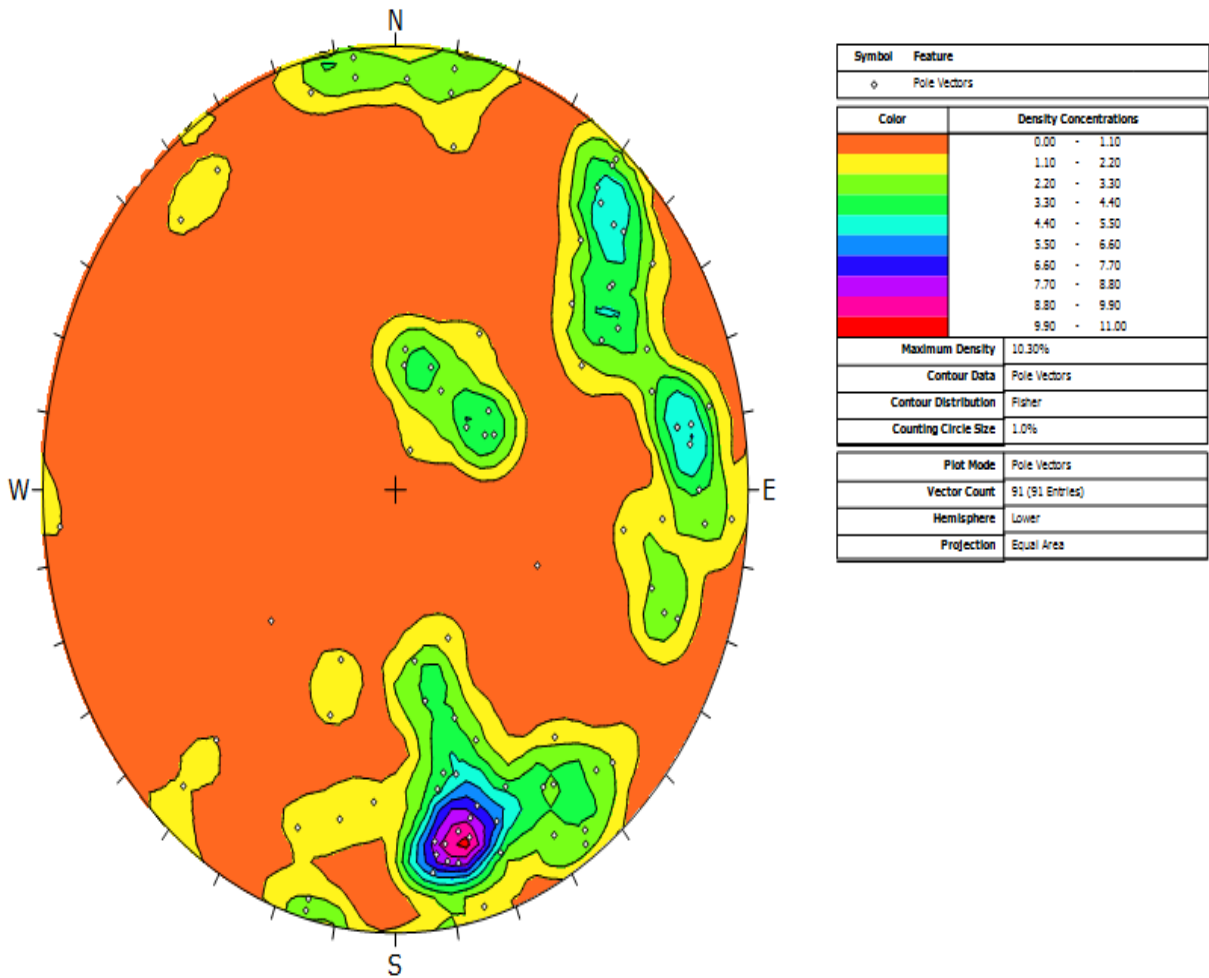


Figura 41. Diagrama de Contornos del Socavón 332

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Se aplicó Add Set Window para seleccionar a “mano alzada” nuestras zonas de mayor coloración y convergencia de puntos. A cada zona se le asignó una letra. Se seleccionaron en total 5 zonas con mayor coloración y convergencia de puntos.

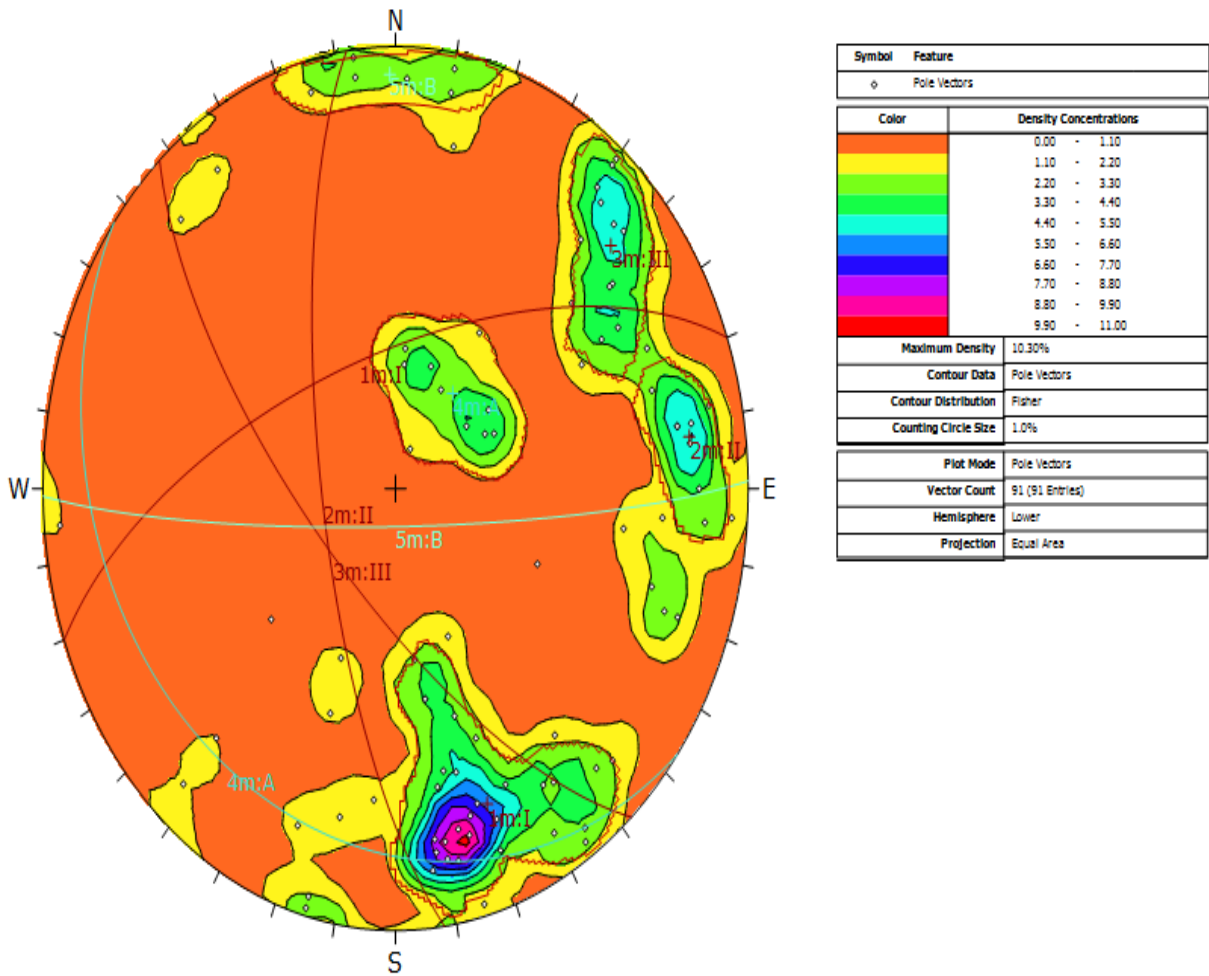


Figura 42. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos del socavón nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Dips

A continuación, se seleccionó la opción Major Planes Preset para visualizar el trazado de Planos Principales, esta opción permite al usuario ver solo planos de manera limpia en estereografía, sin polos o contornos. En adición, una lista de orientaciones de planos es demostrada en la leyenda.

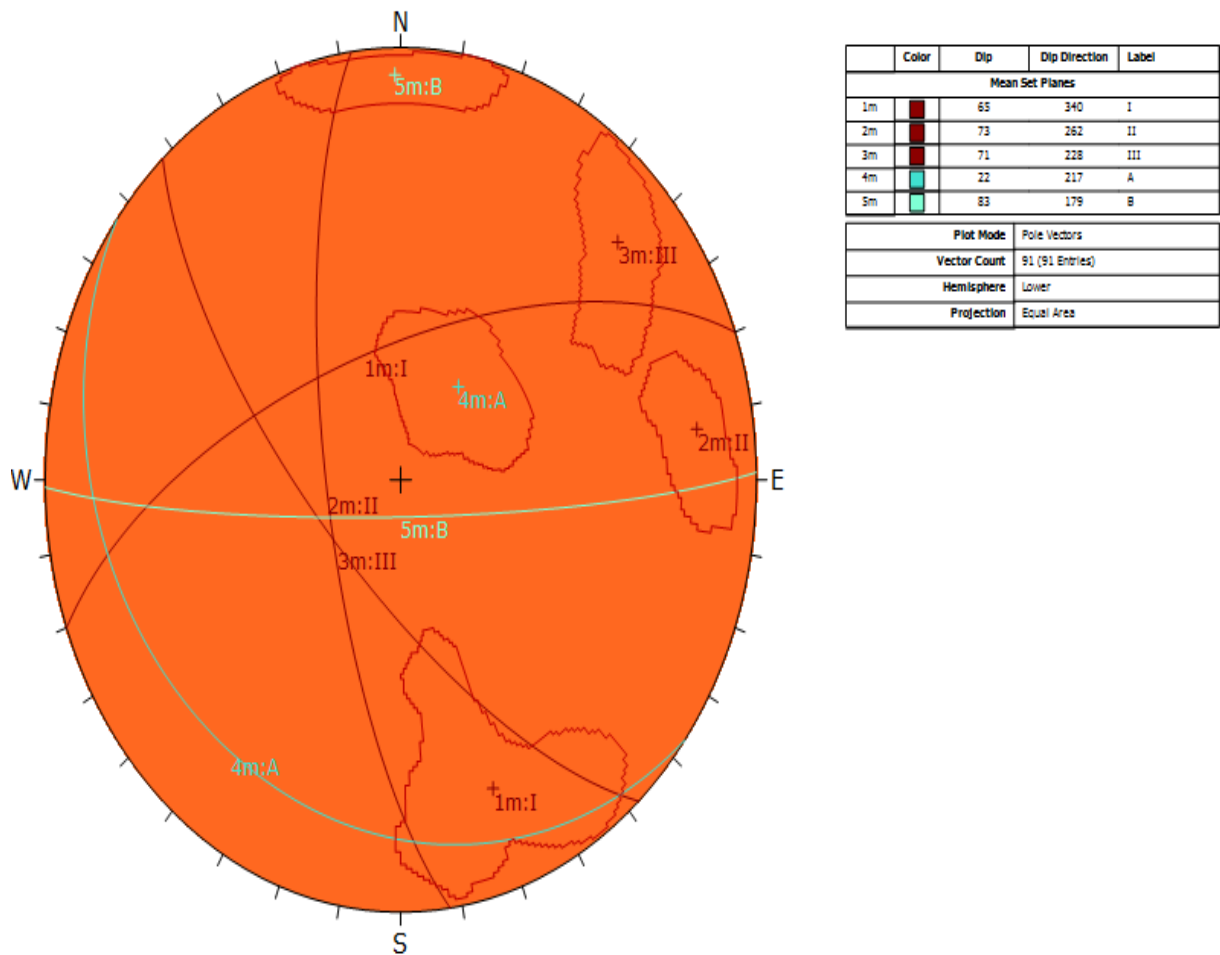


Figura 43. Proyección Estereográfica de Planos Mayores en Dips Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Finalmente se seleccionó la opción Rosette Preset para visualizar el Diagrama de Rosetas que contiene un plano horizontal, representado por el ecuador (exterior) círculo de la estereografía. Un histograma radial (con segmentos de arcos en lugar de barras) es recubierto en este círculo, indicando la densidad de planos intersectando esta cara horizontal. Los límites de la orientación radial (azimut) de los segmentos de arcos corresponden a los rangos de rumbo del plano o grupo de planos siendo representados por el segmento. En otras palabras, el diagrama de roseta es un histograma radial de rumbo de densidad o frecuencia.

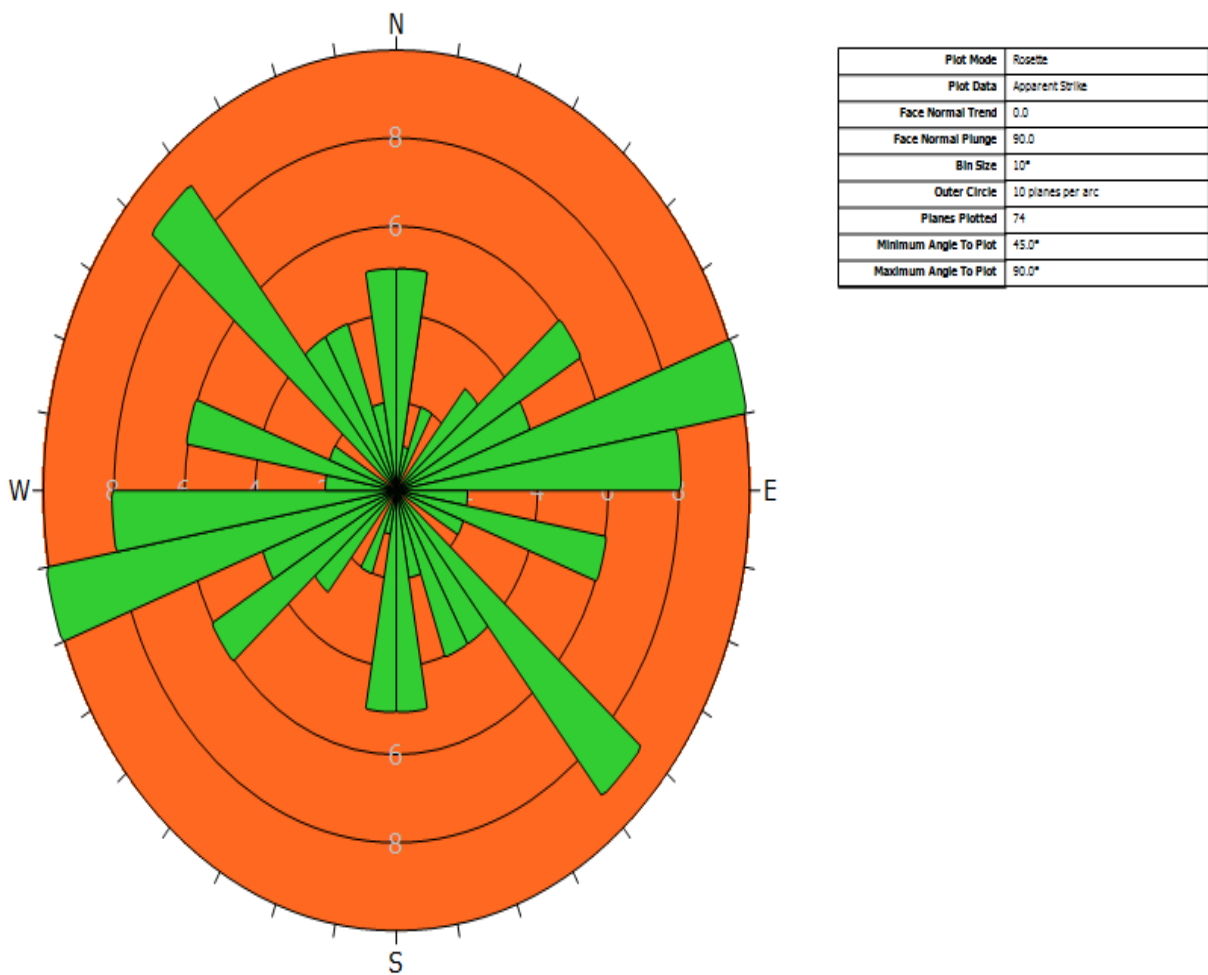


Figura 44. Diagrama de Rosetas de Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Es importante resaltar la dirección de buzamiento y el buzamiento de los Planos Mayores.

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m		65	340	I
2m		73	262	II
3m		71	228	III
4m		22	217	A
5m		83	179	B

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	91 (91 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Figura 45. la dirección de buzamiento y buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Dips

De acuerdo a estos resultados de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIRECTION), se determinó que existe la presencia de 5 sistemas típicos de discontinuidades:

Sistema 1m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 65° y dirección de buzamiento promedio de 340°.

Sistema 2m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 73° y dirección de buzamiento promedio de 262°.

Sistema 3m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 71° y dirección de buzamiento promedio de 228°.

Sistema 4m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 83° y dirección de buzamiento promedio de 217°.

Sistema 5m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 22° y dirección de buzamiento promedio de 179°.

3.4.2.3. Proyección estereográfica del socavón 374 – Estación 1

El procesamiento inicia con la inserción de los datos de dirección de buzamiento y buzamiento que se muestran en el ANEXO 16 (Ver Lamina 9 y 10).

A partir de los datos de buzamiento y dirección de buzamiento se verificó el diagrama de polos o vectores de inmersión.

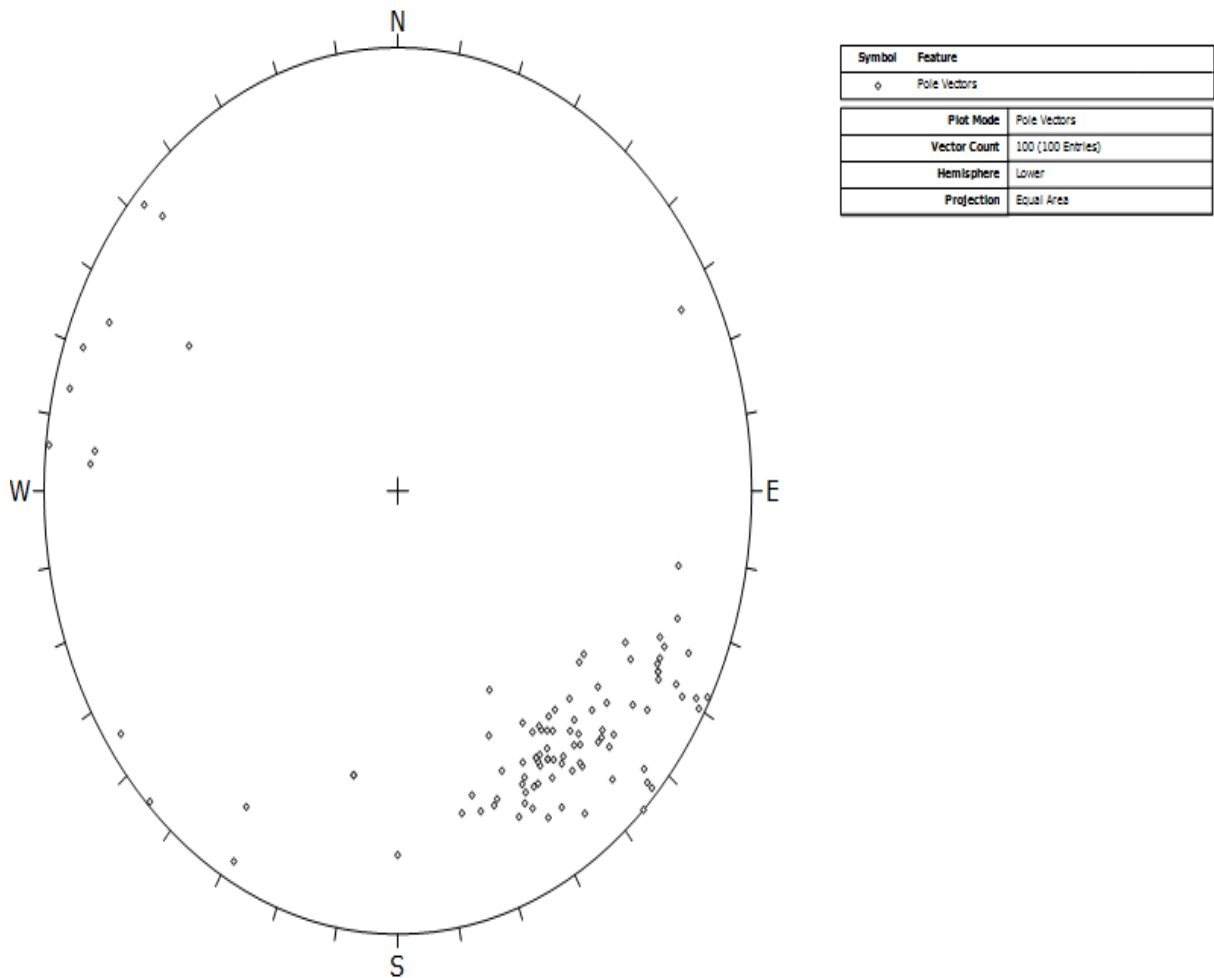


Figura 46. Diagrama de Polos de Primera Estación Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Luego la opción Contour Preset (Diagrama de Contornos), permitirá el análisis significativo y/o la concentración máxima de polos. Este ha sido utilizado para ver los datos de grupo de orientación no evidentes inmediatamente desde un Trazado de Polos, Coloraciones o un Esparcido de Polos.

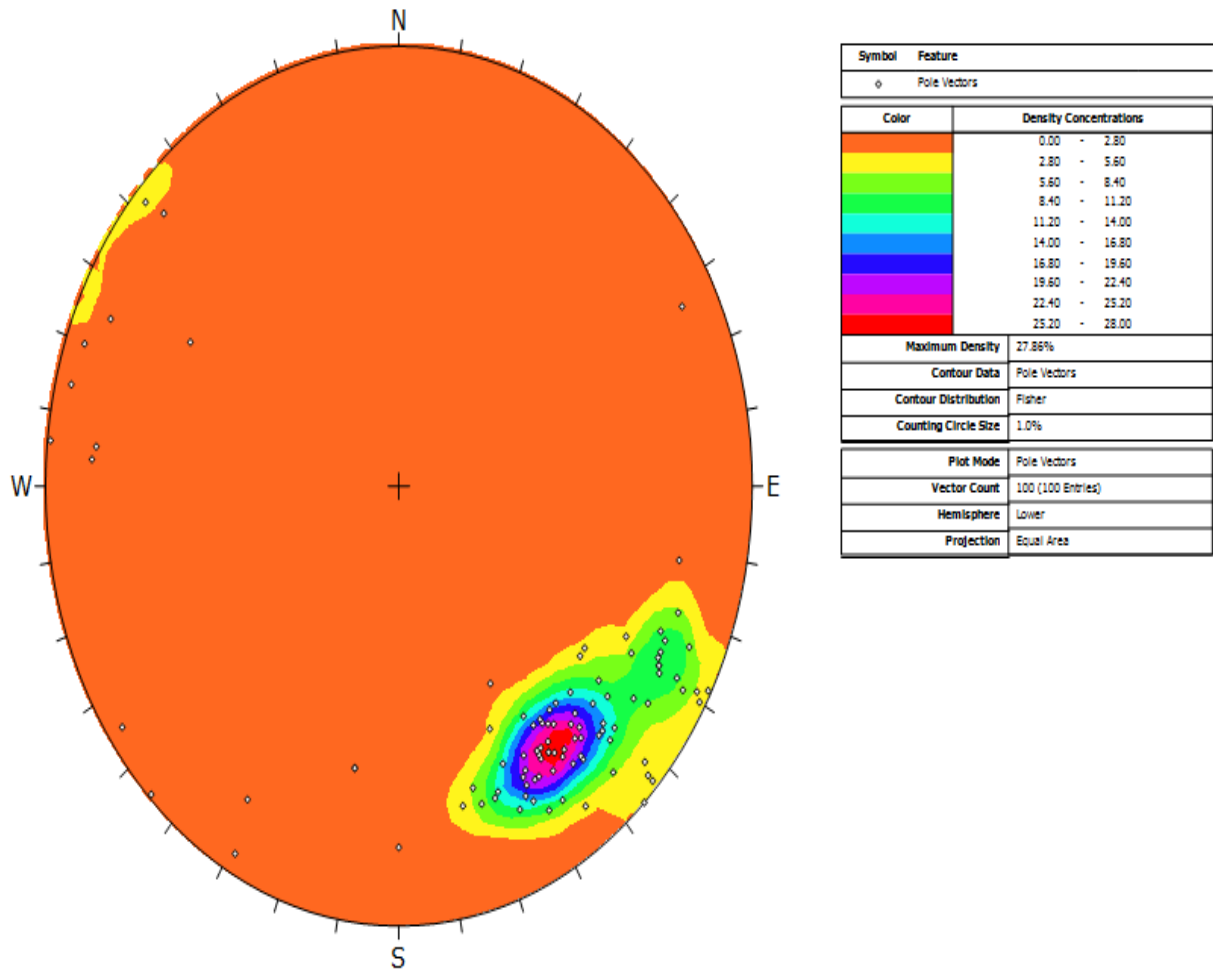


Figura 47. Diagrama de Contornos de la Primera Estación del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Se aplicó Add Set Window para seleccionar a “mano alzada” nuestras zonas de mayor coloración y convergencia de puntos. A cada zona se le asignó una letra. Se seleccionó en esta oportunidad solo una zona con mayor coloración y convergencia de puntos.

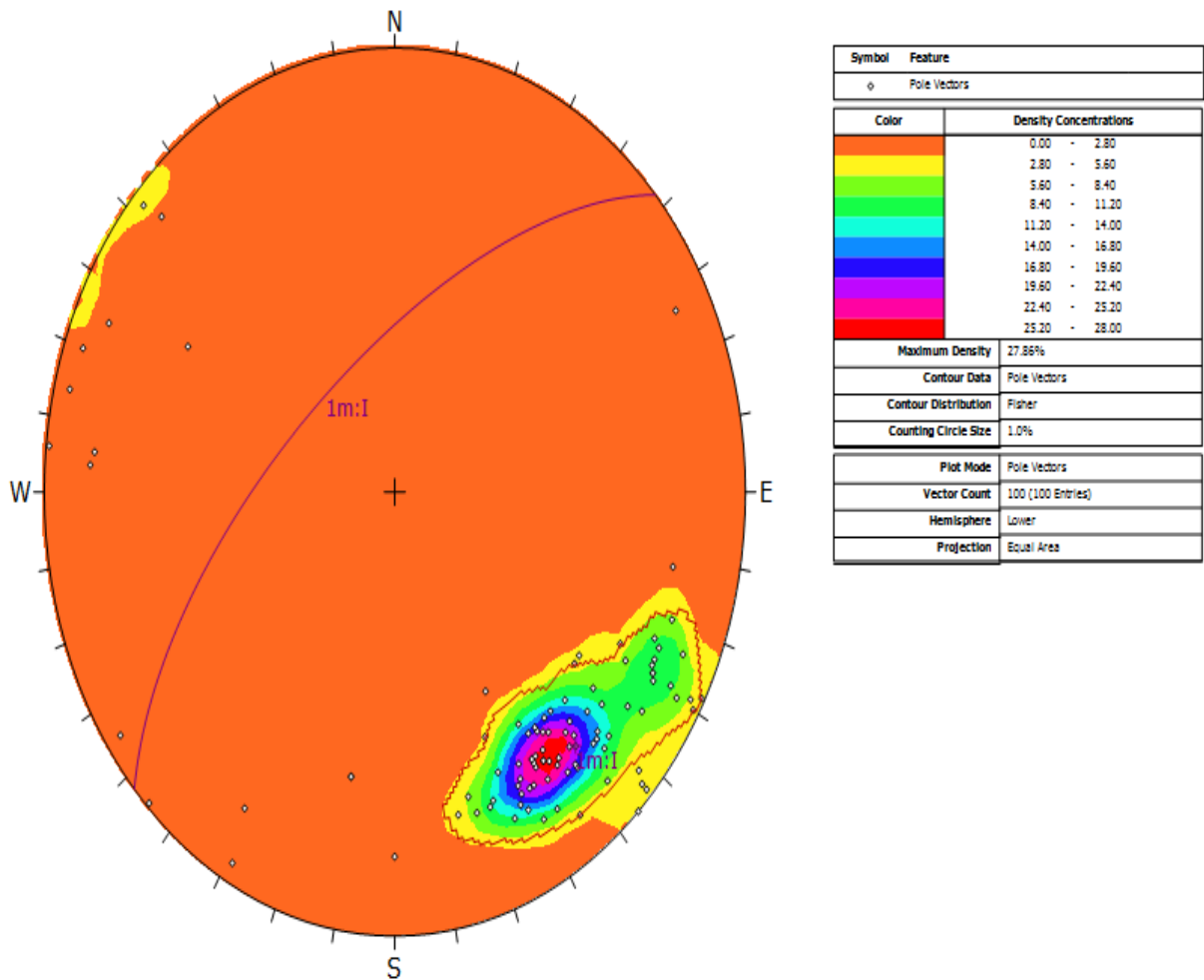


Figura 48. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos del socavón nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

A continuación, se seleccionó la opción Major Planes Preset para visualizar el trazado de Planos Principales, esta opción permite al usuario ver solo planos de manera limpia estereográficamente, sin polos o contornos. En adición, una lista de orientaciones de planos es demostrada en la leyenda.

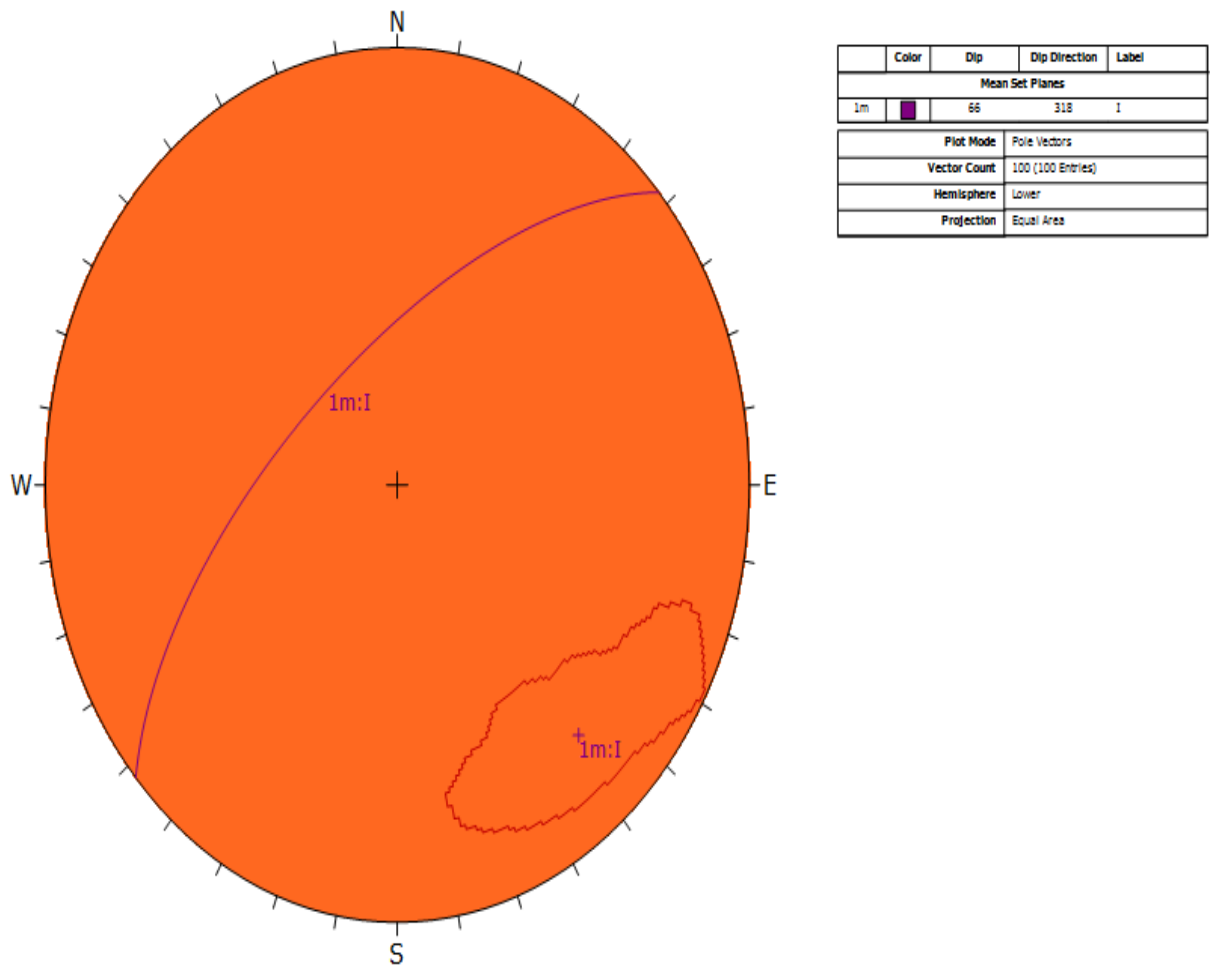


Figura 49. Proyección Estereográfica de Planos Mayores en Dips Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Finalmente se aplicó la opción Rosette Preset para visualizar el Diagrama de Rosetas que contiene un plano horizontal, representado por el ecuador (exterior) círculo de la estereografía. Un histograma radial (con segmentos de arcos en lugar de barras) es recubierto en este círculo, indicando la densidad de planos intersecando esta cara horizontal. Los límites de la orientación radial (azimut) de los segmentos de arcos corresponden a los rangos de rumbo del plano o grupo de planos siendo representados por el segmento. En otras palabras, el diagrama de roseta es un histograma radial de rumbo de densidad o frecuencia.

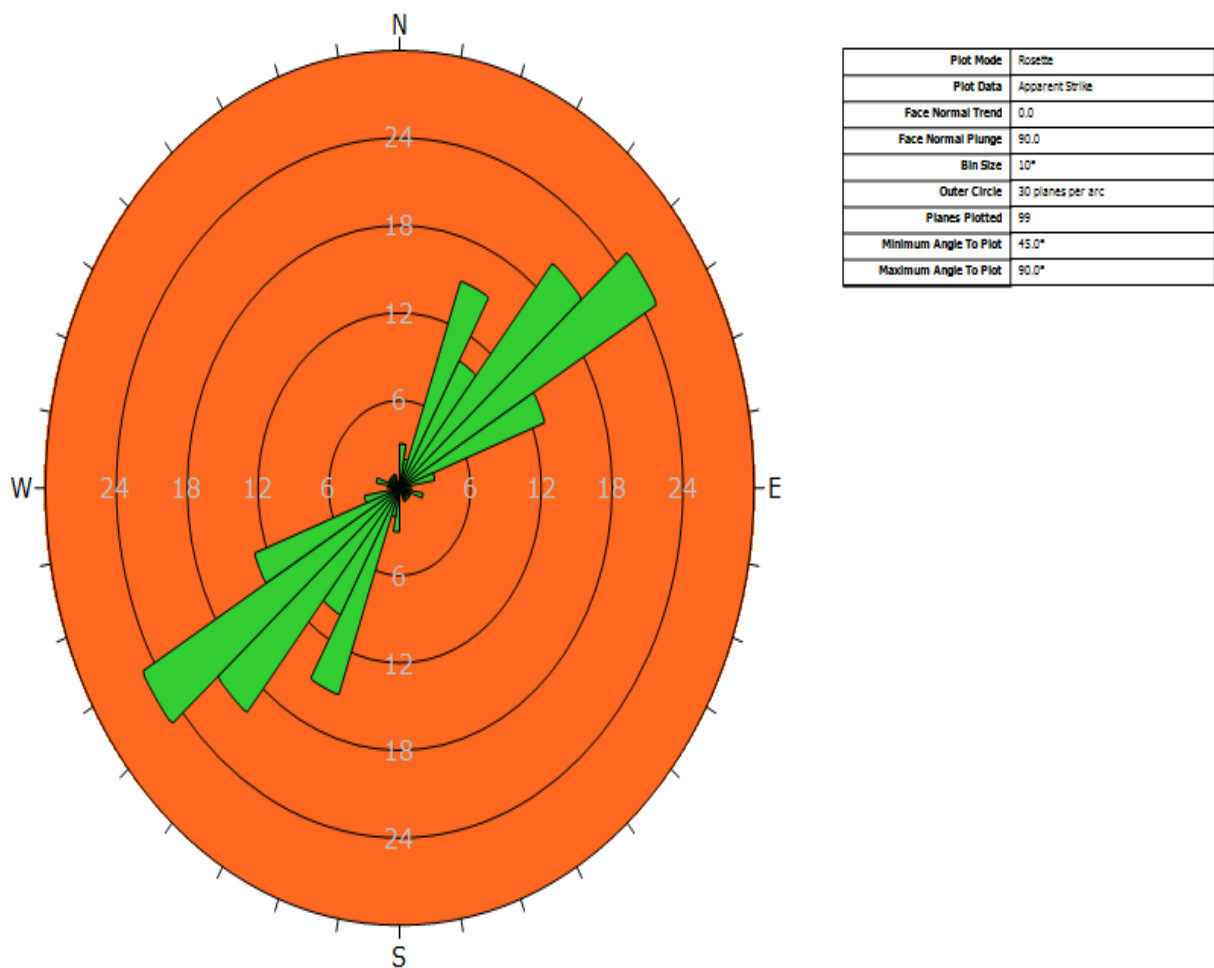


Figura 50. Diagrama de Rosetas de Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Es importante resaltar la dirección de buzamiento y el buzamiento de los Planos Mayores.

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m		66	318	I

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	100 (100 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Figura 51. la dirección de buzamiento y buzamiento y de los Planos Mayores del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

De acuerdo a estos resultados de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIRECTION), se determinó que existe la presencia de 1 solo sistema típico de discontinuidades:

Sistema 1m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 66° y dirección de buzamiento promedio de 318°.

3.4.2.4. Proyección estereográfica del socavón 374 – ESTACIÓN 2

El procesamiento inicia con la inserción de los datos de dirección de buzamiento y buzamiento que se muestran en el ANEXO 16.

A partir de los datos de buzamiento y dirección de buzamiento se verificó el diagrama de polos o vectores de inmersión.

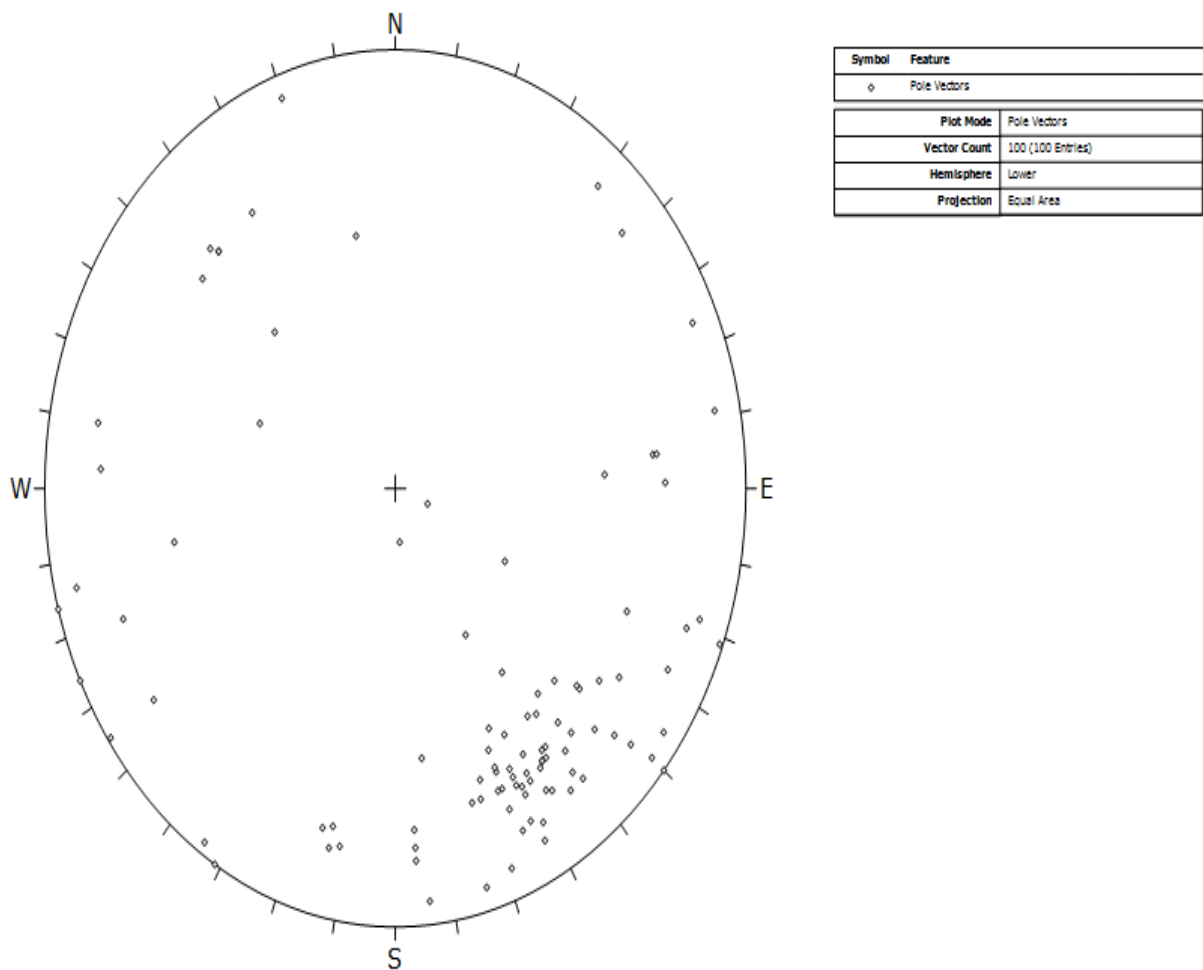


Figura 52. Diagrama de Polos de la Segunda Estación en el Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Luego la opción Contour Preset (Diagrama de Contornos), permitirá el análisis significativo y/o concentración masiva de polos. Este ha sido usado para visualizar los datos de grupo de orientación no evidentes inmediatamente desde un Trazado de Polos, Coloraciones o un Esparcido de Polos.

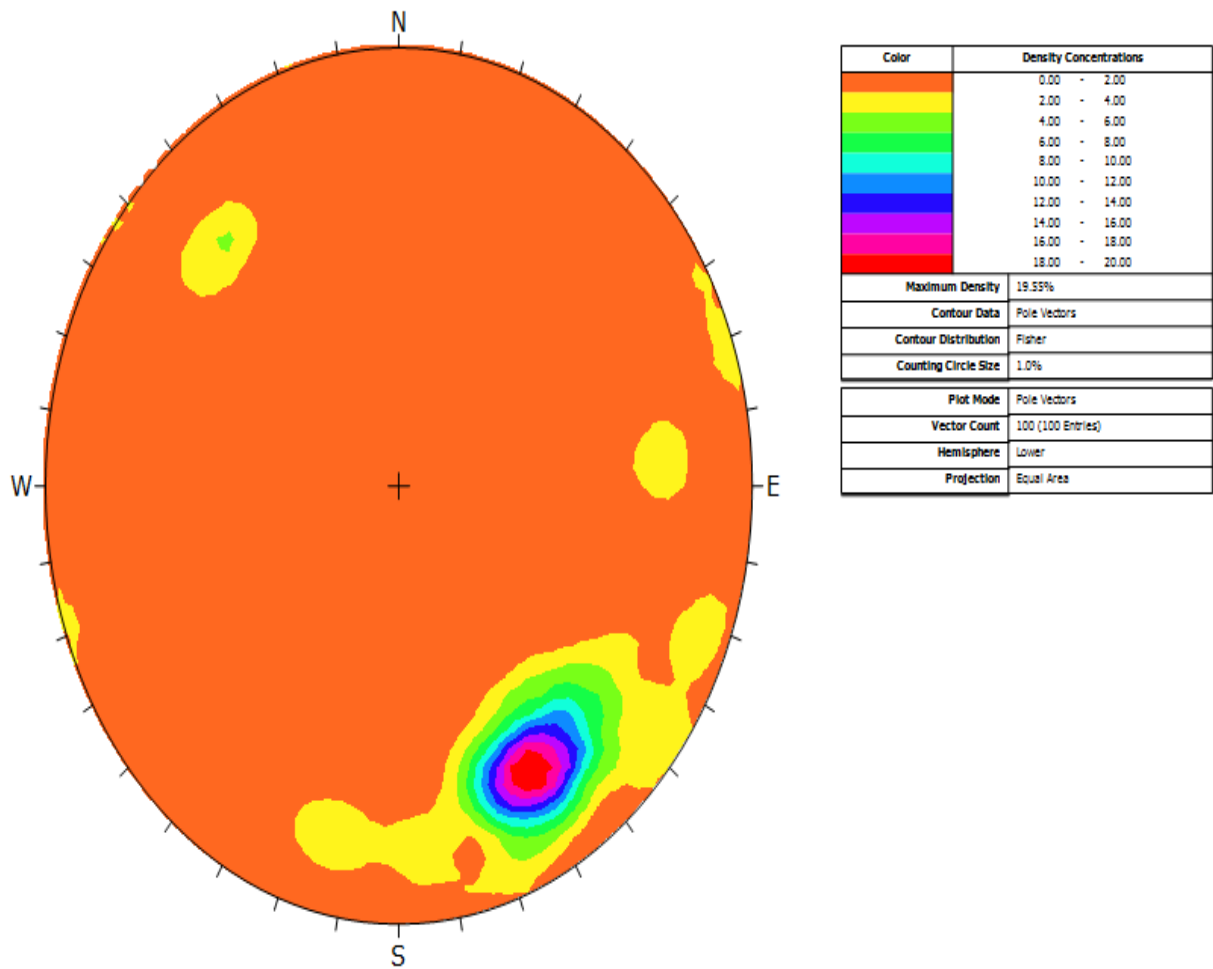


Figura 53. Diagrama de Contornos de Segunda Estación en el Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Se aplicó Add Set Window para seleccionar a “mano alzada” nuestras zonas de mayor coloración y convergencia de puntos. A cada zona se le asignó una letra. Se seleccionó en esta oportunidad solo una zona con mayor coloración y convergencia de puntos.

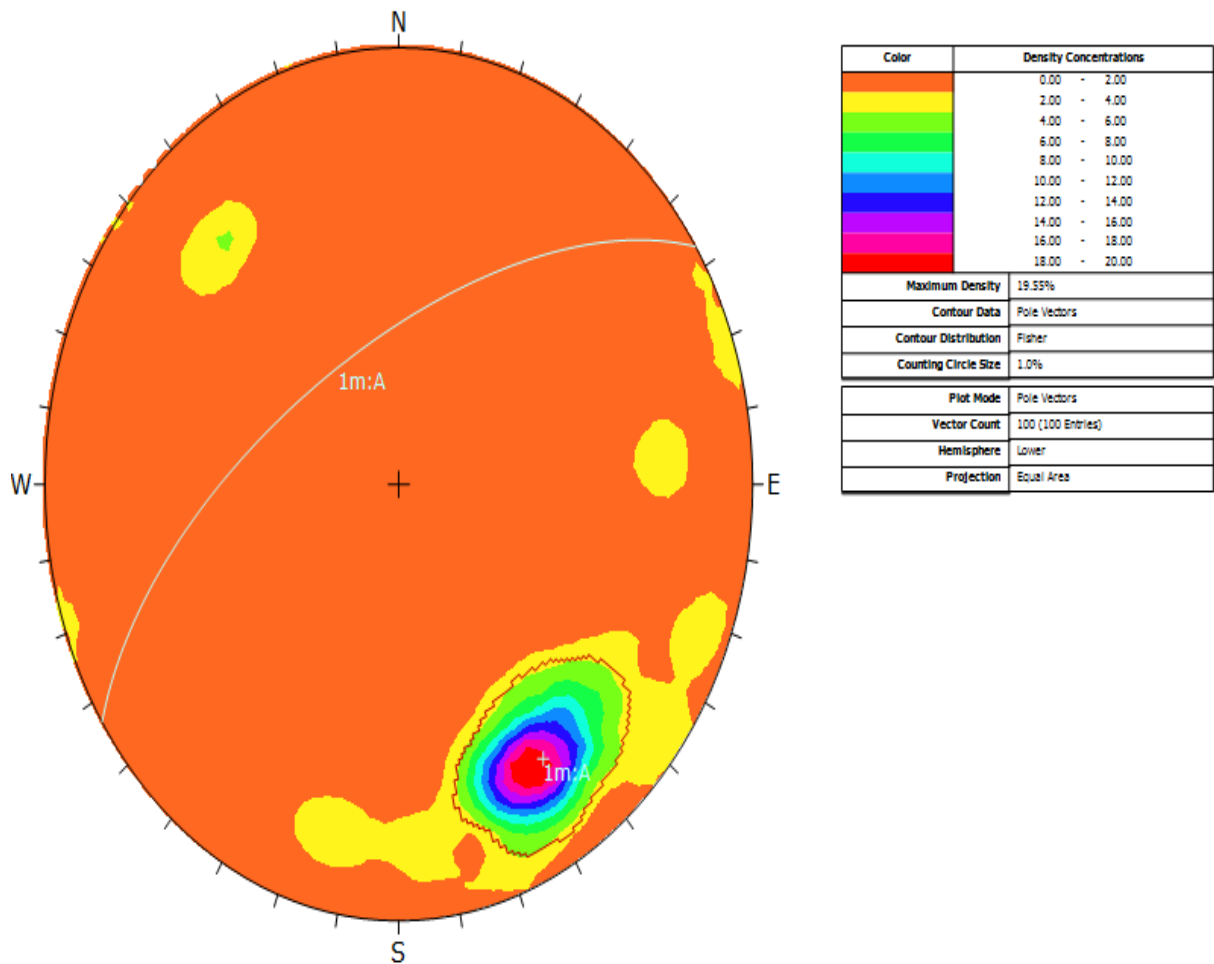


Figura 54. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos de la segunda estación del socavón nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

A continuación, se seleccionó la opción Major Planes Preset para visualizar el trazado de Planos Principales, esta opción permite al usuario ver solo planos en una estereografía limpia, sin polos o contornos. En adición, una lista de orientaciones de planos es demostrada en la leyenda.

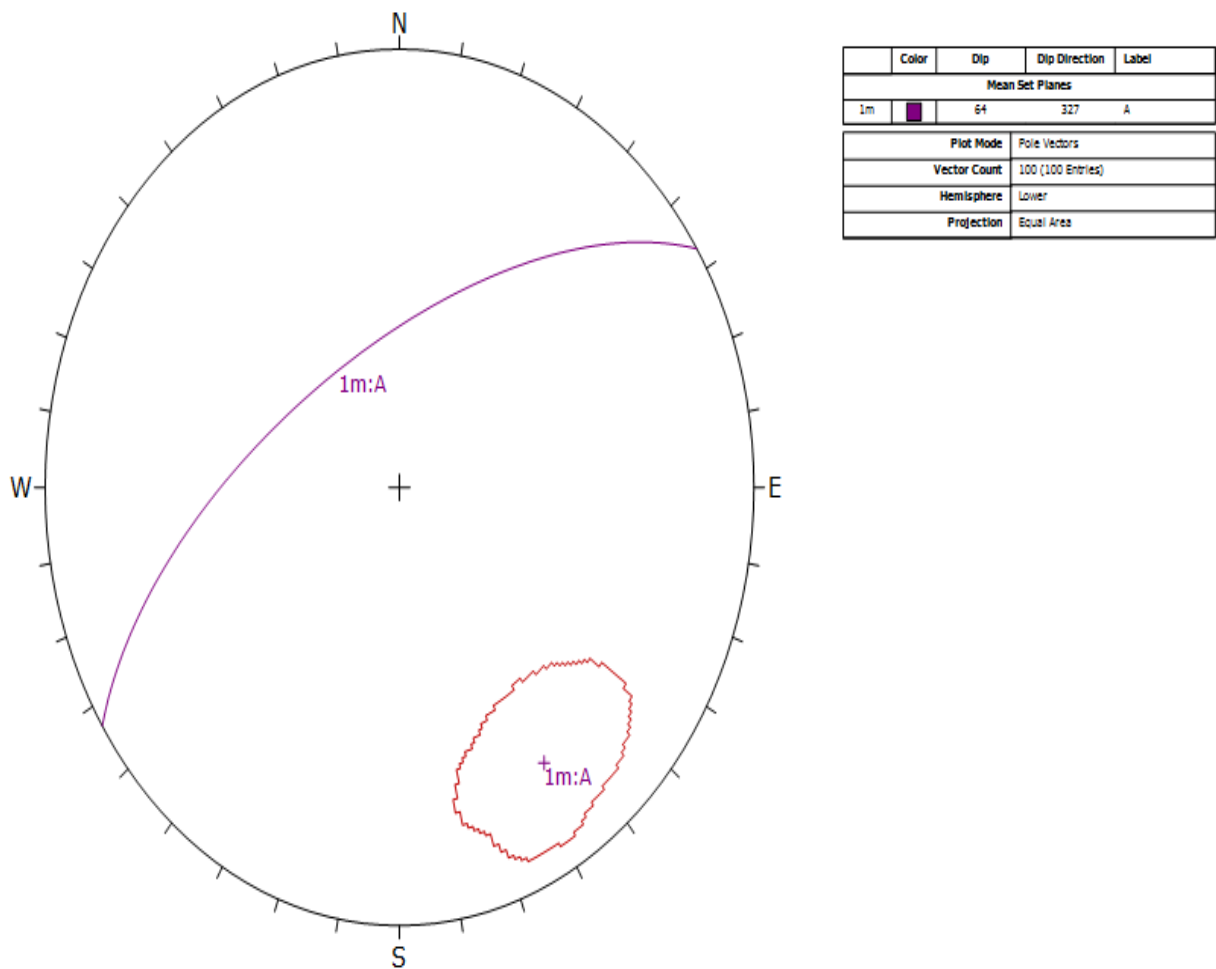


Figura 55. Proyección Estereográfica de Planos Mayores de segundo nivel en Dips Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Finalmente se seleccionó la opción Rosette Preset para visualizar el Diagrama de Rosetas que contiene un plano horizontal, representado por el ecuador (exterior) círculo de la estereografía. Un histograma radial (con segmentos de arcos en lugar de barras) es recubierto en este círculo, indicando la densidad de planos intersecando esta cara horizontal. Los límites de la orientación radial (azimut) de los segmentos de arcos corresponden a los rangos de rumbo del plano o grupo de planos siendo representados por el segmento. En otras palabras, el diagrama de roseta es un histograma radial de rumbo de densidad o frecuencia.

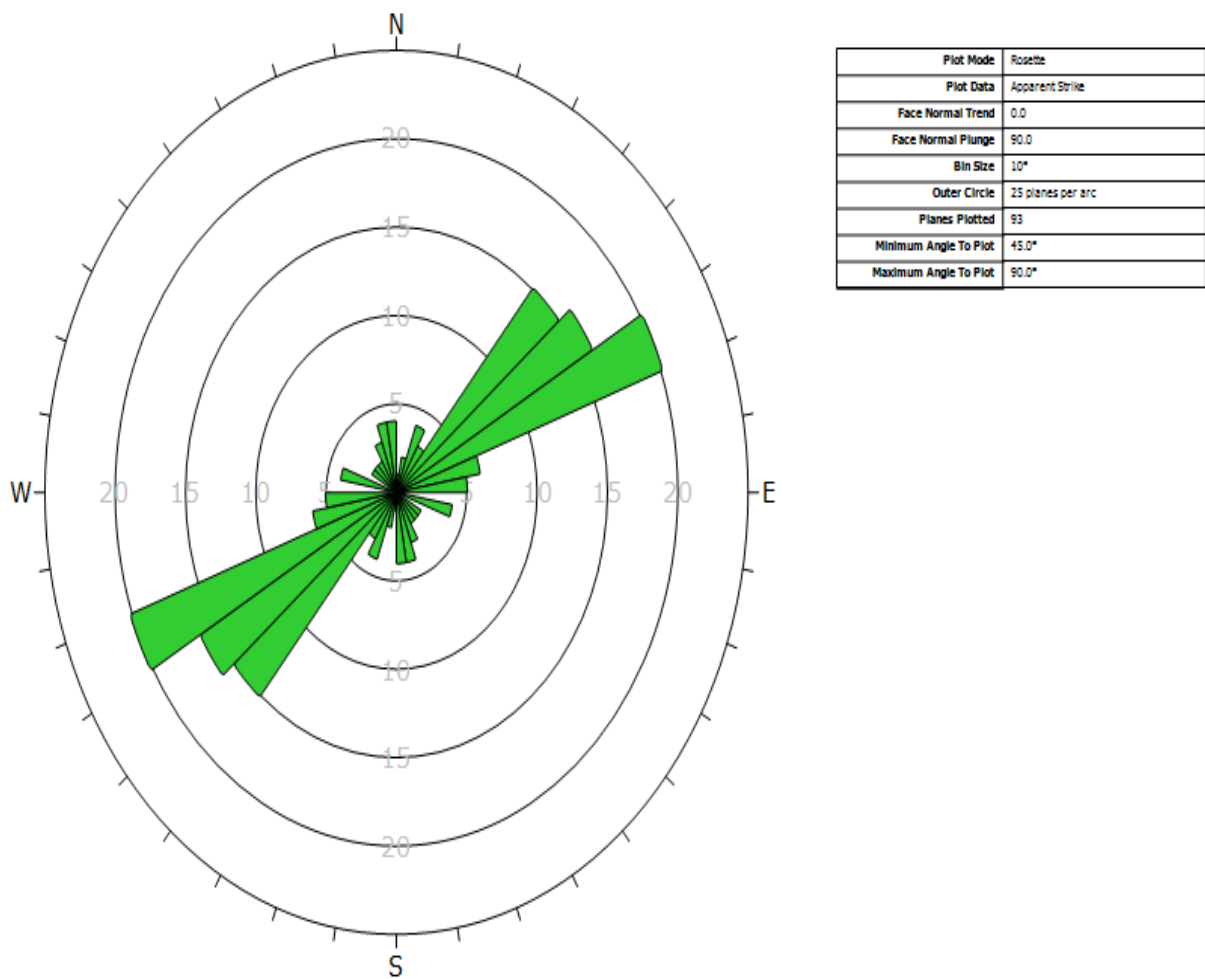


Figura 56. Diagrama de Rosetas de Segunda Estación en Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Es importante resaltar el buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores.

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m		64	327	A

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	100 (100 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Area

Figura 57. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores de Segunda Estación del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

De acuerdo a estos resultados de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIRECTION), se determinó que existe la presencia de 1 solo sistema típico de discontinuidades:

Sistema 1m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 64° y dirección de buzamiento promedio de 327°.

3.4.2.5. Proyección estereográfica del socavón 374 – Estación 3

El procesamiento inicia con la inserción de los datos de buzamiento y dirección de buzamiento que se muestran en el ANEXO 16.

A partir de los datos de buzamiento y dirección de buzamiento se verificó el diagrama de polos o vectores de inmersión.

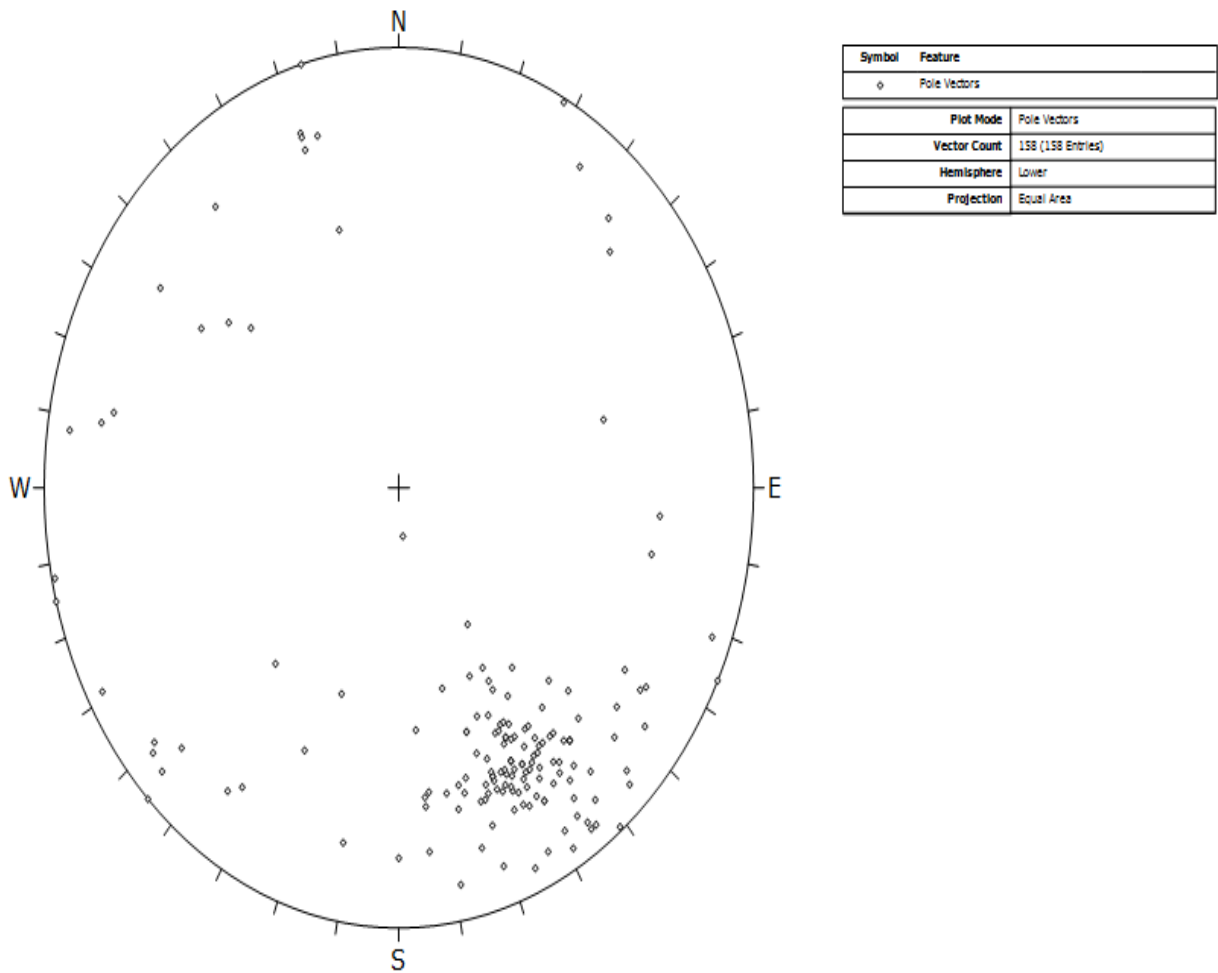


Figura 58. Diagrama de Polos de Tercera Estación del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Luego la opción Contour Preset (Diagrama de Contornos), permitirá el análisis significativo y/o concentraciones máximas de polos. Este ha sido usado para visualizar los datos de grupo de orientación no evidentes inmediatamente desde un Trazado de Polos, Coloraciones o un Esparcido de Polos.

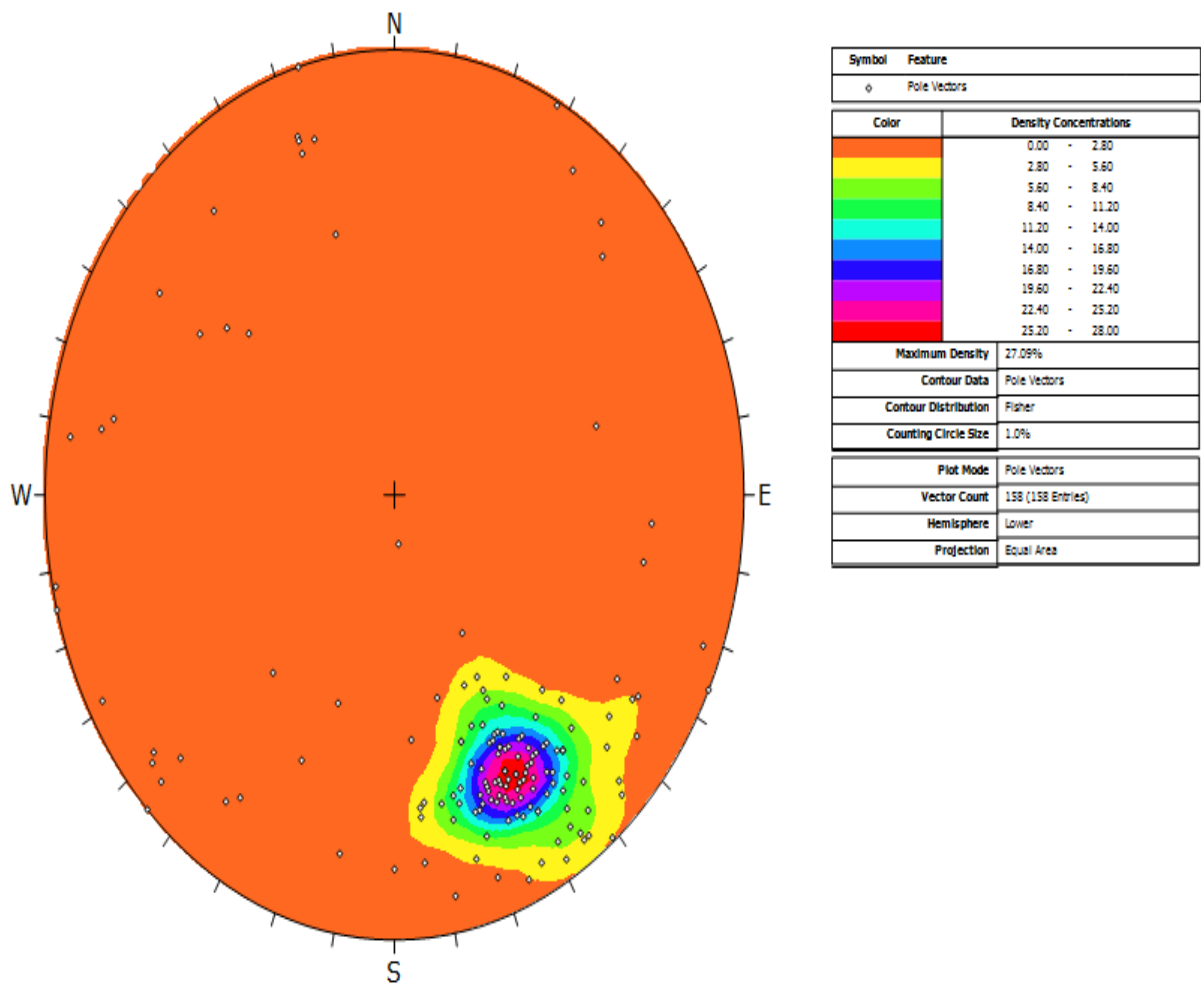


Figura 59. Diagrama de Contornos de la Tercera Estación del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Se aplicó Add Set Window para seleccionar a “mano alzada” nuestras zonas de mayor coloración y convergencia de puntos. A cada zona se le asignó una letra. Se seleccionó en esta oportunidad solo una zona con mayor coloración y convergencia de puntos.

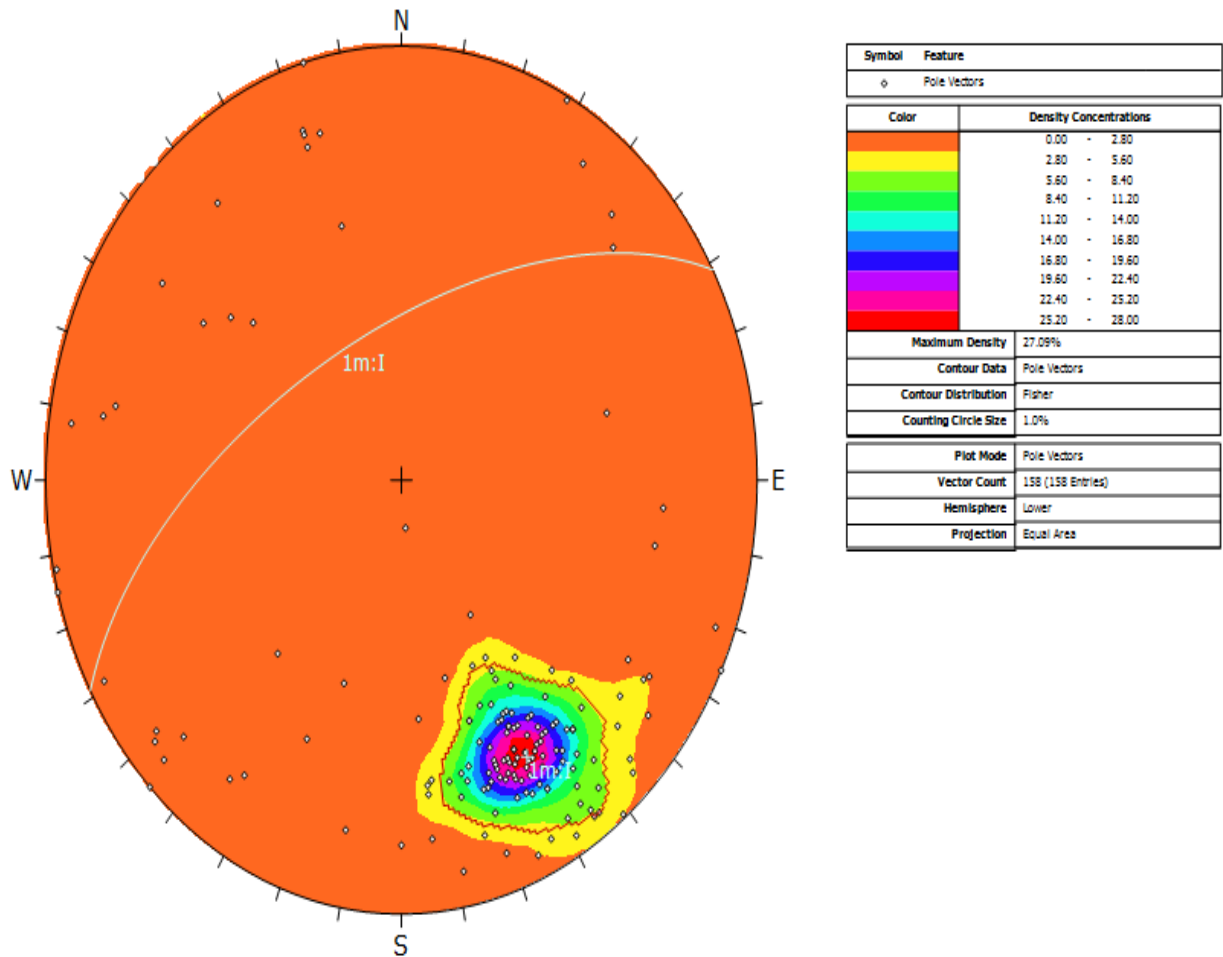


Figura 60. Selección de zonas con mayor convergencia de puntos de la tercera estación del socavón nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

A continuación, se seleccionó la opción Major Planes Preset para visualizar el trazado de Planos Principales, esta opción permite al usuario ver solo planos en una estereografía limpia, sin polos o contornos. En adición, una lista de orientaciones de planos es demostrada en la leyenda.

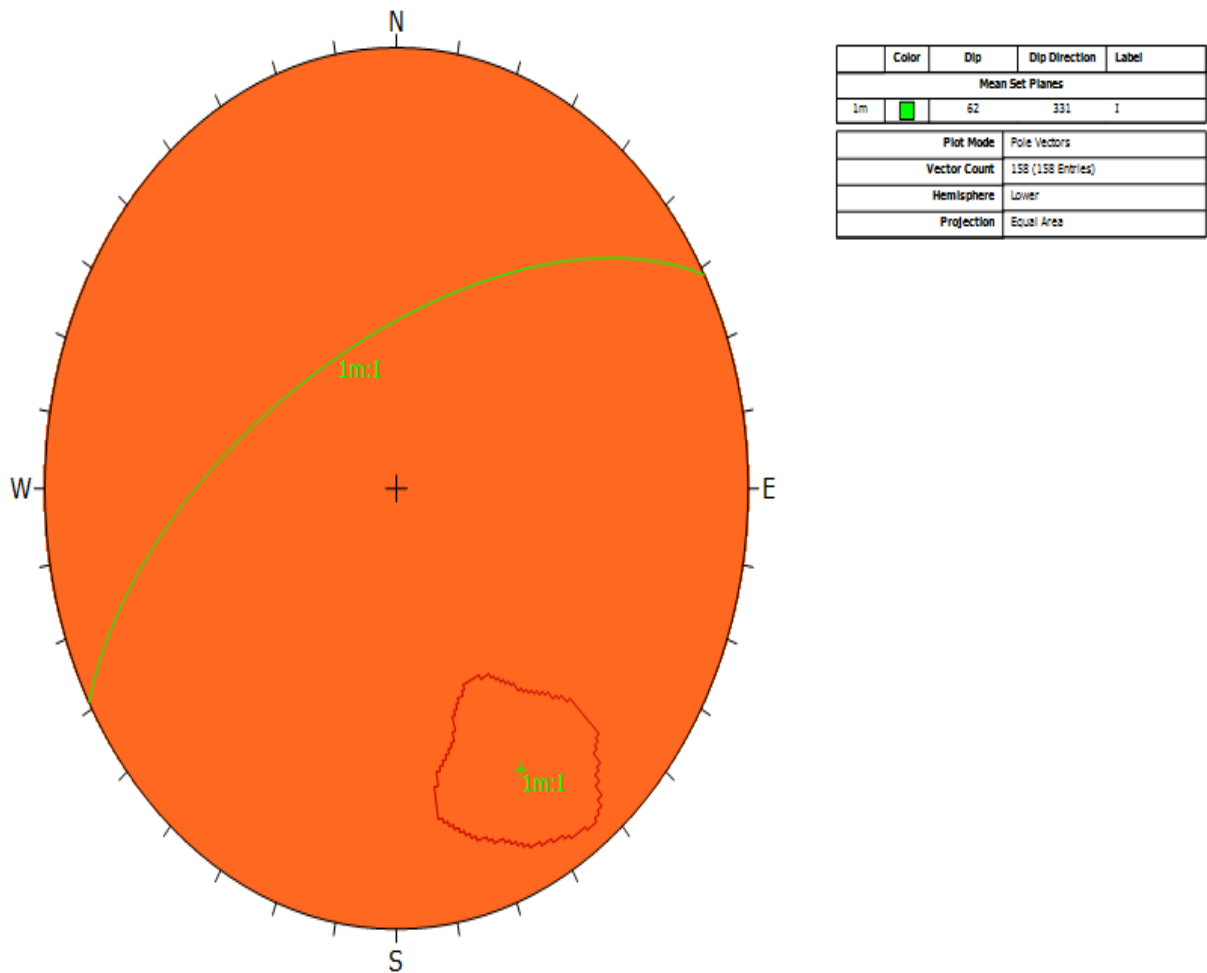


Figura 61. Proyección Estereográfica de Planos Mayores del tercer nivel en Dips Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Finalmente se aplicó la opción Rosette Preset para visualizar el Diagrama de Rosetas que contiene un plano horizontal, representado por el ecuador (exterior) círculo de la estereografía. Un histograma radial (con segmentos de arcos en lugar de barras) es recubierto en este círculo, indicando la densidad de planos intersecando esta cara horizontal. Los límites de la orientación radial (azimut) de los segmentos de arcos corresponden a los rangos de rumbo del plano o grupo de planos siendo representados por el segmento. En otras palabras, el diagrama de roseta es un histograma radial de rumbo de densidad o frecuencia.

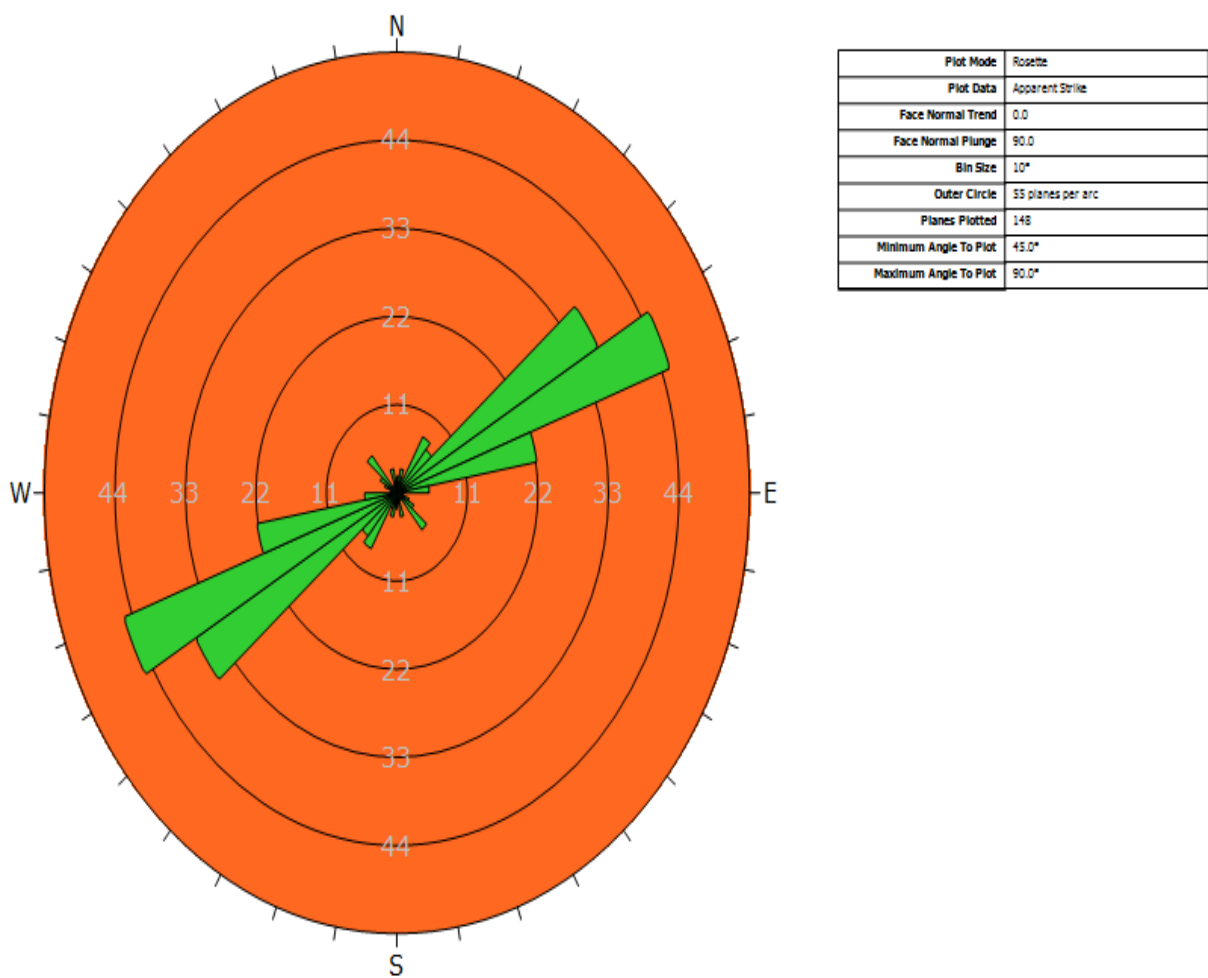


Figura 62. Diagrama de Rosetas de la Tercera Estación en el Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Dips

Es importante resaltar el buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores.

	Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes				
1m		62	331	I
Plot Mode		Pole Vectors		
Vector Count		158 (158 Entries)		
Hemisphere		Lower		
Projection		Equal Area		

Figura 63. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores de la tercera estación del Nivel 374.

Fuente: Elaboración Propia en Dips

De acuerdo a estos resultados de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIRECTION), se determinó que existe la presencia de 1 solo sistema típico de discontinuidades:

Sistema 1m: Conformado principalmente por familia de juntas. Tiene buzamiento promedio de 62° y dirección de buzamiento promedio de 331°.

3.4.3. Análisis de cuñas en la excavación subterránea

La herramienta de cálculo para este tipo de análisis de estabilidad fue el programa de computo libre UNWEDGE desarrollado por el Ing. Cesar Castañón Fernández (2000). Mediante esta evaluación, se tiene una apreciación detallada de la forma y dimensiones de las cuñas con posibilidades de generar inestabilidad y con qué elementos cualitativos y cuantitativos de sostenimiento se puede llegar a la estabilización.

A partir de los diagramas de resistencia del macizo rocoso y del análisis de discontinuidades mayores para cada socavón, se analizó las posibles cuñas en el software UNWEDGE, utilizando para el análisis la información siguiente: orientación del eje del túnel y pendiente (Trend and Plunge), dirección de buzamiento y buzamiento (Dip direction y Dip) de las discontinuidades mayores, sección y longitud del túnel, factor de seguridad (se asume 1.5 puntos como mínimo), parámetros de Mohr – Coulomb (Cohesión y Angulo de Fricción) y los parámetros del Macizo Rocosos (Resistencia a la Tracción), Unidad de Peso (Roca y Agua) y el Coeficiente Sísmico 0.45 según la Norma Técnica 0.30 del Reglamento Nacional de Edificaciones.

Se realizó el ingreso de datos al software para identificar los siguientes tipos de cuñas como: Lower Right wedge (Cuña inferior derecha), Floor wedge (Cuña de piso), Roof wedge (Cuña de techo), Lower Left Wedge (Cuña inferior izquierda), Upper Left Wedge (Cuña superior izquierda).

Y a cada una de estas cuñas se le podrá determinar los siguientes parámetros: Factor Security (Factor de Seguridad), Volume (Volumen), Weight (peso), Alto de Cuña (Altura del vértice).

A continuación, se hace un análisis de las combinaciones de los planos mayores de cada estación en los socavones para identificar las cuñas con menor factor de seguridad (inestables).

3.4.3.1. Análisis de cuñas en el socavón del nivel 320

Los datos ingresados para el análisis de cuñas en este Nivel son (Ver Lamina 5 y 6):

Tunnel Axis Orientation (Orientación del Eje Del Túnel)

Trend (Orientación): 65°

Plunge (Pendiente): 0° (Excavación Horizontal)

Tunnel Length (Longitud de Túnel): 20 m

Input Data (Ingreso de Datos)

Factor de Seguridad (Factor de Seguridad): 1.5

Unit Weight (Unidad de Peso): Roca: 2.18 t/m³ - Agua: 0.01 t/m³

Model Mohr - Coulomb: Ángulo de Fricción (58.13°) – Cohesión (62.5 t/m²)

Water Pressure (Presión del Agua): 320 m

Seismic Coefficient: Coeficiente Sísmico (0.45)

Joint Orientations (Conjunto de Orientaciones)

Conjunto	Buzamiento	Dirección de Buzamiento
1	52	250
2	76	280
3	50	307
4	71	311
5	58	337

Tabla 28. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia en Dips

La proyección de las cuñas se genera a partir de la intersección de 3 planos o conjunto de discontinuidades, a continuación, la opción Análisis de Combinaciones presenta la intersección de los planos que forman las cuñas y las cuales requieren sostenimiento:

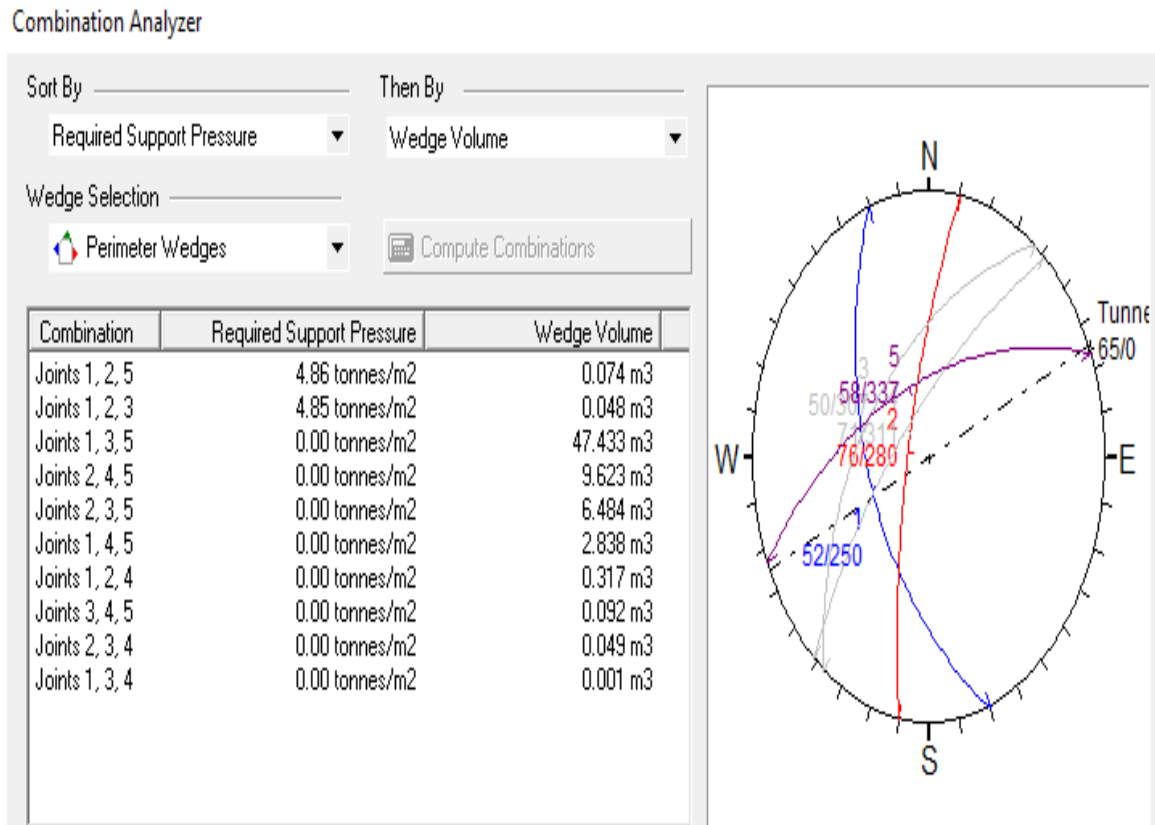


Figura 64. Análisis de Combinaciones de los Planos Mayores para evaluar Formación de Cuñas en el Nivel 320.

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

Se aprecia a partir de este análisis que las combinaciones 1, 2, 5 y 1, 2, 3 requieren sostenimiento con un soporte de presión de 4.86 ton/m² y 4.85 ton/m². A continuación se muestra la proyección de las Cuñas y sus respectivas especificaciones.

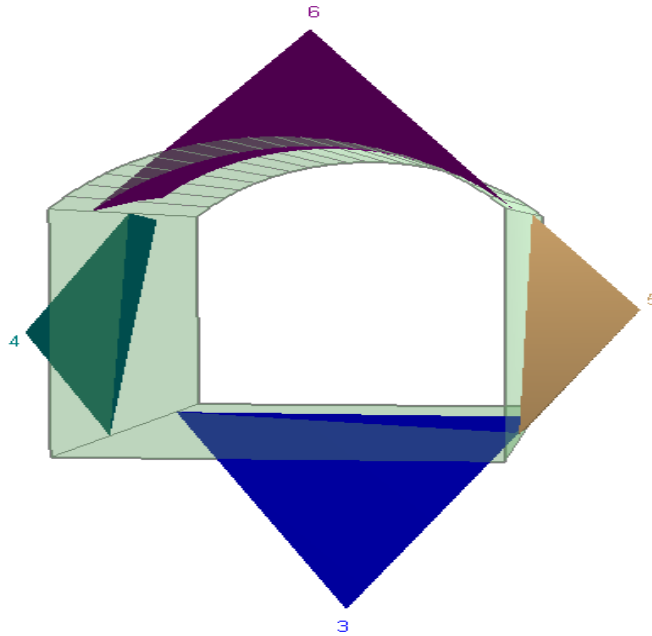


Figura 65. Proyección de Cuñas en Socavón Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

Reporte de Cuñas del Nivel 320 sin Sostenimiento:

Floor wedge (Cuña de Piso)[3]

Factor de Seguridad: 38.099
 Volumen de Cuña: 0.343 m³
 Peso de Cuña: 0.747 toneladas
 Alto de Cuña: 1.19 m

Upper Left wedge (Cuña Superior Izquierda)[4]

Factor de Seguridad: 18.437
 Volumen de Cuña: 0.074 m³
 Peso de Cuña: 0.161 toneladas
 Alto de Cuña: 0.48 m

Lower Right wedge (Cuña Inferior Izquierda) [5]

Factor de Seguridad: 0.000
 Volumen de Cuña: 0.074 m³
 Peso de Cuña: 0.161 toneladas
 Alto de Cuña: 0.48 m

Roof wedge (Cuña de Techo)[6]

Factor de Seguridad: 20.323
 Volumen de Cuña: 0.135 m³
 Peso de Cuña: 0.293 toneladas
 Alto de Cuña: 0.79 m

El Reporte de las especificaciones de las cuñas muestra que La cuña inferior derecha N° 5, tiene un Factor de Seguridad de 0, por lo que se procede a realizar sostenimiento en este punto.

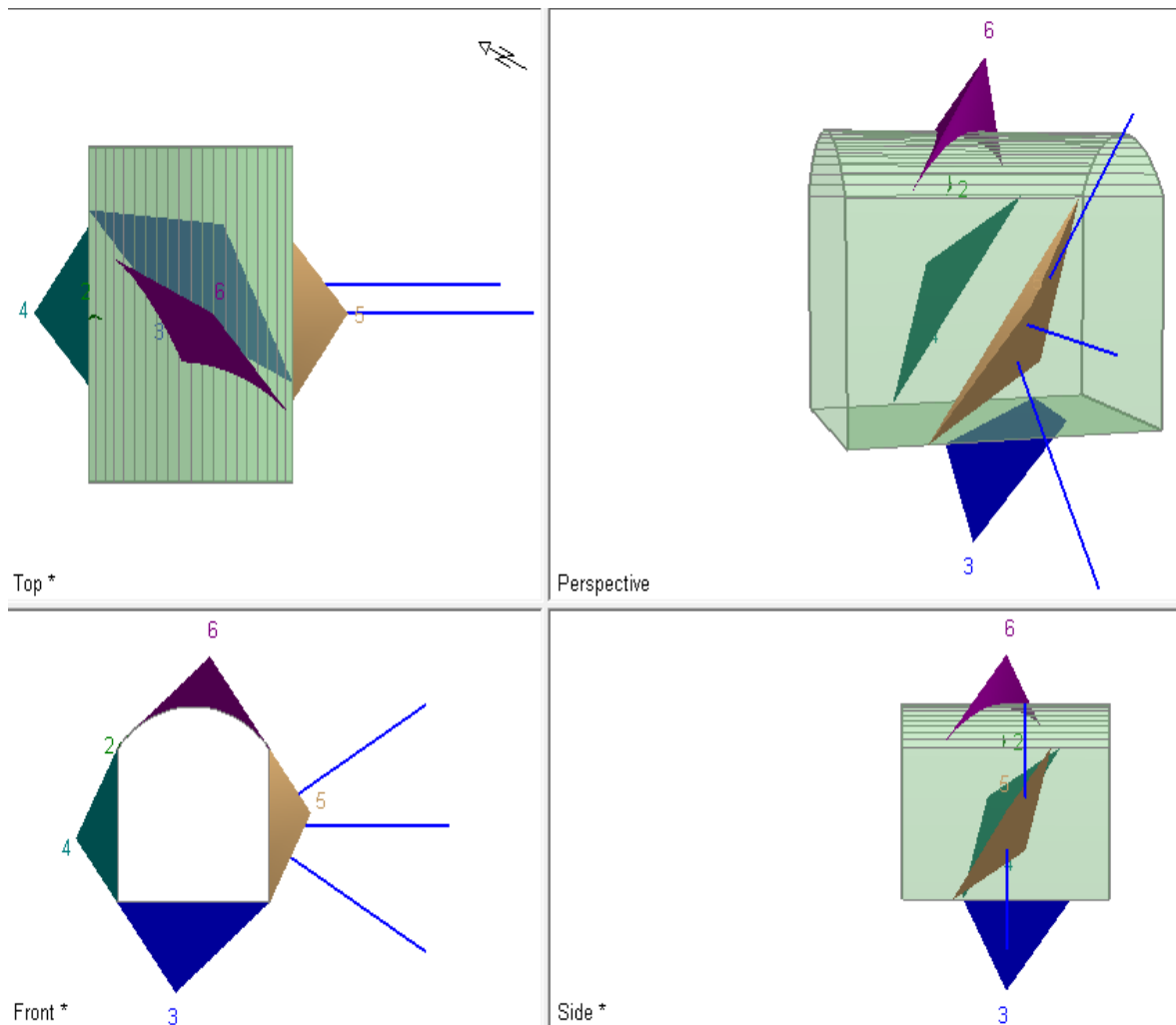


Figura 66. Sostenimiento de Cuñas en el Nivel 320

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

Se determinó que la posible zona de fallamiento se encuentra en la parte inicial del socavón, aproximadamente en los primeros 3 metros del socavón. Por ello se procedió a realizar el sostenimiento utilizando Split Set (Pernos de Anclaje) de 2 metros de longitud y con Capacidad de Tensión de 10 ton y con fuerza de unión de 3 ton/m. El primer perno fue ubicado a 80 cm de alto con un ángulo de 30°, el segundo a 60 cm en posición horizontal, el tercero a 40 cm de alto con un ángulo de - 30°.

A partir de la efectuación del sostenimiento en Lower Right wedge (Cuña Inferior Derecha), el factor de seguridad aumenta a 1.912, lo cual hace que la seguridad sea mejor en el socavón.

3.4.3.2. Análisis de cuñas en el socavón del nivel 332

Los datos ingresados para el análisis de cuñas en este Nivel son (Ver Lamina 7 y 8):

Tunnel Axis Orientation (Orientación del Eje Del Túnel)

Trend (Orientación): 45°
 Plunge (Pendiente): 0° (Excavación Horizontal)
 Tunnel Length (Longitud de Túnel): 35 m

Input Data (Ingreso de Datos)

Factor de Seguridad (Factor de Seguridad): 1.5
 Unit Weight (Unidad de Peso): Roca: 2.8 t/m³ - Agua: 0.01 t/m³
 Model Mohr - Coulomb: Ángulo de Fricción (54.87°) – Cohesión (833.6 t/m²)
 Water Pressure (Presión del Agua): 340 m
 Seismic Coefficient: Coeficiente Sísmico (0.45)

Joint Orientations (Conjunto de Orientaciones)

Conjunto	Buzamiento	Dirección de Buzamiento
1	65	340
2	73	262
3	71	228
4	22	217
5	83	179

Tabla 29. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

La proyección de las cuñas se genera a partir de la intersección de 3 planos o conjunto de discontinuidades, a continuación, la opción Análisis de Combinaciones presenta la intersección de los planos que forman las cuñas y las cuales requieren sostenimiento:

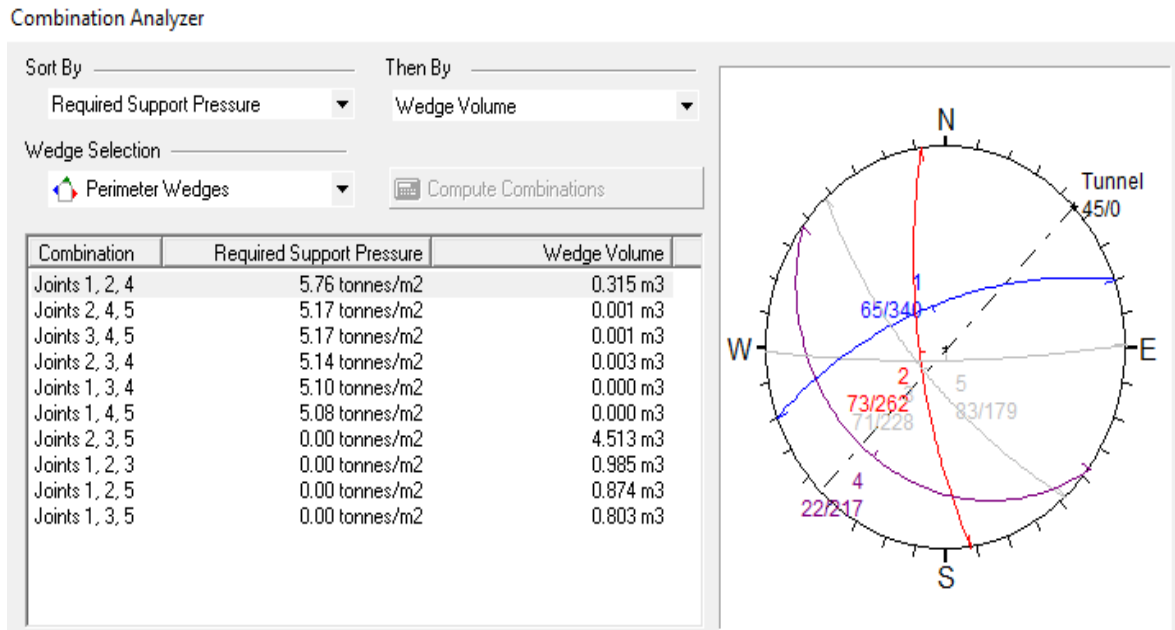


Figura 67. Análisis de Combinaciones de los Planos Mayores para evaluar Formación de Cuñas en el Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

Se aprecia a partir de este análisis que las combinaciones 1, 2, 4; 2, 4, 5; 3, 4, 5; 2, 3, 4; 1, 3, 4 y 1, 4, 5 requieren sostenimiento con un soporte de presión de 5.76 ton/m², 5.17 ton/m², 5.17 ton/m², 5.14 ton/m², 5.10 ton/m², 5.08 ton/m². A continuación se muestra la proyección de las Cuñas y sus respectivas especificaciones.

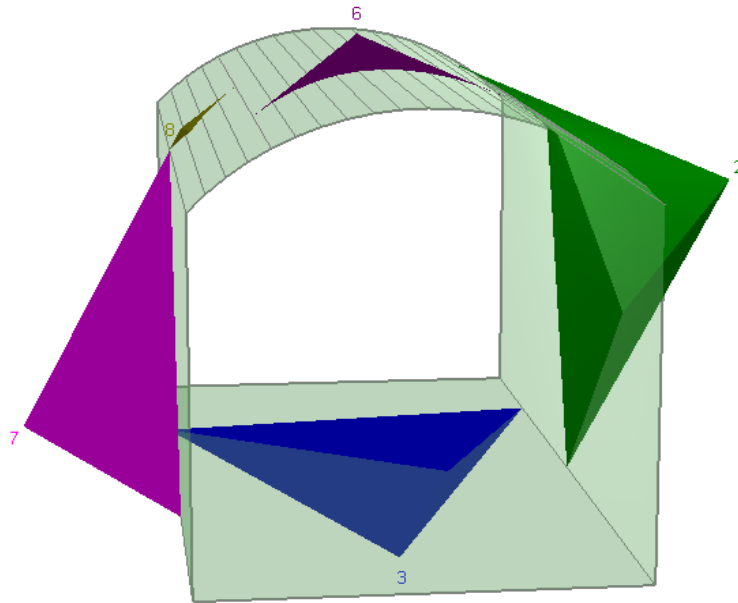


Figura 68. Proyección de Cuñas en Socavón Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

Reporte de Cuñas del Nivel 332 sin Sostenimiento:

Upper Right wedge (Cuña Superior Derecha) [2]

(Factor de Seguridad): 0.000
 (Volumen de Cuña): 0.315 m³
 (Peso de Cuña): 0.883 toneladas
 (Altura de Cuña): 0.73 m

Floor wedge (Cuña de Piso) [3]

(Factor de Seguridad): 96.914
 (Volumen de Cuña): 0.144 m³
 (Peso de Cuña): 0.404 toneladas
 (Altura de Cuña): 0.43 m

Roof wedge (Cuña de Techo) [6]

(Factor de Seguridad): 76.409
 (Volumen de Cuña): 0.006 m³
 (Peso de Cuña): 0.016 toneladas
 (Altura de Cuña): 0.14 m

Lower Left wedge (Cuña Inferior Izquierda) [7]

(Factor de Seguridad): 128.304
 (Volumen de Cuña): 0.251 m³
 (Peso de Cuña): 0.703 toneladas
 (Altura de Cuña): 0.67 m

Upper Left wedge (Cuña Superior Izquierda) [8]

(Factor de Seguridad): 0.000
(Volumen de Cuña): 0.000 m³
(Peso de Cuña: 0.001 toneladas
(Altura de Cuña): 0.04 m

El Reporte de las especificaciones de las cuñas muestra que La cuña superior derecha (Upper Right wedge) N° 2 y Cuña Superior Izquierda (Upper Left wedge), tienen un Factor de Seguridad de 0, por lo que se procede a realizar sostenimiento para la cuña N° 2. Se discriminó la cuña N° 8 por el peso que tiene y para ello solo se recomienda realizar el "desquinche" necesario para evitar la caída de rocas. A continuación, se muestra el sostenimiento propuesto para esta la cuña N° 2.

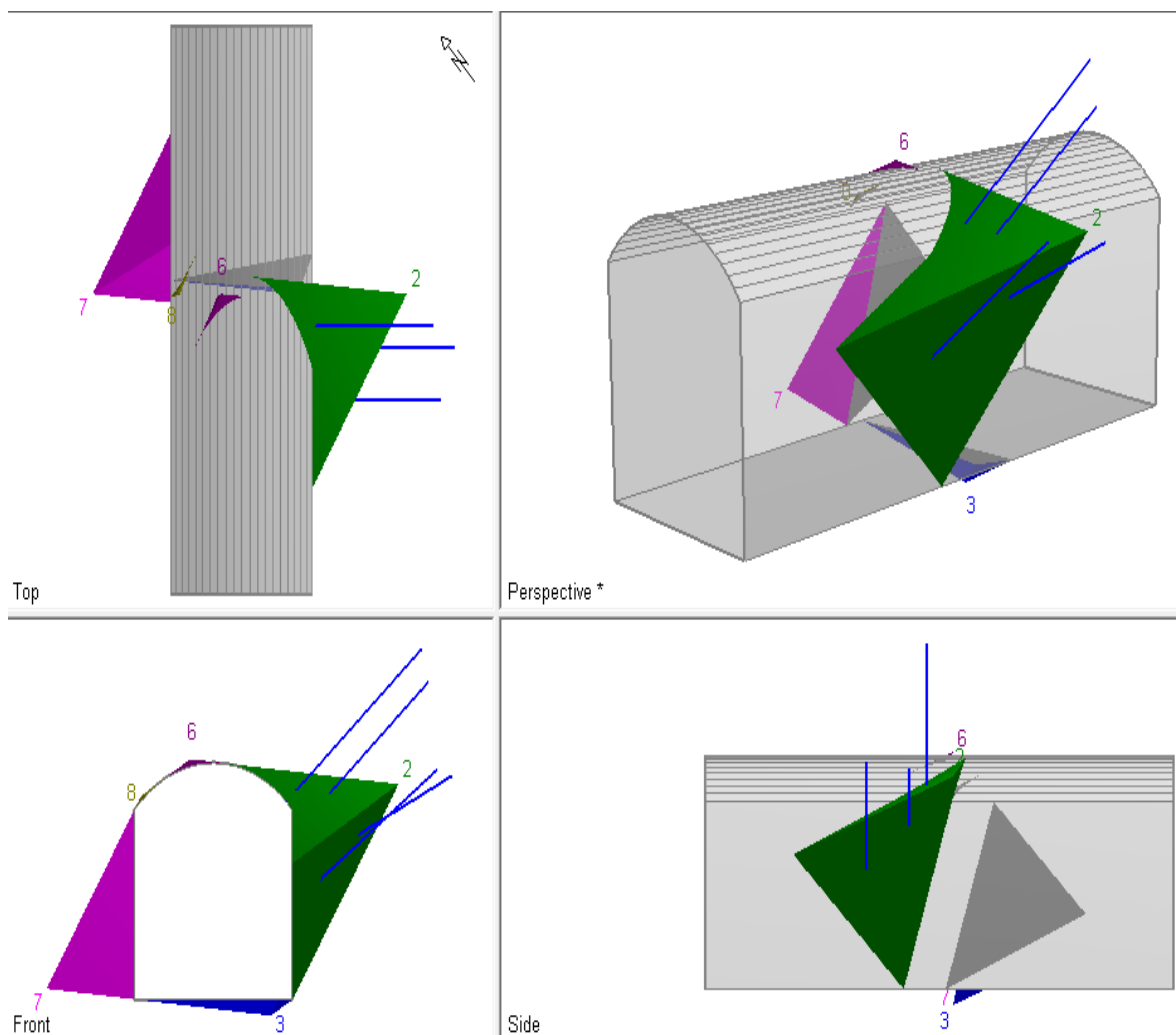


Figura 69. Sostenimiento de Cuñas en el Nivel 332

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

Se determinó que la posible zona de fallamiento se encuentra aproximadamente a 19 metros de profundidad del túnel. También es necesario mencionar la zona que se encuentra después del sostenimiento con cuadros de madera, puesto que también es una zona susceptible a desprendimiento de rocas o cuñas. A partir de antes mencionado se procedió a realizar el sostenimiento utilizando Split Set (Pernos de Anclaje) de 2 metros de longitud y con Capacidad de Tensión de 10 ton y con fuerza de unión de 3 ton/m. El primer perno fue ubicado a 1.70 m de alto con un ángulo de 40°, el segundo a 1.45 m con ángulo de 40°, el tercero a 1.0 m con un ángulo de 25° y el cuarto a 80 cm con ángulo de 35°.

A partir de la efectuación del sostenimiento en Upper Right wedge (Cuña Superior Derecha), el factor de seguridad aumenta a 1.522, lo cual hace que la seguridad sea mejor en el socavón.

3.4.3.3. Análisis de cuñas en el socavón del nivel 374

En este nivel solo existe 1 familia de discontinuidades, las cuales presentan similares Buzamientos y Dirección de Buzamiento. Tal como se aprecia en la tabla 27.

Los datos ingresados de resistencia del macizo rocoso han sido promediados y se presentan a continuación: (Ver Lamina 9 y 10).

Tunnel Axis Orientation (Orientación del Eje Del Túnel)

Trend (Orientación):	65 °
Plunge (Pendiente):	0° (Excavación Horizontal)
Tunnel Length (Longitud de Túnel):	50 m

Input Data (Ingreso de Datos)

Factor de Seguridad (Factor de Seguridad):	1.5
Unit Weight (Unidad de Peso):	Roca: 2.4 t/m ³ - Agua: 0.01 t/m ³
Model Mohr - Coulomb:	Ángulo de Fricción (46.56°) – Cohesión (39.74 t/m ²)
Water Pressure (Presión del Agua):	374 m
Seismic Coefficient: Coeficiente Sísmico	(0.45)

Joint Orientations (Conjunto de Orientaciones)

Conjunto	Buzamiento	Dirección de Buzamiento
1	66	318
2	64	327
3	62	331

Tabla 30. Buzamiento y la dirección de buzamiento de los Planos Mayores del Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

La proyección de las cuñas se genera a partir de la intersección de 3 planos o conjunto de discontinuidades, a continuación, la opción Análisis de Combinaciones presenta la intersección de los planos que forman las cuñas y las cuales requieren sostenimiento:

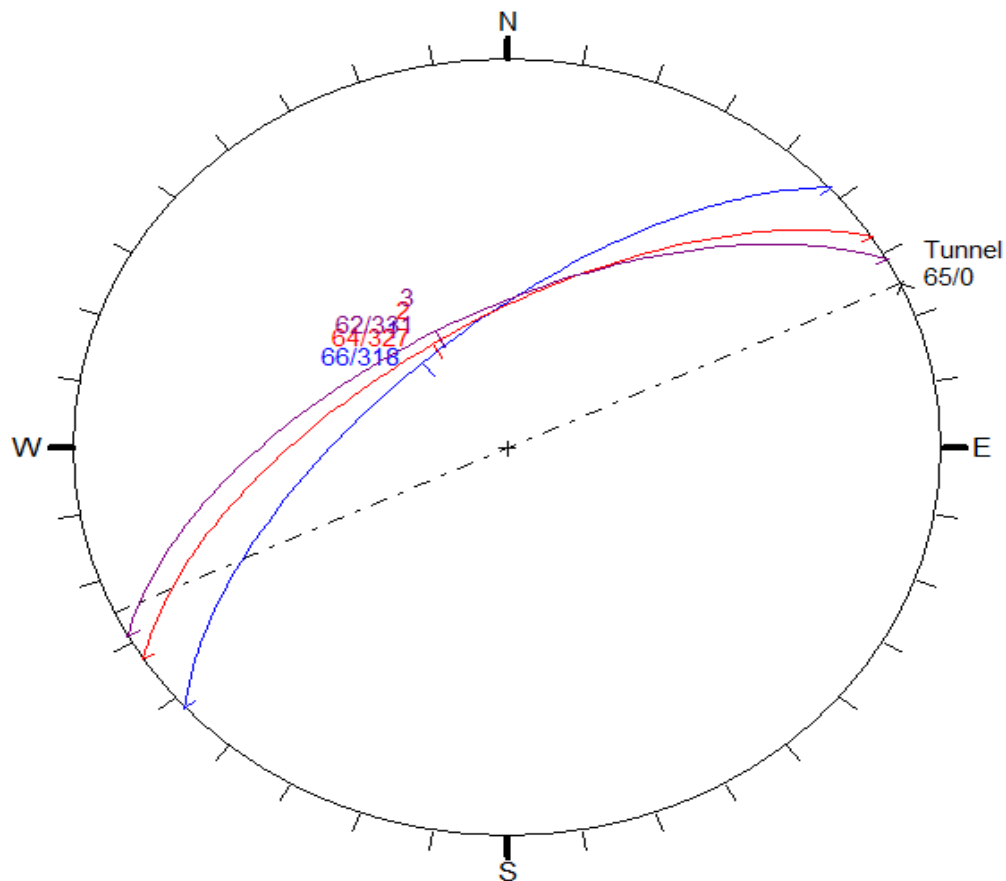


Figura 70. Análisis de Combinaciones de los Planos Mayores para evaluar Formación de Cuñas en el Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

De acuerdo a los datos recolectados en campo solo existe 1 familia de discontinuidades que generaron 3 planos con similar buzamiento y dirección de buzamiento, es por ello que se realiza solo una combinación y/o intersección de planos. A continuación, se muestra la proyección de las Cuñas y sus respectivas especificaciones.

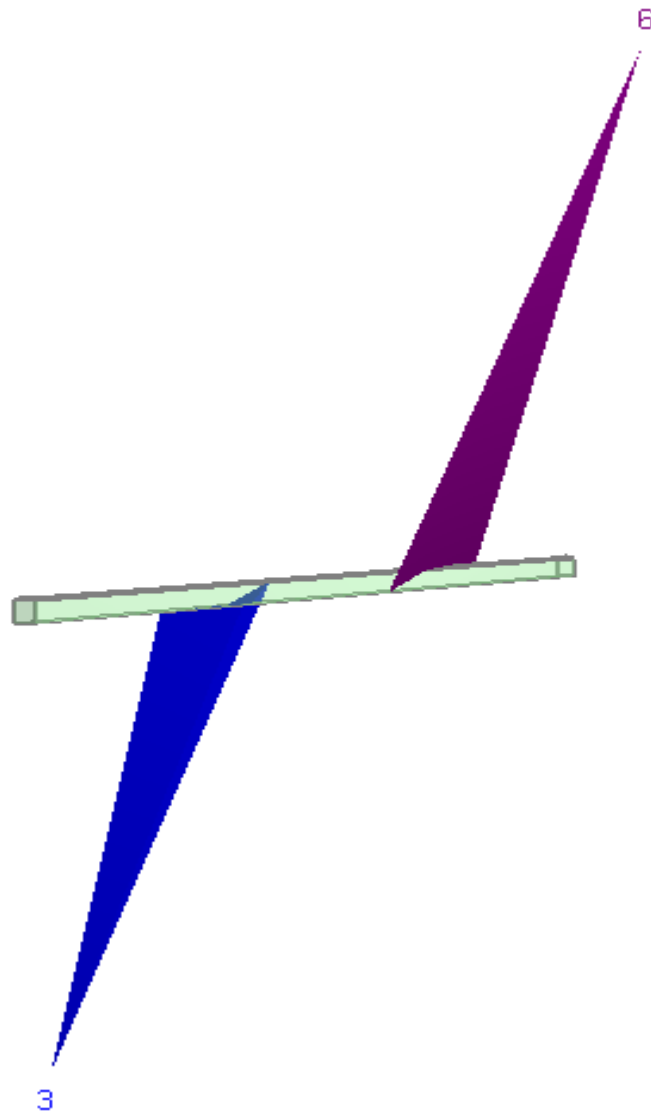


Figura 71. Proyección de Cuñas en Socavón Nivel 374

Fuente: Elaboración Propia en Unwedge

Reporte de Cuñas del Nivel 374 sin Sostenimiento:

Floor wedge (Cuña de Piso) [3]

(Factor de Seguridad): estable
(Volumen de Cuña): 203.003 m³
(Peso de Cuña): 487.207 toneladas
(Altura de Cuña): 59.64 m

Roof wedge (Cuña de Techo) [6]

(Factor de Seguridad): 54.745
(Volumen de Cuña): 200.896 m³
(Peso de Cuña): 482.149 toneladas
(Altura de Cuña): 59.63 m

El Reporte de las especificaciones de las cuñas muestra que La cuña de piso (Floor wedge) N° 3 y la Cuña de Techo (Roof wedge), tienen un Factor de Seguridad de estable, por lo que se omite el proceso de sostenimiento mediante este software.

Es necesario precisar que las posibles zonas inestables en este socavón, se encuentran a 20 metros y 40 metros a partir del inicio del socavón (bocamina).

3.4.3.4. Propuesta de pernos de anclaje para sostenimiento

Según Msc. Ing Martin Flores Palacios (2017). En su publicación "Criterios de selección de los elementos de Sostenimiento de Rocas". Menciona que:

"La evaluación de las condiciones geomecánicas y operativas, que se presentan en el proceso de selección de los sistemas de sostenimiento, es determinante para alcanzar el objetivo de brindar las recomendaciones más apropiadas para el control de la inestabilidad de las labores en el subsuelo, tomando en cuenta los criterios científicos que nos proporciona la Geomecánica."

Cabe mencionar, que los pernos de anclaje están agrupados en dos categorías de refuerzo: anclajes por adherencia y anclajes por fricción. Dentro de los cuales se encuentran agrupados los diversos tipos de anclajes conocidos en el mercado.

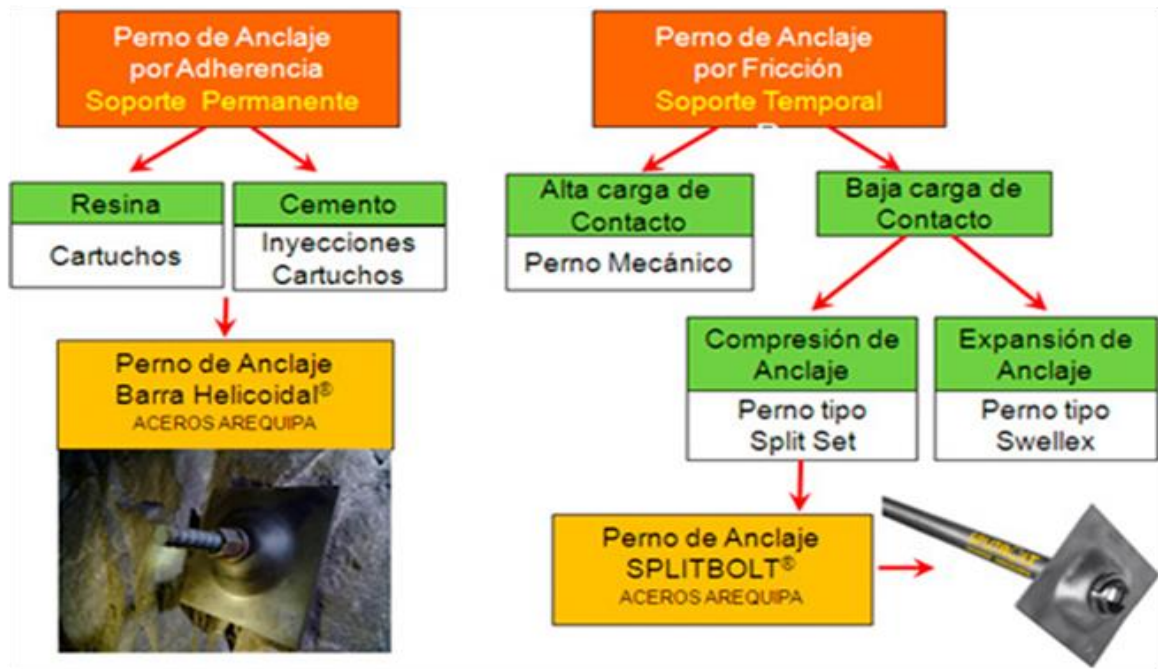


Figura 72. Tipos de Anclajes conocidos en el Mercado

Fuente: Aceros Arequipa

Sabiendo estos criterios nos remitimos a los productos de sostenimiento para rocas de la empresa ACEROS AREQUIPA, y discutiendo las características requeridas para el sostenimiento en este caso, se recomienda escoger el perno de anclaje SPLITBOLT. (ANEXO 23).

IV. DISCUSIÓN

4.1. Precisar la ubicación y la geología del yacimiento

Al delimitar la ubicación y la geología que presenta el proyecto en el resultado del ítem 3.1, se pudo reconocer el área en donde se desarrolló la investigación y a partir de ello realizar un reconocimiento geológico de la parte superficial y como también en las excavaciones subterráneas de la mina, este reconocimiento se corroboró con información proporcionada por la plataforma de información geológica del INGEMMET (GEOCATMIN). Esta metodología también fue utilizada por SUYON SUCLUPE, S. A. (2015). En su tesis "Estudio geomecánico con fines de estabilidad de taludes. C.A. Los Navios – Complejo Nautico Poseidon – Pucusana - Lima". En esta investigación el autor detalla el lugar de estudio mediante la utilización de mapas, coordenadas e imágenes.

4.2. Clasificación geomecánica de las excavaciones subterráneas

Del resultado de las clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso presentado en el ítem 3.2, se pudo identificar la calidad y condiciones del material que se presenta en este yacimiento y sobre todo en las excavaciones subterráneas. Se realizó mediante la utilización de los formatos de clasificación geomecánica propuestos por Bieniawski, Deere y Hoek y Marinos (ANEXO 5, 6 y 7), teniendo como mayor recurso la experiencia y el conocimiento en campo para que se pueda realizar una acertada clasificación mediante la observación. Este proceso de Clasificaciones Geomecánicas del Macizo Rocosó también fue utilizado por CORDOVA ROJAS, N. D. (2008). En su tesis "Geomecánica en el Minado Subterráneo caso Mina Condestable", en este proyecto el autor se apoya de distintas clasificaciones geomecánicas para caracterizar el macizo rocoso.

4.3. Parámetros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas.

Los Ensayos de Laboratorio fueron realizados siguiendo al pie de la letra las especificaciones técnicas de la Normativa ASTM, cual genera confiabilidad al momento de presentar resultados de laboratorio. Para esta tesis se utilizaron equipos

Saca Testigos, Cortadora de Testigos, Esclerómetro y Equipo de Carga Puntual, todos pertenecientes al Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Cesar Vallejo. Mediante ensayos de carga puntual y con el Martillo Schmidt, se pudo determinar los parámetros de resistencia del Macizo Rocos, tanto en campo como en Laboratorio. Esta metodología también fue usada por MERCADO SALAS, G. E (2017). En su Tesis "Modelamiento Geomecánico a Nivel de Prefactibilidad de una Mina Subterránea". En la cual utiliza los mismos ensayos para determinar la resistencia a la compresión de macizos rocosos, estos parámetros de resistencias son utilizados en el modelamiento con softwares de la excavación subterránea.

4.4. Análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad.

A partir del análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad presentado en el ítem 3.4, se pudo determinar la presencia de diferentes cuñas formadas por la intersección de las proyecciones de las discontinuidades, algunas de las cuales tenían un factor de seguridad bajo y mediante propuestas de sostenimiento se pudo elevar este factor. Este método también ha sido utilizado por MERCADO SALAS, G y OBREGÓN RIVERA, C (2017). En su tesis MODELAMIENTO GEOMECÁNICO A NIVEL DE PREFACTIBILIDAD DE UNA MINA SUBTERRÁNEA, donde se realizó el análisis de estabilidad estructuralmente controlada, con la finalidad de garantizar la estabilidad global de las excavaciones subterráneas, se ejecutó el análisis de cuñas por intermedio del software UNWEDGE.

V. CONCLUSIONES

5.1. Ubicación y la geología del yacimiento

- Al determinar la ubicación y la geología del área en donde se desarrolla la investigación, se concluyó que la Mina se encuentra un lugar accesible para el desarrollo óptimo de explotación y que no impactaría negativamente a las zonas pobladas aledañas, así como tampoco al medio ambiente. Además, el proyecto es rentable de acuerdo al reconocimiento geológico que se ha realizado y que ha demostrado la presencia de mineral valioso.

5.2. Clasificación geomecánica de las excavaciones subterráneas

- A partir de la Clasificaciones Geomecánicas realizadas en las excavaciones subterráneas, se pudo determinar que para el Nivel 320 el RMR es de 57 y es un tipo de roca de condición Regular de clase III, en el Nivel 332 el RMR es de 61 identificando un tipo de Roca Buena de clase II y el Nivel 374 tiene un RMR de 54, siendo una Roca Regular de clase III. Todas las excavaciones tienen orientación de las discontinuidades paralelas al rumbo del socavón y con buzamientos que varían entre 45° a 90°, lo cual hace muy desfavorable el avance de la labor.

5.3. Parámetros de resistencia del macizo rocoso mediante ensayos de laboratorio de mecánica de rocas

Los cálculos de los parámetros de resistencia del macizo rocoso fueron realizados mediante los ensayos de carga puntual y la resistencia a la compresión uniaxial con esclerómetro. Se determinó que para el nivel 320 el promedio de la Resistencia a la Compresión Uniaxial es de 142 Mpa, para el nivel 332 el promedio es de 333 Mpa y para el Nivel 374 el promedio es de 73 Mpa.

5.4. Análisis del macizo rocoso mediante softwares especializados en control de estabilidad

- De acuerdo con los datos de las clasificaciones geomecánicas y de los ensayos, se pudo determinar mediante el software ROC DATA los criterios de rotura del macizo rocoso, tal como: Ángulo de Fricción, Cohesión y Resistencia a la Tracción. Estableciendo así que para el Nivel 320 el Angulo de Fricción será 58. 13°, la Cohesión será 0.613 Mpa y la Resistencia a la Tracción será -0.226 Mpa. Del Mismo modo para el macizo del Nivel 332, los parámetros obtenidos fueron 54. 87°, 8.175 Mpa y -4.1742. Así también para el macizo rocoso del Nivel 374 los parámetros para la primera estación fueron, 45.693°, 0.332236 Mpa y – 0.0917627 Mpa respectivamente; para la segunda estación los parámetros obtenidos fueron 47. 64°, 0.438 Mpa y – 0.1454 Mpa, respectivamente; para la tercera estación los parámetros obtenidos fueron 44. 83°, 0.300 Mpa y – 0.0763 Mpa.

- El análisis de los datos de orientaciones mediante el software DIPS, ha permitido identificar diferentes sistemas de discontinuidades estructurales, compuestas por familias de juntas en las excavaciones, lo cual hace posible la formación de cuñas en las excavaciones y la inseguridad aumenta, esto se puede apreciar en el Nivel 320 y en el Nivel 332, las cuales tienen 5 familias de discontinuidades con direcciones diferentes; la situación varía en el Nivel 374 puesto que en ese socavón se distinguió solo un sistema de discontinuidades, lo cual evitaría la formación de cuñas inestables.

- El análisis de estabilidad por cuñas mediante el software UNWEDGE se pudo dar una apreciación más detallada de la forma y dimensiones de las cuñas con posibilidades de generar inestabilidad y con qué elementos cualitativos y cuantitativos de sostenimiento se puede llegar a la estabilización. Se logró identificar 1 cuña con bajo FS en el socavón del Nivel 320 y 332, las cuales fueron sometidas a un sistema de sostenimiento para controlar el factor de seguridad bajo.

- Ante la identificación de estas cuñas con potencial de caída, se realizó una propuesta de sostenimiento para ambos casos, basada en el enclavamiento de Split Set (Pernos de Anclaje) y la utilización del Shotcrete (Hormigón Proyectado), logrando elevar así el FS mediante la proyección del Software UNWEDGE.

VI. RECOMENDACIONES

- De acuerdo con la identificación de las discontinuidades predominantes se recomienda seguir la secuencia: mapeos geotécnicos; caracterización, clasificación geomecánica y zonificación geomecánica del macizo rocoso y, evaluación de las condiciones de presencia del agua in-situ y de los esfuerzos obtenidos mediante criterios matemáticos. De esta manera se podrá tener un control de la estabilidad de la zona de estudio.
- Se recomienda, ante la determinación del tipo de Roca Regular, buena y de la orientación desfavorable de las discontinuidades, realizar el seguimiento geomecánico de la veta para determinar una posible dirección cambiante de la orientación y así poder variar el rumbo del eje del túnel.
- Respecto a la identificación de cuñas inestables, se recomienda a la empresa Santa Clotilde E.I.R.L, realizar las propuestas de sostenimiento planteadas en esta investigación, para evitar eventos no deseados en la mina.
- A partir de la identificación de las zonas inestables, es recomendable en el Nivel 320, realizar sostenimiento con mampostería en la bocamina de dicho nivel, para evitar la caída de rocas y el fallamiento de la zona. En el nivel 332 se recomienda cambiar o renovar el sostenimiento con cuadros de madera nuevos y aptos para controlar la estabilidad en ese nivel. En el nivel 374 como en todos los niveles es necesario realizar el desatado de rocas, para evitar eventos no deseados y además incorporar sostenimiento con cuadros de madera en las zonas inestables indicadas.

REFERENCIAS

- PESSOA D'ALESSANDRO, Júlio Rómulo. (2007). Análisis de estabilidad del macizo rocoso de la minera Casa de piedra, Congonhas -Minas (Tesis de Pregrado). Universidad Estatal de Campiñas.
<http://repositorio.unicamp.br/jspui/handle/REPOSIP/258745>
- CÓRDOVA ROJAS, Néstor David. (2008). Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable. Universidad Nacional de Ingeniería.
<http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/595>
- BURGOS CEDEÑO, Sindy Lorena. (2015). Desarrollo de una herramienta de diseño para el análisis de la estabilidad de excavaciones con entrada de personal y equipos. Universidad de Chile.
<http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/134934>
- CORREA OLAN, Juan Carlos. (2012). Estudio para definir los parámetros geomecánicos de diseño de obras subterráneas para un yacimiento ubicado en Pánfilo Natera, Zacatecas. Universidad Nacional Autónoma de México.
<https://es.scribd.com/document/297101626/TESIS-I-pdf>
- BUSTAMANTE MURILLO, Aquilino. (2008). Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas para la mina Huanzalá. Universidad Nacional de Ingeniería.
<http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/591>
- QUISPE ARONÉS, Yuling Indira. (2012). Comportamiento de roca blanda en un túnel de exploración diseñado con el sistema Q. Universidad Nacional de Ingeniería.
<http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/1245>
- PARDO FERRER, Luis Alex. (2014). Prevención de caída de rocas como medida de seguridad en la mina San Cristóbal. Universidad Nacional de Ingeniería.
<http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/1367>
- CORIMANYA MAURICIO, José Antonio. (2003). Mecánica de rocas aplicada a la seguridad en minería subterránea (sociedad minera corona – s.a. manuelita y codiciada – unidad Morococha. Universidad Nacional de Ingeniería.
<http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/623>
- GOODMAN Y SHI (1985). La teoría de bloques. Libro de Geología.
<https://es.slideshare.net/jcaz15/la-teora-de-bloques-aplicada-a-la-mecnica-de-rocas-ayes-zamudio-juan-carlos>
- TERZAGHI Y PROTODIAKONOV (1915). Las Teorías Clásicas. Libro de Geomecánica.
<http://www.ebah.com.br/content/ABAAAfzQAJ/teoria-tuneles>
- ALEJANO MONGE, Leandro. (2004). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes.
<http://oa.upm.es/14183/>

- RAMÍREZ OYANGUREN, Pedro. (2004). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes.
<http://oa.upm.es/14183/>
- NATIONAL COMMITTEE ON ROCK MECHANICS (1964). MÉCANICA DE ROCAS
<https://es.scribd.com/presentation/336087540/673118>
- American Society for Testing and Materials (ASTM). (1898). Ensayos de Laboratorio de Suelos y Rocas. Norma ASTM D5731.
<https://www.astm.org/Standards/D5731.htm>
- American Society for Testing and Materials (ASTM). (1898). Ensayos de Laboratorio de Suelos y Rocas. Norma ASTM D5873.
<https://www.astm.org/Standards/D5873.htm>
- Gobierno del Perú – Ministerio de Trabajo y Promoción de Empleo (2012). LEY N° 29783, LEY DE SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO. Decreto Supremo N° 005-2012-TR.
<https://elperuano.pe/normaslegales/reglamento-de-la-ley-n-29783-ley-de-seguridad-y-salud-en-e-decreto-supremo-n-005-2012-tr-781249-1/>
- Gobierno del Perú - Ministerio de Energía y Minas (2016). REGLAMENTO DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL EN MINERÍA, DECRETO SUPREMO N°024-2016.
<https://busquedas.elperuano.pe/normaslegales/aprueban-reglamento-de-seguridad-y-salud-ocupacional-en-mine-decreto-supremo-n-024-2016-em-1409579-1/>
- Gobierno del Perú - Ministerio del Ambiente (2002). Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad MINERO – METALÚRGICA, DECRETO SUPREMO N.º 022-2002-EM.
<http://sinia.minam.gob.pe/download/file/fid/40398>
- Gobierno del Perú. (2011). Ley N° 29664, Sistema Nacional de Gestión del Riesgo de Desastres.
<http://www.leyes.congreso.gob.pe/Documentos/Leyes/29664.pdf>
- GONZALES DE VALLEJO, Luis I (2002). “Ingeniería Geológica”.
<http://webs.ucm.es/info/geodina/curriculums/LGV/publicaciones.html>
- GONZALES DE VALLEJO, Luis I (1982). “Clasificaciones geomecánicas aplicadas al estudio de excavaciones subterráneas a partir de datos de superficie”.
<http://webs.ucm.es/info/geodina/curriculums/LGV/publicaciones.html>
- González de Vallejo, L. (1998). Las Clasificaciones Geomecánicas para Túneles. Ingeotuneles N° 1, Cap. 1.
<http://webs.ucm.es/info/geodina/curriculums/LGV/publicaciones.html>
- JIMENEZ RODRIGUEZ, Rafael (2014). “Ingeniería de Rocas”.
https://books.google.com.pe/books/about/Ingenier%C3%ADa_de_rocas.html?id=PqPXrQEACAAJ&redir_esc=y
- Brady, B., H, G., Brown, E.T. y Kluwer (1999). Rock mechanics for underground mining. Academic publishers.
<https://www.springer.com/gp/book/9781402020643>

- ISRM. Suggested method for determining indirect tensile strength by the Brazil test.
<https://hrcak.srce.hr/file/230992>
- ISRM. Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses.
<https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/0148906278914729>
- CERVERA, M y BLANCO, E (2001). “Mecánica de Estructuras – Resistencia de Materiales”.
http://cervera.rmee.upc.edu/libros/Mec%C3%A1nica_de_estructuras_I_Resistencia_de_Materiales.pdf
- RAMÍREZ OYANGUREN, Pedro. (1980). “Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea”.
http://info.igme.es/SidPDF/065000/049/65049_0001.pdf
- Tomas. R, Santamaria J.C, Cano. M, Hernandez L.E, Garcia Barba J. (2013). “Ensayos geotécnicos de suelos y rocas”. Universidades de Alicante y de La Laguna.
<https://campusvirtual.uil.es/ocw/mod/page/view.php?id=5652>
- OSINERGMIN (2017). "Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas".
https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf
- VÁSQUEZ OJEDA, Marco Antonio. (2016). "IMPLANTACIÓN DE UN SISTEMA DE GESTIÓN DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL EN EL PROYECTO ESPECIAL OLMOS – TINAJONES, LAMBAYEQUE".
<http://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/2967>
- SUYON SUCLUPE, Serguis Alexander (2015). "ESTUDIO GEOMECANICO CON FINES DE ESTABILIDAD DE TALUDES. CA. LOS NAVIOS – COMPLEJO NAUTICO, POSEIDON PUCUSANA, LIMA"
<http://repositorio.unp.edu.pe/handle/UNP/751>

ANEXOS

ANEXO 1. Coordenadas UTM de la concesión minera.

VÉRTICE	ESTE	NORTE
V1	666,000	9,258,000
V2	666,000	9,257,000
V3	665,000	9,257,000
V4	665,000	9,258,000

Tabla 31. Coordenadas UTM S.C.7. (PSAD56)

VÉRTICE	ESTE	NORTE
V1	665,745.26	9,257,635.92
V2	665,745.26	9,256,635.92
V3	664,745.28	9,256,635.91
V4	664,745.28	9,257,635.90

Tabla 32. Coordenadas UTM S.C.7. (WGS 84)

Fuente: INGEMMET

ANEXO 2. Vista Satelital de la Concesión Minera Santa Clotilde 7

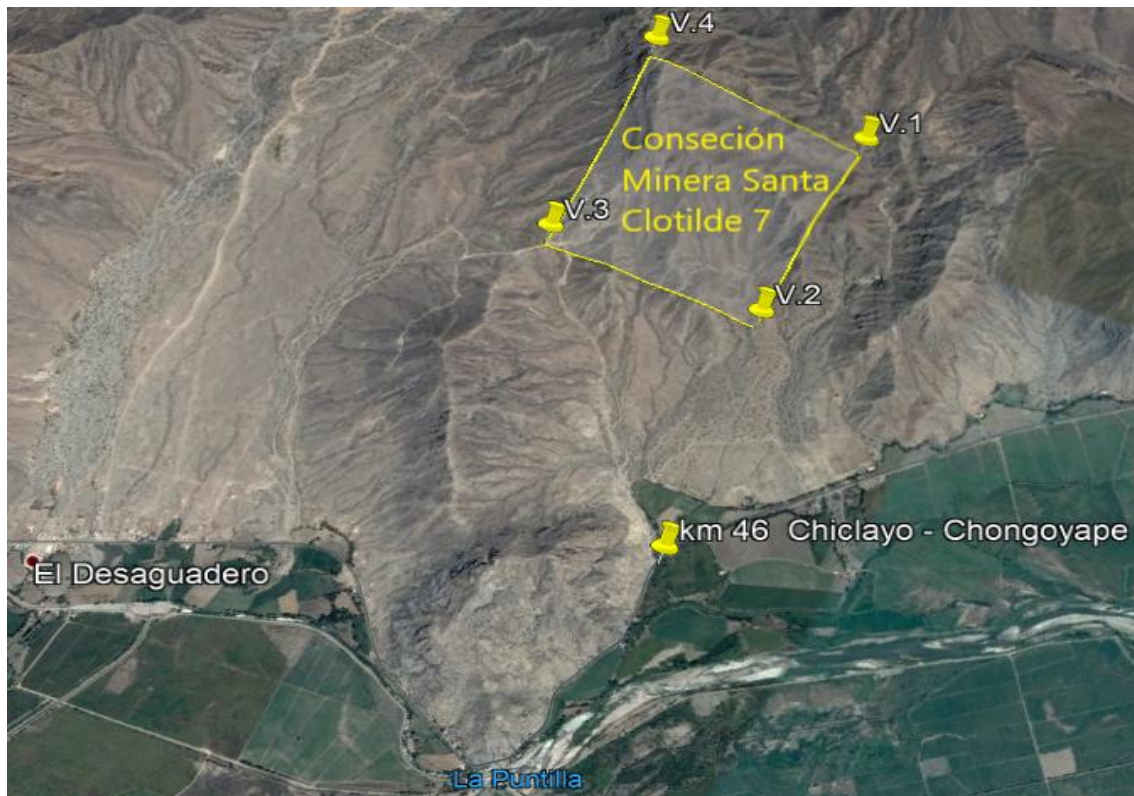


Figura 73. Vista Satelital de la Concesión Minera

Fuente: Google Maps.

ANEXO 3. Coordenadas UTM recopiladas con GPS de las Excavaciones Subterráneas en Santa Clotilde 7.

Nivel	ESTE	NORTE
374	664905	9257024
332	664852	9257006
320	664835	9257016

Tabla 33. Coordenadas UTM de las Excavaciones.

FUENTE: Elaboración Propia.

ANEXO 4. Fotografía de los Niveles 320, 332 y 374 de la Mina Santa Clotilde 7.



Figura 74. Fotografías de Niveles de Explotación

Fuente: Elaboración Propia.

ANEXO 5. Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89.

Parámetros de clasificación

1	Resistencia de la roca intacta (MPa)	Índice de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	No se usa; es preferible emplear UCS		
		Resistencia a la compresión uniaxial UCS	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD (%)	> 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25			
	Valuación	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento entre discontinuidades (m)	> 2.00	2.00 - 0.60	0.60 - 0.20	0.20 - 0.06	< 0.06			
	Valuación	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
		Valuación	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	Cerrada	< 0.1	0.1 - 1.0	1.0 - 5.0	> 5.0		
		Valuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Lustrosa		
		Valuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Sin relleno	Relleno duro (< 5 mm)	Relleno duro (> 5 mm)	Relleno blando (< 5 mm)	Relleno blando (> 5 mm)		
		Valuación	6	4	2	2	0		
		Descomposición	Fresca	Levemente descompuesta	Moder. descompuesta	Altamente descompuesta	Extrem. descompuesta		
Valuación	6	5	3	1	0				
5	Agua freática	Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	0	0 - 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / Esfuerzo principal mayor σ	0.0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	Valuación	15	10	7	4	0			

Corrección por orientación de discontinuidades (6)

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regulares	Desfavorables	Muy desfavorables
Valuación	Túneles y labores mineras	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Orientación de discontinuidades en un túnel

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20°
Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento		Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	
Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Calificación

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	≤ 20

Características geotécnicas

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de Auto Soporte (T. A. S.) y Vano	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2.5 m	30 minutos para 1 m
Cohesión (Kp/cm ²)	> 4	4 - 3	3 - 2	2 - 1	< 1
Ángulo de fricción interna	> 45°	45° - 35°	35° - 25°	25° - 15°	< 15°

$$RMR = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6$$

Figura 75. Formato RMR 89

Fuente: Geotecmin

ANEXO 6. Guía de Observación de la Clasificación GSI.






<p>CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA RESISTENCIAS ESTIMADAS. INDICE "GSI" (SEGÚN HOEK & BROWN - 2002).</p> <p>Basado en la apariencia de la roca, elegir la categoría que piensa le da la mejor descripción de las condiciones in situ "promedio" no disturbadas. Tener en cuenta que las superficies de roca expuestas por voladura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente y que puede ser necesario algún ajuste por el daño producido por el disparo. Una evaluación de los testigos de perforación diamantina o de las superficies creadas por pre-corte o por voladura controlada puede ser útil para hacer estos ajustes. Esto también es importante para reconocer que el "fracturamiento" se debe juzgar sobre la base de la relación entre el tamaño de los bloques y el tamaño de la superficie excavada bajo consideración.</p>		<p>CONDICIÓN SUPERFICIAL O DE DISCONTINUIDADES.</p>				
<p>CONDICIÓN ESTRUCTURAL.</p>		<p>MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA). SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 250 MPa).</p>	<p>BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 100 ~ 250 MPa).</p>	<p>REGULAR (RESISTENCIA REGULAR, DESCOMPUESTA). SUPERFICIES LISAS, ALTERADAS A MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 ~ 100 MPa).</p>	<p>POBRE (SUAVE, ALTAMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES ESTRIAS, ALTAMENTE ALTERADAS, CON RELLENOS O RECUBRIMIENTOS COMPACTOS CONTENIENDO FRAGMENTOS ANGULARES DE ROCA, MUY ABIERTAS (Rc 25 ~ 50 MPa).</p>	<p>MUY POBRE (MUY SUAVE, EXTREMADAMENTE DESCOMPUESTA). SUPERFICIES ESTRIAS, ALTAMENTE ALTERADAS, CON RELLENOS O RECUBRIMIENTOS SUAVES DE ARCILLAS, MUY ABIERTAS (Rc < 25 MPa).</p>
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA. MENOS DE TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 75 % ~ 90 %, donde RQD = 115 - 3.3 x Jn).</p>	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP	
 <p>FRACTURADA. MASA ROCOSA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, CONSISTENTE DE BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES, SIN FINOS (RQD 50 % ~ 75 %).</p>	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	
 <p>MUY FRACTURADA. MASA ROCOSA TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, CON MÚLTIPLES BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, CON UNA MUY BAJA PROPORCIÓN DE FINOS (RQD 25 % ~ 50 %).</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERSECTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS, CON UNA BAJA PROPORCIÓN DE FINOS (RQD 10 % ~ 25 %).</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
 <p>TRITURADA O BRECHADA. MASA ROCOSA POBREMENTE TRABADA, EXTREMADAMENTE QUEBRADA, CON UNA COMBINACIÓN DE FRAGMENTOS ANGULOSOS Y REDONDEADOS, CON UNA PROPORCIÓN CADA VEZ MAYOR DE FINOS (SIN RQD).</p>	T/MB	T/B	T/R	T/P	T/MP	

Figura 76. Formato de Clasificación GSI

Fuente: Geotecmin

ANEXO 7. ECUACIÓN DE PRIEST Y HUDSON (1976) RELACIÓN ENTRE λ Y RQD

ECUACIÓN DE PRIEST Y HUDSON (1976) RELACIÓN ENTRE λ Y RQD $RQD = 100 * e^{(0.1 * \lambda)} * (0.1 * \lambda + 1)$		
λ	RQD	RQD redondeado
1	99.5	100
2	98.2	100
3	96.3	95
4	93.8	95
5	91.0	90
6	87.8	90
7	84.4	85
8	80.9	80
9	77.2	80
10	73.6	75
11	69.9	70
12	66.3	65
13	62.7	65
14	59.2	60
15	55.8	55
16	52.5	50
17	49.3	50
18	46.3	45
19	43.4	45
20	40.6	40
21	38.0	40
22	35.5	35
23	33.1	35
24	30.8	30
25	28.7	30
26	26.7	25
27	24.9	25
28	23.1	25

NOTA: λ = Número de discontinuidades por unidad lineal (m)

Tabla 34. Expresión de RQD por Priest y Hudson

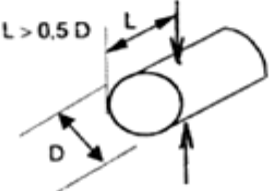
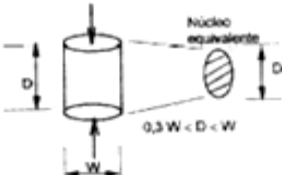
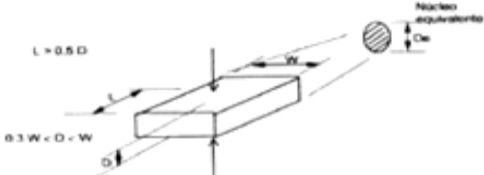
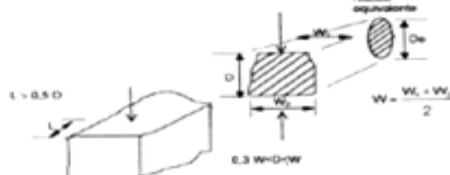
Fuente: Servicios Geológicos Geotécnicos y Mineros Generales E.I.R.L. (GEOTECMIN)

ANEXO 8. Guía de Observación de Laboratorio Para Ensayo de Carga Puntual y Cálculo de Densidad

 UCV UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO  LABORATORIO MECÁNICA DE ROCAS Y PETROLOGÍA		Tipo de Documento: Formato de Recolección de datos de ensayos	
		Código: UCV-LAB-2018	
		Versión: 01	
		Fecha de Elaboración:	Pag: 1/3

Informe de Resultados de Densidad y Carga Puntual – NORMA ASTM D5731	
Universidad Cesar Vallejo	
Facultad de Ingeniería de Minas	
Datos del operador:	
Nombre:	Teléfono:
Proyecto:	
FORMULAS: $\rho = \frac{Ws}{V_2 - V_1} \left[\frac{gr}{cm^3} \right]$ $Is = \frac{P}{D^2}$ $Is_{(50)} = F \times Is$ $F = \left(\frac{D}{50} \right)^{0.45}$ $UCS = 24 \times Is_{50}$	LEYENDA: <p>ρ = Densidad Ws = Peso del Sólido V_2 = Volumen del Fluido Conteniendo al Sólido V_1 = Volumen del Fluido sin el Sólido Is = Índice de resistencia de Carga Puntual no Corregido, en Mega Pascales P = Carga Aplicada, Kilo Newton D = Diámetro del Testigo L = Longitud del Testigo $Is_{(50)}$ = Índice de resistencia de Carga Puntual Corregido, en Mega Pascales F = Factor de Corrección UCS = Resistencia a la Compresión <u>Uniaxial</u></p>

TIPO DE ENSAYO:

DIAMETRAL <input checked="" type="checkbox"/>	NO DIAMETRAL		
	AXIAL <input type="checkbox"/>	BLOQUE <input type="checkbox"/>	FRAGMENTO IRREGULAR <input type="checkbox"/>
 <p>$L > 0.5 D$</p>	 <p>Núcleo equivalente $0.3 W < D < W$</p>	 <p>$L > 0.5 D$ $0.3 W < D < W$</p> <p>Núcleo equivalente De</p>	 <p>$L > 0.5 D$ $0.3 W < D < W$</p> <p>Núcleo equivalente De $W = \frac{W_1 + W_2}{2}$</p>

RESULTADOS OBTENIDOS:

DENSIDAD						
Descripción	Muestra	Ws (gr)	V ₁ (cm ³)	V ₂ (cm ³)	Densidad (gr/cm ³)	Densidad (Kn/m ³)

 UCV UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	LABORATORIO MECÁNICA DE ROCAS Y PETROLOGIA		Tipo de Documento: Emisión de resultados de laboratorio	
			Código: UCV-LAB-2018	
			Versión: 01	
			Fecha de elaboración:	Pag: 3/3

CARGA PUNTUAL										
Descripción	Forma de Muestra	Muestra	D mm	L mm	(D) ² mm	P KN	Is Mpa	F(D/50) ^{0.45}	Is(50) Mpa	UCS Mpa

OBSERVACIONES:

Realizó: _____

 Jefa de Laboratorio
 Ing. Janyna Jacinta Flores Arrasco

Figura 77. Formato de Recolección de Datos de Ensayos de Laboratorio

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 9. Guía de Observación para estimar la Resistencia a la Compresión Uniaxial

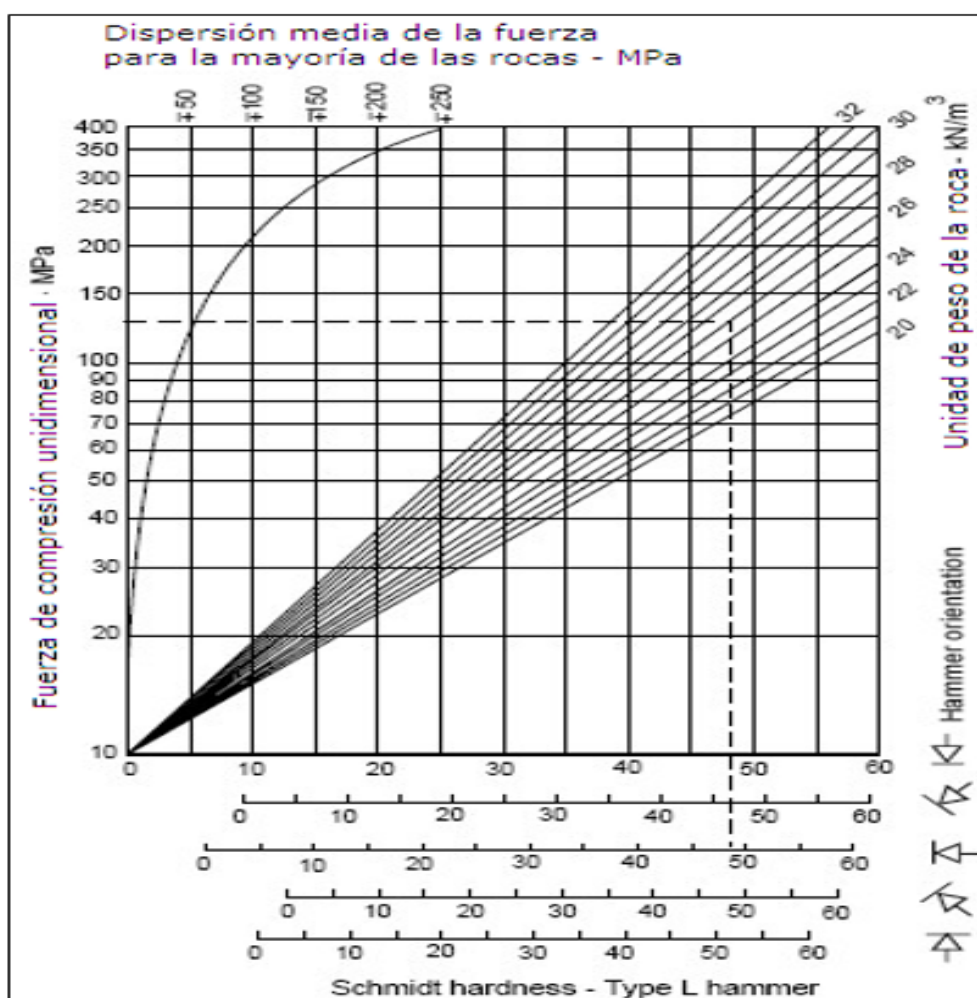


Figura 78. Tabla de Miller para Estimar RCU

FUENTE: Geotecmin

ANEXO 10. Guía de Análisis Documental de Sostenimiento en Minería Subterránea.

FUENTE DE REFERENCIA DE LA NORMATIVA LEGAL		
NORMA	DESCRIPCIÓN	APLICACIÓN
Ley N° 29783 y su modificatoria Ley N° 30222 / DS 005-2012-TR / DS N° 024-2016-EM y su modificatoria DS N° 023-017.	Para realizar toda actividad minera se debe contar con estudios y sus respectivas actualizaciones sobre: geología, geomecánica, geotecnia, hidrología, sostenimiento, estabilidad de taludes, etc.	CAPÍTULO 1, ARTÍCULO 33.

Tabla 35. Análisis Documental

FUENTE: Elaboración Propia

ANEXO 11. Imagen de las cárcavas u oquedades del cuarzo donde hay posible presencia de oro, acompañado de oxidaciones ferrosas (Limonita y Hematita).



Figura 79. Imagen de cuarzo con posible presencia de oro,

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 12. Concentraciones la Molibdenita encontrados largo de la labor minera.



Figura 80. Roca con presencia de Molibdenita

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 13. ENSAYO DE DENSIDAD DE ROCAS



Figura 81. Ensayo de Densidad mediante el la Teoría de Arquímedes.

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 14. ENSAYO DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL MEDIANTE ESCLERÓMETRO



Figura 82. Ensayo de RCU utilizando el Martillo de Schmidt o Esclerómetro

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 15. ENSAYO DE CARGA PUNTUAL



Figura 83. Ensayo de Carga Puntual

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 16. DATOS GEOMECÁNICOS TOMADOS CON BRÚJULA (BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO) DEL SOCAVÓN “LA ESPERANZA” NIVEL 374, DE LA MINA SANTA CLOTILDE 7.

COORDENADAS: E: 664905 **N:** 9257024

HASTIAL IZQUIERDO DEL SOCAVÓN		TIPO DE ESTRUCTURA	HASTIAL DERECHO DEL SOCAVÓN		TIPO DE ESTRUCTURA
DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO (GRADOS °)	BUZAMIENTO (GRADOS °)		DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO (GRADOS °)	BUZAMIENTO (GRADOS °)	
320	56	J (JUNTAS)	312	83	J
96	75	J	243	79	J
299	79	J	305	54	J
314	69	J	318	56	J
322	69	J	300	74	J
290	73	J	297	72	J
300	65	J	317	78	J
314	57	J	307	54	J
316	61	J	317	64	J
299	73	J	55	85	J
326	61	J	94	76	J
322	58	J	299	73	J
323	57	J	314	72	J
322	65	J	318	62	J
332	66	J	282	70	J
342	65	J	299	86	J
325	56	J	11	55	J
312	63	J	11	55	J
332	64	J	327	74	J
332	70	J	313	88	J
320	70	J	132	86	J
312	71	J	320	69	J
298	72	J	313	68	J
324	79	J	298	62	J
327	61	J	325	63	J
327	63	J	335	51	J
330	74	J	327	62	J
323	66	J	45	89	J
324	64	J	360	71	J
331	63	J	119	57	J
104	85	J	300	88	J
335	59	J	325	63	J
294	70	J	313	86	J
31	72	J	339	65	J

330	66	J	321	59	J
318	66	J	343	61	J
309	65	J	338	64	J
319	65	J	316	90	J
330	60	J	329	66	J
335	70	J	298	89	J
326	67	J	326	53	J
305	75	J	324	61	J
300	82	J	333	68	J
295	72	J	330	43	J
96	89	J	346	64	J
294	79	J	323	56	J
327	61	J	29	85	J
133	80	J	315	69	J
110	84	J	306	71	J
115	79	J	308	61	J
147	64	J	136	65	J
160	84	J	131	62	J
246	82	J	336	69	J
336	55	J	332	80	J
324	62	J	310	90	J
298	77	J	333	61	J
337	64	J	330	64	J
137	63	J	321	66	J
344	84	J	220	79	J
340	60	J	335	75	J
333	74	J	318	64	J
324	54	J	322	55	J
334	51	J	293	61	J
304	66	J	326	64	J
55	73	J	321	74	J
169	49	J	13	68	J
314	53	J	333	63	J
311	59	J	322	71	J
111	34	J	324	74	J
264	63	J	259	82	J
319	52	J	307	62	J
136	41	J	291	78	J
329	32	J	312	73	J
228	76	J	311	78	J
291	89	J	326	64	J
331	76	J	333	65	J
11	72	J	339	82	J
76	83	J	330	66	J
55	89	J	327	65	J

356	74	J	325	64	J
267	50	J	314	68	J
289	81	J	332	66	J
31	90	J	306	84	J
298	29	J	325	62	J
79	54	J	336	64	J
356	71	J	311	58	J
93	73	J	332	68	J
356	67	J	328	70	J
354	10	J	343	64	J
15	69	J	331	54	J
269	66	J	329	60	J
264	64	J	353	52	J
291	8	J	336	60	J
64	90	J	319	60	J
74	90	J	341	64	J
69	72	J	327	71	J
13	73	J	310	85	J
100	75	J	336	59	J
354	84	J	324	43	J
34	87	J	322	43	J
75	90	J	322	69	J
78	89	J	329	58	J
354	72	J	326	58	J
354	62	J	337	47	J
46	74	J	333	59	J
354	9	J	334	62	J
98	83	J	316	83	J
100	74	J	333	70	J
123	56	J	328	64	J
161	74	J	321	63	J
102	71	J	338	60	J
333	82	J	341	64	J
164	72	J	320	64	J
			313	72	J
			320	73	J
			331	61	J
			330	52	J
			291	84	J
			338	56	J
			333	59	J
			327	69	J
			324	66	J
			335	61	J
			275	63	J

			335	39	J
			303	65	J
			341	70	J
			325	65	J
			336	84	J
			303	72	J
			328	61	J
			335	60	J
			349	60	J
			320	64	J
			340	54	J
			327	61	J
			353	59	J
			336	63	J
			322	60	J
			330	55	J
			326	60	J
			340	61	J
			338	63	J
			282	62	J
			327	55	J
			314	56	J
			332	51	J
			331	51	J
			331	61	J
			333	55	J
			338	59	J
			347	64	J
			332	64	J
			331	63	J
			335	65	J
			331	55	J
			331	69	J
			324	71	J
			341	49	J
			321	54	J
			329	80	J
			333	59	J
			342	64	J
			354	60	J
			337	64	J
			334	69	J
			330	63	J
			336	60	J
			332	66	J

			329	62	J
			322	79	J
			329	66	J
			325	60	J
			325	68	J
			35	73	J
			336	69	J
			329	85	J
			323	60	J
			228	69	J
			315	80	J
			46	82	J
			325	82	J
			330	39	J
			338	61	J
			325	75	J
			334	52	J
			330	42	J
			208	89	J
			215	78	J
			330	71	J
			141	71	J
			340	63	J
			338	60	J
			335	64	J
			332	54	J
			325	84	J
			316	51	J
			164	51	J
			164	90	J
			327	47	J
			326	55	J
			333	61	J
			316	62	J
			309	68	J
			161	70	J
			304	71	J
			224	74	J
			11	71	J
			321	89	J
			124	70	J
			330	71	J
			161	73	J
			296	90	J
			344	74	J

			330	44	J
			345	39	J
			341	49	J
			355	46	J
			333	52	J
			326	79	J
			341	80	J
			346	59	J
			320	64	J
			61	85	J
			332	54	J
			255	50	J
			50	79	J
			344	58	J
			345	61	J
			24	55	J
			33	70	J
			131	46	J
			334	48	J
			45	90	J
			349	81	J
			334	66	J
			49	81	J
			324	84	J
			19	41	J
			41	44	J
			328	30	J
			360	73	J
			128	51	J
			308	77	J

Tabla 36. DATOS DE BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO DEL SOCAVÓN NIVEL 374

FUENTE: Elaboración Propia

ANEXO 17. DATOS GEOMECÁNICOS TOMADOS CON BRÚJULA (BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO) DEL SOCAVÓN NIVEL 332, DE LA MINA SANTA CLOTILDE 7

COORDENADAS: E: 664852 N: 9257006

HASTIAL IZQUIERDO DEL SOCAVÓN		TIPO DE ESTRUCTURA	HASTIAL DERECHO DEL SOCAVÓN		TIPO DE ESTRUCTURA
DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO (GRADOS °)	BUZAMIENTO (GRADOS °)		DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO (GRADOS °)	BUZAMIENTO (GRADOS °)	
220	78	J (Junta)	246	25	J (Junta)
287	65	J	230	55	J
214	35	J	236	26	J
260	70	J	185	23	J
326	69	J	210	21	J
260	74	J	200	24	J
335	63	J	205	08	J
326	86	J	235	20	J
240	62	J	242	50	J
340	76	J	233	66	J
258	80	J	223	66	J
330	79	J	274	85	J
325	83	J	275	65	J
222	76	J	253	65	J
220	85	J	244	23	J
290	74	J	226	75	J
260	70	J	185	26	J
263	73	J	278	55	J
270	75	J	233	65	J
85	85	J	235	78	J
328	68	J	345	70	J
342	45	J	344	66	J
42	65	J	190	80	J
350	58	J	350	70	J
347	68	J	192	68	J
352	69	J	220	87	J
342	64	J	350	74	J
339	69	J	228	76	J
50	38	J	318	74	J
345	56	J	135	75	J
348	55	J	145	77	J
350	40	J	353	76	J
15	85	J	12	65	J
173	83	J	05	60	J

20	70	J	20	45	J
15	88	J	352	32	J
			22	34	J
			275	77	J
			336	30	J
			42	79	J
			240	57	J
			350	40	J
			246	67	J
			338	51	J
			348	75	J
			345	87	J
			352	72	J
			165	82	J
			190	86	J
			173	88	J
			182	82	J
			315	76	J
			293	36	J
			321	61	J
			290	70	J

Tabla 37. DATOS DE BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO DEL SOCAVÓN NIVEL 332

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 18. DATOS GEOMECÁNICOS TOMADOS CON BRÚJULA (BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO) DEL SOCAVÓN NIVEL 320, DE LA MINA SANTA CLOTILDE 7.

COORDENADAS: E: 664835 **N:** 9257016

HASTIAL IZQUIERDO DEL SOCAVÓN		TIPO DE ESTRUCTURA	HASTIAL DERECHO DEL SOCAVÓN		TIPO DE ESTRUCTURA
DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO (GRADOS °)	BUZAMIENTO (GRADOS °)		DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO (GRADOS °)	BUZAMIENTO (GRADOS °)	
255	45	J (Junta)	329	55	FALLA
254	50	J	220	69	J (JUNTA)
243	57	J	275	86	J
282	81	J	238	90	J
272	84	J	298	84	J
280	72	J	336	64	J
282	62	J	310	76	J
290	82	J	347	56	J
271	65	J	289	78	J
274	79	J	287	61	
237	50	J	315	50	J
258	51	J	320	82	J
266	52	J	309	50	J
243	49	J	170	20	J
298	52	J	279	79	J
242	61	J	265	85	J
256	53	J	269	69	J
244	54	J	278	84	J
273	72	J	291	75	J
252	48	J	312	67	J

Tabla 38. DATOS DE BUZAMIENTO Y DIRECCIÓN DE BUZAMIENTO DEL SOCAVÓN NIVEL 320

FUENTE: Elaboración Propia

ANEXO 19. Registro de datos geológicos de buzamiento y dirección de buzamiento de las discontinuidades con brújula.



Figura 84. Registro de Buzamiento y Dirección de Buzamiento con Brújula

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 20. Fotografía recopilada en el Socavón Nivel 374, realizando la Clasificación Geomecánica RMR89 – Bieniawski.



Figura 85. Fotografía de toma de datos en socavón nivel 374

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 21. Ensayos para determinar parámetros de resistencia del macizo rocoso en las excavaciones subterráneas de la Mina Santa Clotilde 7

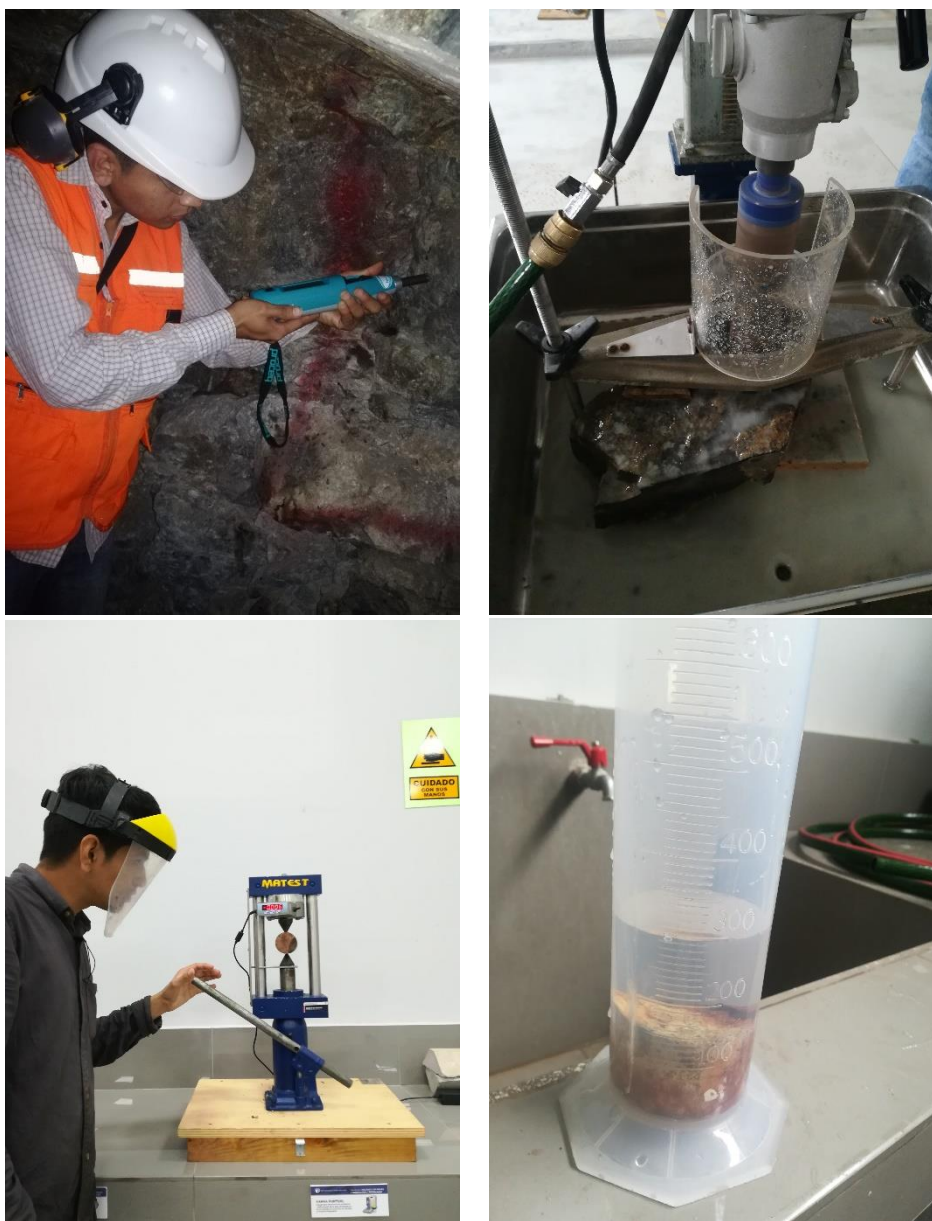


Figura 86. Ensayos complementarios para determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 22. Testigos Obtenidos De Los Diferentes Niveles De La Mina



Figura 87. Testigos obtenidos para Ensayos de Resistencia en laboratorio.

Fuente: Elaboración Propia

ANEXO 23. Ficha Técnica de Perno de Anclaje Splitbolt.

Splitbolt

PARA FORTIFICACIÓN DE ROCAS

DENOMINACIÓN:
SPLITBOLT® 1.50 m, SPLITBOLT® 1.80 m, SPLITBOLT® 2.10 m.

DESCRIPCIÓN:
Perno de Anclaje de la Categoría por Fricción que genera fuerzas radiales a lo largo de su longitud inserta en la roca, aumentando la resistencia del macizo rocoso.

Está conformado por un tubo de acero de calidad estructural, con un extremo aguzado para su inserción en la roca y otro extremo dotado de un anillo de acero soldado al tubo en el cual se fijará la Placa de sujeción del Anclaje.

El perno de anclaje SPLITBOLT® cuenta con una planchuela de acero, la cual facilita la instalación del soporte con mallas metálicas.

USOS:
Son aplicados para el sostenimiento de labores temporales en minería subterránea y proyectos civiles.

MATERIALES DEL SPLITBOLT®:
Material del Tubo SPLITBOLT®: Plancha de acero LAC de 2.4 mm de espesor.
Fabricado bajo norma:
ASTM A1011/A1011M Grado 60, Clase 1.
JIS G 3101 S5540.

PROPIEDADES	ASTM A1011/A1011M GRADO 60	JIS G 3101 S5540
LÍMITE DE FLUENCIA (mín).	410 MPa	400 MPa
RESISTENCIA A LA ROTURA (mín).	520 MPa	540 MPa
ALARGAMIENTO (en 50 mm).	16%	16%

Planchuela del SPLITBOLT®: Plancha ASTM A36/A36M de 4.0 mm y 4.5 mm de espesor.

Anillo del SPLITBOLT®: Alambroñ SAE1008 o 1010, diámetro de 8 mm.

CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL SPLITBOLT®:
Tamaños: SPLITBOLT® 1.50 m, SPLITBOLT® 1.80 m y SPLITBOLT® 2.10 m
Dimensiones y Tolerancias:

	1.50 m	1.80 m	2.10 m
LONGITUD DEL SPLITBOLT® (L)	1.50 m +0/-10 mm	1.80 m +0/-10 mm	2.10 m +0/-10 mm
DIÁMETRO SPLITBOLT® (D)	39.5 mm +/- 0.6 mm	39.5 mm +/- 0.6 mm	39.5 mm +/- 0.6 mm
PUNTA CÓNICA SPLITBOLT® (L1)	< 80 - 100 > mm de largo	< 80 - 100 > mm de largo	< 80 - 100 > mm de largo

DIMENSIONES DE LA PLANCHUELA

ESPESOR (mm)	4.0	+/- 0.45
LADO (mm)	150 x 150	+/- 0.50
DIÁMETRO DEL ORIFICIO (mm)	42.5	+/- 0.50

Propiedades Mecánicas y Resistencias Máximas:

Tracción del Tubo SPLITBOLT®:

CARGA DE RESISTENCIA (kg-f)	TRACCIÓN (kg/mm ²)	ELONGACIÓN (%)
12500 mín	52.4 mín	16

Tracción del SPLITBOLT® con el anillo:

CARGA DE RESISTENCIA (kg-f)	TRACCIÓN (kg/mm ²)
13000 mín	54.5 mín

PRESENTACIÓN:
Se presenta en paquetes de 250 unidades embalados con zuncho metálico de 1 1/4".

IDENTIFICACIÓN:
Cada pieza tiene pintado el logo de SPLITBOLT® - Aceros Arequipa. A solicitud del cliente, se emite Certificado de Calidad para el lote del producto.

QC0401-F218 / 01 / DIC 15

ISO 9001:2015
CERTIFICATE N° 57219

ISO 14001:2015
CERTIFICATE N° 57220

OHSAS 18001:2007
CERTIFICATE N° 57221

Lima: Av. Antonio Miró Quesada N° 425 Piso 17, Magdalena del Mar. Tel. (51-01) 517 1800.
 Pisco: Panamericana Sur Km. 240, Ica. Tel. (51-056) 58 0830.
 Arequipa: Variante de Uchumayo KM. 5.5, Cerro Colorado, Arequipa, Arequipa. Tel. (51-01) 517 1800.

LA PAZ: Av. Hilbo N° 100. Zona El Kenko. Tel. (591) 77641658.
 Santa Cruz: Urb. Parque Industrial Latinoamericano, Unidad Industrial UI 06, Mz. 1, Lote 4 - Warnes. Tel. (591) 76303499. E-mail: contactobolivia@caa.com.bo

Encuétranos en: www.acerosarequipa.com

ACEROS AREQUIPA

Fuente: Aceros Arequipa.