

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**ESTIMACIÓN DE PROPIEDADES MECÁNICAS Y PARÁMETROS
DEL MACIZO ROCOSO PARA EL ANÁLISIS CINEMÁTICO DE
ESTABILIDAD EN LABORES SUBTERRÁNEAS EMPRESA
MINERA LOS MOROCHUCOS SAN PEDRO DE
CORIS, HUANCVELICA 2021.**

**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:
WERNER BORDA LLACTAHUAMAN**

**ASESOR:
VÍCTOR FÉLIX FLORES MORENO**

Ayacucho - Perú

2021



UNSCH

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Bicentenario del Perú: 200 años de Independencia”

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 074-2021-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 750-2021-FIMGC-D**, siendo los veintinueve días del mes de diciembre del 2021, a horas 11:00 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el Presidente el, **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **Ing. Amílcar TACURI GAMBOA**, Jurado – Asesor el **Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO** y Secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**ESTIMACIÓN DE PROPIEDADES MECÁNICAS Y PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO PARA EL ANÁLISIS CINEMÁTICO DE ESTABILIDAD EN LABORES SUBTERRÁNEAS EMPRESA MINERA LOS MOROCHUCOS SAN PEDRO DE CORIS, HUANCVELICA 2021**”, presentado por el señor, **Werner BORDA LLACTAHUAMAN**, Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16** (Dieciséis).

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



Dr. Efraín Elías Porras Flores
DECANO

Firmado digitalmente por Dr. Ing. Efraín Elías Porras Flores

Fecha: 2022.01.10
18:17:34 -05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente

Mg. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS

Firmado digitalmente por Mg. Ing. Johnny Henry Ccatamayo Barrios
Fecha: 2021.12.29
19:54:48 -05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado



Dr. Ing. Víctor F. Flores Moreno

Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO
Jurado - Asesor



Firmado digitalmente por Ing. Amílcar Tacuri Gamboa
Fecha: 2021.12.29
18:31:19 -05'00'

Ing. Amílcar TACURI GAMBOA
Jurado



Firmado digitalmente por LEZAMA CUELLAR CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

c.c.:
Bach. Werner BORDA LLACTAHUAMAN
Jurados (4)
Archivo

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel 066 312510
Anexo 151

**UNSCH**FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Bicentenario del Perú: 200 años de Independencia”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH y Resolución Decanal N° 158-2021-FIMGC-UNSCH-D, deja constancia que Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : BORDA LLACTAHUAMAN, Werner
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : ESTIMACIÓN DE PROPIEDADES MECÁNICAS Y PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO PARA EL ANÁLISIS CINEMÁTICO DE ESTABILIDAD EN LABORES SUBTERRÁNEAS EMPRESA MINERA LOS MOROCHUCOS SAN PEDRO DE CORIS, HUANCVELICA 2021
Evaluación de la Originalidad : 27 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1733578730

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 19 de diciembre del 2021

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR

Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
de la FIMGC

Numero de constancia: **168-2021-FIMGC**.

(X) Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

ESTIMACIÓN DE PROPIEDADES MECÁNICAS Y PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO PARA EL ANÁLISIS CINEMÁTICO DE ESTABILIDAD EN LABORES SUBTERRÁNEAS EMPRESA MINERA LOS MOROCHUCOS SAN PEDRO DE CORIS, HUANCAVELICA 202

por Werner Borda Llactahuaman

Fecha de entrega: 18-dic-2021 11:57p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1733578730

Nombre del archivo: Tesis_WERNER_BORDA_LLACTAHUAMAN_EPIM.pdf (5.17M)

Total de palabras: 15926

Total de caracteres: 92650

ESTIMACIÓN DE PROPIEDADES MECÁNICAS Y PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO PARA EL ANÁLISIS CINEMÁTICO DE ESTABILIDAD EN LABORES SUBTERRÁNEAS EMPRESA MINERA LOS MOROCHUCOS SAN PEDRO DE CORIS, HUANCAMELICA 202

INFORME DE ORIGINALIDAD

27%

INDICE DE SIMILITUD

27%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

8%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1 tesis.unap.edu.pe Fuente de Internet 12%

2 repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet 3%

3 documentop.com Fuente de Internet 3%

4 repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet 2%

5 Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante 2%

6 docplayer.es Fuente de Internet 1%

7 repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet 1%

repositorio.unc.edu.pe

8	Fuente de Internet	1 %
9	Submitted to ipn Trabajo del estudiante	1 %
10	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1 %
11	repositorio.upn.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
12	repositorio.lamolina.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	repositorio.unfv.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
14	qdoc.tips Fuente de Internet	<1 %
15	Submitted to tec Trabajo del estudiante	<1 %
16	repositorio.uap.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
17	repositorio.usil.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	doku.pub Fuente de Internet	<1 %
19	hdl.handle.net Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía Activo

DEDICATORIA

“A Dios quien ha sido mi guía, fortaleza y su mano de fidelidad y amor han estado conmigo hasta el día de hoy. A mis padres quienes con su amor, paciencia y esfuerzo me han permitido llegar a cumplir hoy un sueño más, gracias por inculcar en mí el ejemplo de esfuerzo y valentía, de no temer las adversidades porque Dios está conmigo siempre.

A mis hermanos por su cariño y apoyo incondicional, durante todo este proceso, por estar conmigo en todo momento gracias. A toda mi familia porque con sus oraciones, consejos y palabras de aliento hicieron de mi una mejor persona y de una u otra forma me acompañan en todos mis sueños y metas”.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi mayor agradecimiento a mis padres, quienes forjaron en mí la persistencia, por ser mi fuerza y respaldo en cada momento de mi vida.

A mis hermanos y hermanas, gracias sus consejos y apoyo incondicional me permitieron llegar hasta aquí.

ÍNDICE

	Pág.
Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice	iv
Índice de tablas	vii
Índice de figuras.....	viii
Resumen.....	ix
Introducción	1

CAPÍTULO I

GENERALIDADES..... 3

1.1. Descripción de la realidad problemática.....	3
1.2. Formulación del problema	3
1.2.1. Formulación del problema general	3
1.2.2. Formulación del problema específico	3
1.3. Planteamiento de hipótesis.....	4
1.3.1. Formulación de hipótesis general	4
1.3.2. Formulación de hipótesis específicas.....	4
1.4. Planteamiento de los objetivos.....	4
1.4.1. Objetivo general	4
1.4.2. Objetivos específicos	4
1.5. Justificación	5
1.6. Alcances	5
1.7. Variables e indicadores	6
1.7.1. Variable dependiente.....	6
1.7.2. Variable independiente	6

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO 7

2.1. Antecedentes de investigación	7
2.2. Bases teóricas	9
2.2.1. Geomecánica	9
2.2.2. Macizo rocoso.....	10

2.2.3. Caracterización geológica.....	10
2.2.4. Sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos	10
2.2.5. Caracterización del macizo rocoso	11
2.2.6. Correlaciones entre los índices RMR y Q	15
2.2.7. Estabilidad de tajeos	19
2.2.8. Proyección estereográfica	27
2.2.9. Orientación y proyección de planos en el espacio	29
2.2.10. Orientación y proyección de líneas en el espacio	29
2.2.11. Proyección polar de un plano.....	30
2.2.12. Análisis cinemático de estabilidad.....	31
2.2.13. Análisis cinemático de cuñas	32
2.3. Definición de términos.....	34

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	36
3.1. Metodología de Investigación.....	36
3.1.1. Tipo	36
3.1.2. Alcance.....	36
3.1.3. Nivel de Investigación	36
3.1.4. Diseño	37
3.1.5. Población.....	37
3.1.6. Población.....	37
3.1.7. Muestra.....	38
3.1.8. Muestreo.....	38
3.2. Metodología	38
3.2.1. Recopilación de información y planeación del trabajo de campo	38
3.2.2. Fase de campo	38
3.2.3. Fase posterior al trabajo de campo.....	39
3.2.4. Unidad de análisis	39
3.3. Recursos	39
3.3.1. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	39
3.3.2. Técnicas de procesamiento y análisis de datos	40
3.3.3. Instrumentos de recolección de datos	40

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL	47
4.1. Investigaciones básicas	47
4.1.1. Ubicación del proyecto	47
4.1.2. Aspectos geológicos.....	48
4.2. CASO 1: TÚNEL SUR Nv. 500	49
4.2.1. Datos generales del proyecto	49
4.2.2. Datos geológicos	49
4.2.3. Datos del túnel	49
4.3. CASO 2: TÚNEL Nv. 400	50
4.3.1. Datos generales del proyecto	50
4.3.2. Datos geológicos	50
4.3.3. Datos del túnel	50
4.3.4. Datos de ensayo de laboratorio de mecánica de rocas en este caso (ensayo triaxial).....	50
4.4. Metodología de análisis	51

CAPÍTULO V

RESULTADOS	52
5.1. CASO 1: TÚNEL SUR Nv. 500	52
5.1.1. Criterio de Hoek – Brown.....	52
5.1.2. Índice de resistencia geológica (gsi)	52
5.1.3. Criterio de Mohr coulomb.....	60
5.1.4. Uso de RocData	61
5.1.5. Criterio de Barton Bandis	62
5.2. Caso 2: Túnel CGI Nv. 400	65
5.2.1. Criterio de Mohr de Coulomb.....	70
5.3. Análisis cinemático de estabilidad: labor subterránea	71
5.3.1. Análisis de los datos del mapeo estructural	71
5.4. Análisis cinemático de estabilidad de cuña.....	78
CONCLUSIONES	81
RECOMENDACIONES	82
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	83

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Identificación de variables dependientes e independientes.....	6
Tabla 2. Clasificación geomecánica de Bieniawski	12
Tabla 3. Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al RMR.....	13
Tabla 4. Valores de ESR para el tipo y descripción de una excavación	15
Tabla 5. Correlaciones de RMR y Q.....	15
Tabla 6. Valores de GSI según tipo de macizo rocoso.....	16
Tabla 7. Datos generales del proyecto Túnel sur Nv 500	49
Tabla 8. Datos geológicos Túnel SUR Nv 500	49
Tabla 9. Datos del Túnel Nv.500	49
Tabla 10. Datos generales del proyecto Túnel sur Nv 400	50
Tabla 11. Datos geológicos Túnel SUR Nv 400	50
Tabla 12. Datos del Túnel Nv.400	50
Tabla 13. Datos de ensayos triaxiales de laboratorio	50
Tabla 14. Resistencia de la roca en función de UCS y Sv	54
Tabla 15. Datos de ensayos triaxiales de laboratorio	66
Tabla 16. Dip y Dip Direction de las principales familias de discontinuidades	78

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Figura 1. Estabilidad de Mathews	20
Figura 2. Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A).....	21
Figura 3. Factor de orientación de las juntas (B).	22
Figura 4. Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C)	22
Figura 5. Estabilidad de Mathews modificado basado en 176 casos históricos.....	23
Figura 6. Parámetros de Potvin para la estimación de N'	24
Figura 7. Estabilidad propuesto por Nickson en 1992.	25
Figura 8. Estabilidad propuesto por Stewart y Forsyth en 1995.	26
Figura 9. Estabilidad extendida de Mathews por Mawdesley y Trueman en 2001.....	27
Figura 10. Falsilla de proyección estereográfica (Falsilla de Wulff) o estereoneta	28
Figura 11. Falsillas utilizadas en la proyección estereográfica. Falsilla de Wulff (izq.) y falsilla de Schmidt (der.).....	29
Figura 12. Ángulos utilizados para orientar líneas en el espacio.	30
Figura 13. Proyección en el hemisferio inferior de la esfera, de un plano y su polar. ..	31
Figura 14. Cono de fricción de un bloque deslizando sobre un plano.	32
Figura 15. Condición física y cinemática para la caída gravitacional de pirámides de roca.....	33
Figura 16. Condición física y cinemática para la falla por deslizamiento de cuñas de pirámides de roca	34
Figura 17. Diseño de Investigación	37
Figura 18. Ubicación de la Mina Cobriza - Doe Ran Perú SRL. (Google Earth).	47
Figura 19. Evaluación del GSI, para el Túnel Sur Nv. 500.....	53
Figura 20. Valores de la constante m_i para la roca intacta.....	55
Figura 21. F Factor de disturbancia D, para el Túnel Sur Nv. 500.....	56
Figura 22. Parámetros de entrada - Criterio de Hoek - Brown, para Túnel Sur Nv 500	56
Figura 23. Parámetros del criterio de Hoek – Brown, para el Túnel Sur Nv 500.	57
Figura 24. Envolvente del criterio generalizado de Hoek & Brown base a esfuerzo principal	57
Figura 25. Envolvente de Mohr Coulomb para los esfuerzos principales del Criterio de Hoek Brown, del Túnel Sur Nv. 500	58
Figura 26. Envolvente de Mohr Coulomb para los esfuerzos normal y cortante del	

Criterio de Hoek Brown, del Túnel Sur Nv. 500	59
Figura 27. Parámetros de la masa rocosa, obtenidos del criterio de Hoek – Brown, Túnel Sur Nv.500.....	59
Figura 28. Línea Mogi para el criterio de Hoek – Brown, del Túnel Sur Nv. 500	60
Figura 29. Línea Mogi para el criterio de Mohr – Coulomb, del Túnel Sur Nv. 500 ...	61
Figura 30. Envoltente del criterio de falla de Mohr Coulomb en base a esfuerzos principales, normal y tangencial mediante el uso de software RocData.....	61
Figura 31. Envoltente del criterio de falla de Mohr – Coulomb y línea de Moggi's mediante el uso del software RocData.....	62
Figura 32. Esfuerzo principal menor (σ_3) vs esfuerzo principal mayor (σ_1), para el Criterio de Barton- Bandis Túnel SUR Nv 500	63
Figura 33. Parámetros de la envoltente de Mohr – Coulomb, para el Criterio de Barton – Bandis, del Túnel Sur Nv. 500.....	63
Figura 34. Envoltente del criterio de falla de Barton – Bandis en base a esfuerzos principales, normal y tangencial mediante el uso del software RocData.....	64
Figura 35. Envoltente de Mohr Coulomb para los esfuerzos principales, normal y cortante del Criterio de Barton-Bandis, del Túnel Nv. 400	65
Figura 36. Envoltente del criterio de falla de Barton – Bandis y línea de Mogi's mediante el uso del software RocData.....	65
Figura 37. Calculo de m_i y σ_{ci} en el software RocData, mediante datos de ensayo triaxial	66
Figura 38. Parámetros del criterio de Hoek – Brown, para el Túnel Nv 400.....	67
Figura 39. Parámetros de la envoltente de Mohr Coulomb para el Criterio de Hoek – Brown, túnel Nv 400.....	67
Figura 40. Parámetros de la masa rocosa, obtenidos del criterio de Hoek – Brown, Túnel Nv. 400	68
Figura 41. Envoltente del criterio generalizado de Hoek & Brown en base a esfuerzos principales, normales y tangenciales mediante el uso del software RocData	68
Figura 42. Envoltente del criterio generalizado de Hoek & Brown y equivalente de Mohr – Coulomb en base a esfuerzos principales mediante el uso del software RocData.....	69
Figura 43. Envoltente del criterio generalizado de Hoek & Brown y línea de Mogi's mediante el uso del software RocData.....	69

Figura 44. Parámetro obtenido del criterio de Mohr - Coulomb, para el Túnel CGI Nv. 400.....	70
Figura 45. Envolvente del criterio de falla de Mohr – Coulomb en base a esfuerzos principales, normales y tangenciales mediante el uso del software RocData	70
Figura 46. Círculos de Mohr	71
Figura 47. Envolvente del criterio de falla de Mohr – Coulomb y línea de Mogi’s, el círculo de Morh mediante el uso del software RocData	71
Figura 48. Configuración del formato de orientación.	72
Figura 49. Configuración de la convención en Plane Vector.....	72
Figura 50. Datos del mapeo estructural del túnel insertados en el DIPS	73
Figura 51. Gráfica de polos (Pole Plot) de los 65 datos del mapeo estructural del túnel	74
Figura 52. Gráfica de dispersión (Scatter Plot) de los datos del mapeo estructural del túnel.....	75
Figura 53. Gráfica de contorno (Contour Plot) de los datos del mapeo estructural del túnel.....	76
Figura 54. Gráfica de contorno y las principales familias de discontinuidades	76
Figura 55. Gráfica de rosetas y los ejes del crucero y ventana	77
Figura 56. Gráfica de planos principales y familia de discontinuidades principales	78
Figura 57. Cuña formada por la intersección de las trazas de los planos.....	79
Figura 58. Análisis Cinemático de estabilidad de la cuña.....	80

RESUMEN

El presente trabajo de investigación, se basa en el análisis cinemático de estabilidad de labores subterráneas; así como también para labores superficiales.

Dicho análisis cinemático de estabilidad de labores se realizará con ayuda del Software geomecánico DIPS de la firma Rocscience. Aplicaremos diversas funciones del software tales como: Gráfica de polos, gráfica de dispersión, gráfica de contorno, etc. Con esto podremos determinar la existencia de familias de discontinuidades, la dirección de los rumbos de las estructuras para determinar si las direcciones de nuestras excavaciones son favorables o no, en caso no sean favorables, es muy probable que se formen cuñas en las coronas o hastiales.

Así mismo, el estudio, busca realizar la estimación de las propiedades mecánicas del macizo rocoso, donde se emplazará el túnel, para ello se realiza una documentación preliminar, una etapa de campo y una serie de ensayos de laboratorio, más adelante se revisa la información adquirida y se procede a introducir los datos de entrada al software RocData 4.0, luego se aplican los criterios de rotura de Hoek y Brown, Mohr Coulomb y Barton Bandis, obteniendo así los parámetros mecánicos de resistencia y deformación del macizo rocoso. Por último, se detallaron los resultados obtenidos en cada uno de los criterios, evidenciando las diferencias de la roca intacta y las discontinuidades y tomando en cuenta el importante rol que juega el efecto escala en los análisis, además se recomienda el uso del software RocData para la etapa preliminar de proyectos donde, la roca sea la estructura de la obra a ejecutarse o la base de la misma, a fin de minimizar los problemas geotécnicos.

Palabras clave: estabilidad de labores subterráneas, análisis cinemático, discontinuidades, cuñas, propiedades mecánicas, criterios de rotura de Hoek y Brown.

INTRODUCCION

En las obras ingenieriles de carácter subterráneo y superficial, es fundamental conocer el macizo rocoso en el que se desarrollarán las diversas actividades como túneles, carreteras, entre otros. De igual manera, es muy importante conocer la posibilidad de riesgo que se podría tener frente a una inminente caída de rocas a fin de predecir algún hecho que genere daños o aumento de costos en un proyecto. Esto podría darse por la formación de cuñas en una excavación subterránea; o si hablamos de trabajos superficiales, podría darse el caso de la presencia de fallas tipo cuña, por vuelco o planar en un talud.

A fin de determinar la posible presencia de fallas en los taludes o la presencia de cuñas en una excavación subterránea, realizamos un análisis cinemático de estabilidad de labores en base a un mapeo en campo de las estructuras geológicas.

En el presente proyecto de investigación haremos uso de las herramientas computacionales de mecánica de rocas de la firma Rocsince como Dips, Roc data y phase2.

Esta tesis tiene la siguiente composición:

Para el primer capítulo; de aspectos generales de la investigación, que trata de la formulación del problema, objetivos, justificación, hipótesis, variables e indicadores.

En el segundo capítulo; del Marco Teórico, hicimos la investigación de los antecedentes y bases teóricas.

El tercer capítulo: de metodología de la investigación, hicimos la investigación de los tipos, alcances, nivel, diseño, población y muestras.

El cuarto capítulo, de caracterización del ámbito del estudio, ubicación, geología, mineralización.

El quinto capítulo contiene los resultados de la investigación

Culminamos la investigación, determinando las conclusiones, las recomendaciones, la bibliografía aplicada y los anexos.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1. Descripción de la realidad problemática

Las labores subterráneas son una actividad sumamente importante, cuando buscamos entender los problemas de la estabilidad por ello la obtención de información debe ser lo más real en la estimación de las propiedades del macizo rocoso del Túnel Nv.300. esta estimación de las propiedades del macizo rocoso a través de diferentes métodos de estudio permitirá asegurar la excavación y evitar posibles daños al personal y equipos.

Los datos de campo que tenemos, por si solos no expresan un resultado o conclusión concreta. Por esto, debemos procesarlos para analizar y responder algunas incógnitas que nos ayudarán a realizar un mejor trabajo. Por ejemplo: Debido a las discontinuidades presentes, ¿Puede existir alguna cuña en nuestra labor?, ¿Dónde se ubica la cuña?, ¿El rumbo de la labor es favorable al macizo rocoso? ¿Qué fallas pueden presentarse en los taludes?

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Formulación del problema general

¿De qué manera se realiza la estimación de las propiedades mecánicas, parámetros del macizo rocoso y análisis cinemático de estabilidad en labores subterráneas empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021?

1.2.2. Formulación del problema específico

- ¿En qué medida el estudio en campo influye en la determinación de la presencia de fallas empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021?

- ¿De qué manera es posible interpretar los datos obtenidos en campo mediante el procesamiento de estos datos en el software RocData?
- ¿De qué manera se realiza el análisis cinemático de estabilidad de las labores subterráneas y superficiales?
- ¿De qué manera es posible interpretar los resultados de la clasificación de familias de discontinuidades con el software DIPS?

1.3. Planteamiento de hipótesis

1.3.1. Formulación de hipótesis general

Realizar la estimación de las propiedades mecánicas, parámetros del macizo rocoso y análisis cinemático de estabilidad en labores subterráneas, influye en el mejoramiento de la geomecánica empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021.

1.3.2. Formulación de hipótesis específicas

- El estudio en campo influye significativamente en la determinación de la presencia de fallas empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021.
- Es posible interpretar los datos obtenidos en campo mediante el procesamiento de estos datos en el software RocData.
- Es posible realizar el análisis cinemático de estabilidad de las labores subterráneas y superficiales.
- Es posible interpretar los resultados de la clasificación de familias de discontinuidades con el software DIPS.

1.4. Planteamiento de los objetivos

1.4.1. Objetivo general

Realizar la estimación de las propiedades mecánicas, parámetros del macizo rocoso y análisis cinemático de estabilidad en labores subterráneas, empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021

1.4.2. Objetivos específicos

- Realizar el estudio en campo para la recolección de datos.
- Realizar el estudio de los datos obtenidos en campo mediante el procesamiento e interpretación de estos datos en el software RocData.

- Realizar el análisis cinemático de estabilidad de las labores subterráneas y superficiales.
- Indicar la presencia de fallas
- Analizar las diversas gráficas originadas por el software DIPS.

1.5. Justificación

Es necesario conocer la caracterización geomecánica, que contribuirá al conocimiento del comportamiento estructural para el análisis de la estabilidad de labores mineras. El principal propósito de la evaluación geomecánica de una mina es determinar la calidad de roca que existe en las labores, misma que como principal material estructural provea de un sistema de soporte posible.

En el presente trabajo de investigación se plantea la aplicación de diferentes software tales como el Dips, Rock Data, etc. con la intención de evaluar las discontinuidades de las rocas, así como también el diseño del sostenimiento del macizo rocoso en la veta Thalía.

Siendo la principal importancia de este trabajo, el realizar el análisis de estabilidad de las labores, de tal manera que permita identificar zonas inestables dentro de dichas labores, colocar un sostenimiento que corrija cualquier inestabilidad y, sobre todo, garantizar la seguridad de la vida de los trabajadores/visitantes, equipos y la continuidad del proyecto, que desde el punto geomecánico y operativo es necesario y esencial el control, seguimiento y mejora del sistema de sostenimiento, ya que el comportamiento y característica del macizo rocoso es variable.

1.6. Alcances

El presente estudio nos dará a conocer la estabilidad de una determinada labor subterránea o superficial, la existencia y ubicación de cuñas; y si estas cuñas en una labor, fallan por gravedad o deslizamiento. También la posibilidad de ocurrencia de distintos tipos de falla en labores superficiales, como son las fallas de tipo: Planar, en cuña o por vuelco.

Por otro lado, también se realizará la estimar los parámetros de resistencia y también la deformación, pero en este caso de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

1.7. Variables e indicadores

1.7.1. Variable dependiente

Estimación de propiedades mecánicas y parámetros del macizo rocoso.

Indicadores

- Propiedades geomecánicas del macizo rocoso
- Esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3
- Mapeo geomecánico
- Clasificación geomecánica

1.7.2. Variable independiente

Análisis cinemático de estabilidad en labores subterráneas

Indicadores

- Mecanismo de falla
- Estabilidad de labores

Tabla 1. *Identificación de variables dependientes e independientes*

Nombre	Indicadores	Tipo	Nivel de Medición
Estimación de propiedades mecánicas y parámetros del macizo rocoso	Mapeo geomecánico	Cuantitativa	Continua
	Propiedades geomecánicas de la mina	Cuantitativa	Continua
	Esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3	Cuantitativa	Continua
	Clasificaciones geomecánicas	Cuantitativa continua	Intervalo
Análisis cinemático de estabilidad en labores subterráneas	Mecanismo de falla	Cuantitativa	continua
	Estabilidad de labores	Cuantitativa	Discreta

*Nota: Elaboración Propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de investigación

González, (2018), En su investigación “Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en Geotecnia, en el sector Lucarqui, Loja – Ecuador”, “los objetivos fueron: objetivo 01: Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso, con el fin de determinar el comportamiento, calidad y estabilidad para su aplicación en ingeniería geotécnica. Objetivo 02: Determinar los parámetros físico – mecánicos del macizo rocoso. Objetivo 03: Clasificar geomecánicamente el macizo rocoso. La metodología utilizada es la siguiente: Trabajo en gabinete (recopilación de mapas, elaboración de fichas, organización de material y equipo de campo), trabajo de campo (Identificación del macizo, levantamiento geológico y obtención de datos geomecánicos) y análisis de laboratorio. Se determinó que la calidad del macizo 14 rocoso es de tipo II y III (Según Bieniawski), dando como resultado que la evaluación de la zona de estudio sea estable o parcialmente estable. De acuerdo a la caracterización geomecánica, las zonas más susceptibles son la Zona 1, Zona 4, y Zona 8 debido a su alto grado de fracturamiento, por el deterioro que ellos han sufrido por efectos del agua y erosión. Luego recomienda que las clasificaciones geomecánicas deben usarse en conjunto para determinar la clasificación más idónea para un mejor análisis de la calidad del macizo rocoso. Como aporte, nos muestra los pasos a emplear para determinar el sostenimiento en tipos de roca II y III (misma clasificación que la presente investigación), apoyándose en el método de Bieniawski mediante el índice RMR y sus recomendaciones, posteriormente el autor se da cuenta que el uso de un solo método no es el adecuado y que podrían usarse al menos dos para tener más noción del sostenimiento”. (González, 2018).

Mamani, (2018), Tesis denominada “Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espíritu S. M.A”, “donde se determina las condiciones geomecánicas del terreno, estima los parámetros geomecánicos a nivel de la masa rocosa, define el método de explotación, establece las aberturas máximas en función a la calidad de la masa rocosa y define los tipos de sostenimiento. Optimización del sistema de sostenimiento permanente y temporal aplicando el método de análisis mecánico estructural en U.E.A. Poracota de Cía. de Minas Buenaventura S.A.A. Autor: Ríos 17 Escobedo, Jonathan Jorge. Institución: Universidad Nacional De San Agustín - Facultad de Ingeniería Geológica, Geofísica y Minas” (Mamani, 2018).

Quispe, (2018), En su tesis denominada “Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del N.V.720, Sociedad Minera Corona S.A”, buscó “determinar la influencia de la evaluación geomecánica en la elección del tipo de sostenimiento en el túnel minero. Además, analizó la influencia del factor de seguridad en el sostenimiento del túnel. Los métodos geomecánicos usados fueron el RMR y el GSI, llegando a las siguientes conclusiones: Conclusión N° 01: Después de realizar la evaluación geomecánica en el túnel, se determinó el tipo de sostenimiento a usar en la estación de Medición N° 1, donde se deberá sostener con Perno Helicoidal de 7’ pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros. En la Estación de medición N° 2 se debe sostener con Malla electrosoldada + Perno Helicoidal de 7’ con un espaciado de 1.2x1.2 metros, en un tramo de 150 metros. En la Estación de medición N° 3 se debe sostener con Shotcrete de 2” pulgadas + Perno Helicoidal de 7’ pies con un espaciado de 1.2 x 1.2 metros, en un tramo de 200 metros.

Becerra, (2017) tesis de pregrado que lleva como título: “Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal, pertenecientes a la concesión minera Fiu-151, municipio de Gameza, Boyacá” – Universidad de Chile. El objetivo del autor es estudiar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso de las minas Esperanza y Zarzal pertenecientes a la concesión Minera FUI- 151 en el Municipio de Gameza, vereda San Anto.

Cáceres, (2017), en su investigación titulada “Evaluación geomecánica del macizo rocoso para sostenimiento de las labores de explotación en mina San Cristóbal –

Compañía Minera Volcan S.A.A”. Investigación de pregrado de la Universidad San Luis Gonzaga de Ica, Facultad de Minas y Metalurgia, quien llega a la conclusión que “la aplicación de la evaluación geomecánica, determina los problemas de inestabilidad de la mina San Cristóbal y por lo mismo se han planteado alternativas de sostenimiento para garantizar la estabilidad de las labores. Se tiene mayor ocurrencia en forma de cuñas a lo largo de los subniveles, donde las excavaciones van paralelas al sistema principal de discontinuidad, todo esto de acuerdo al análisis de estabilidad estructuralmente controlado; recordando que, en la mayoría de casos, la sesión de excavación se configura de acuerdo al arreglo estructural”. El sostenimiento ya se logró con pernos helicoidales de 10 ft x 1 pulg y shotcrete de 2” para la primera etapa, en la segunda etapa el sostenimiento fue pesado con el uso de shotcrete, pernos helicoidales, malla electrosoldada y cimbras porque así lo requiere el terreno.

Cruzado, (2017), En su investigación titulada “Evaluación geomecánica del túnel de la Central Hidroeléctrica Potrero – San Marcos – Cajamarca”, “el objetivo es evaluar el comportamiento geomecánico del túnel. La metodología desarrollada consiste en una investigación descriptiva y correlacional, teniendo como base los datos obtenidos en campo, posteriormente en gabinete proponer los puntos y estaciones geomecánicas de control, así como reconocer las unidades estructurales y litológicas a lo largo del eje del túnel, con los que se generaran las interpretaciones y conclusiones. La clasificación del macizo roco encontrado es del tipo II y III, además recomienda usar pernos cementados de 2.10m con espaciado de 1.80m x 1.80m en el caso de roca tipo III y pernos cementados de 2.10 m. colocados de forma puntual para el caso de rocas tipo II. Los tipos de roca (según Bieniawsky) encontrados en esta investigación son del mismo tipo que se presentan en los túneles Los Ángeles, de esta manera se podrán comparar características y ver cómo es que influye la evaluación geomecánica para la determinación del sostenimiento de un túnel”. (Cruzado, 2017).

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Geomecánica

Según Hoek & Brown (1980), “La geomecánica implica el estudio geológico del comportamiento del suelo y rocas. Son las dos principales disciplinas de la geomecánica: mecánica de suelos y mecánica de rocas”.

2.2.2. Macizo rocoso

En la corteza terrestre se encuentra masas no consolidadas, masas muy firmes, masas sólidas y duras, estas masas rocosas tienen distintas propiedades por los diferentes componentes químicos o minerales que contienen, como pueden ser el cuarzo, calcita, feldespatos, etc. Las características de las rocas dependen en gran medida a su origen, clasificando en tres grupos que son: Rocas Ígneas, Rocas Sedimentarias y Rocas Metamórficas.

2.2.3. Caracterización geológica

“El propósito de la caracterización geológica es relacionar la geología física regional a los eventos que inician la formación geológica, y requiere una comprensión básica de la geología física” (Read & Stacey, 2009).

“Se recomienda hacer una descripción geológica local ya que muchos estudios de ingeniería de rocas no consideran esta importante fase, y saltan de la fase de la descripción geológica regional hacia la fase de investigación de ingeniería, situación que hace perder valiosa información al nivel de escala necesaria, que será de gran utilidad para entender el estado de conservación del macizo rocoso y en especial la configuración de las discontinuidades”. (Suarez, 2016).

2.2.4. Sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos

Numerosos sistemas de clasificación de macizos rocosos existen hoy en día; sin embargo, seis de ellos deben ser mencionados, ya que son contribuciones importantes en el tema, siendo estos los propuestos por Terzaghi (1946), Lauffer (1988), Deere (1988), Wickham et al. (1972), Bieniawski (1979) y Barton, Lien y Lunde (1974). Actualmente, el sistema RMR y el sistema Q 14 son las dos clasificaciones de masas rocosas más utilizadas en la ingeniería de rocas en todo el mundo (Bieniawski, 1993), siendo estos dos sistemas la base para el desarrollo de la presente investigación. Como lo exponen Milne, Hadjigeorgiou & Pakalnis (1998): Los sistemas de clasificación de macizos rocosos constituyen una parte integral en el diseño empírico de una mina. Se utilizan tradicionalmente para agrupar áreas de características geomecánicas similares, y proporcionan una guía para el rendimiento de estabilidad y la selección del soporte adecuado.

2.2.5. Caracterización del macizo rocoso

2.2.5.1. Índice de designación de la calidad de la roca (RQD)

La Designación de la calidad de Roca (“Rock Quality Designation”) fue desarrollado por (Deere et al. 1964), para “estimar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso, basándose en la recuperación de un testigo. Depende indirectamente del número de fracturas y del grado de alteración del macizo rocoso”.

Si no se disponen de sondeos, una alternativa para el cálculo del RQD es a partir de las ecuaciones:

$$RQD = 115 - 3,3JV \rightarrow JV > 4,5RQD$$

$$RQD = 100 \rightarrow JV \leq 4,5$$

Donde JV es “el número de juntas identificadas en el macizo rocoso por m³”. Medimos todas las juntas que interceptan nuestra línea “grosso modo”, siendo este el parámetro “λ”. Para la determinación del RQD del macizo.

Aplicaremos la formulación de Priest y Hudson, (1976) (que requiere de λ. (juntas por metro lineal).

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

Donde λ es el número de juntas por metro lineal.

2.2.5.2. Sistema de clasificación RMR de Bieniawski

Bieniawski, en 1976, publicó su clasificación de masas rocosas llamada “Clasificación Geomecánica o Rock Mass Rating”. “Con el pasar de los años, este sistema ha sido refinado sucesivamente cambiando los índices asignados a cada uno de los parámetros de clasificación”.

Bieniawski utilizó 6 parámetros para clasificar las masas rocosas haciendo uso del sistema Rock Mass Rating:

- Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.
- Rock Quality Designation (RQD)

- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Condición de agua subterránea.
- Orientación de discontinuidades.

Para aplicar este sistema, el macizo rocoso debe dividirse en áreas llamadas dominios estructurales; cada uno de éstos debe clasificarse separadamente.

“La periferia de los dominios estructurales generalmente coincide con una estructura mayor o cambio del tipo de roca” (Gonzales L., 2002). En algunos casos, cambios significantes en el espaciamiento o características de las discontinuidades, dentro de un mismo tipo de roca, pueden hacer necesario dividir la masa rocosa en varios dominios estructurales pequeños.

El sistema Rock Mass Rating se presenta en la Tabla 2, los cuales proporcionan los índices para cada uno de los seis parámetros listados arriba. Estos índices se suman y dan un valor RMR.

Tabla 2. *Clasificación geomecánica de Bieniawski.*

Clase	Calidad	RMR	Cohesión (kPa)	Angulo de fricción (°)
I	Muy buena	81 - 100	> 400	> 45
II	Buena	61 - 80	300 - 400	35 - 45
III	Regular	41 - 60	200 - 300	25 - 35
IV	Mala	21 - 40	100 - 200	15 - 25
V	Muy mala	0 - 20	< 100	< 15

La valuación del macizo rocoso, dado por Bieniawski en 1989, es sin dudas la clasificación geomecánica más usada, En la Tabla 3, se muestra el tipo de sostenimiento para cada rango de RMR.

Tabla 3. Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al RMR.

Clase de macizo rocoso	Excavación	Pernos (20mm de diámetro, inyectados)	Soporte con concreto armado	Cerchas
I. Roca muy buena, RMR: 81 - 100	A sección completa 3 m de avance.	Generalmente no requiere	Ninguno	Ninguno
II. Roca buena, RMR: 61 - 80	A sección completa 1-1,5 m de avance. Soporte completo a 20m del frente.	perno en la corona de 3 m de longitud espaciados a 2,5 m, malla ocasional	50 mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 - 60	Frente superior y destroza, 1,5 - 3 m de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10 m del frente.	Pernos sistemáticos, 4 m de longitud, espaciados 1,5 - 2 m en la corona y hastiales con malla en la corona	50 - 100 mm en la corona y 30 mm por los lados	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 - 60	Frente superior y destroza, 1 - 1,5 m de avance en la media sección superior, instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10 m del frente.	Pernos sistemáticos, 4 - 5 m de longitud, espaciados 1 - 1,5 m en la corona y hastiales con malla	100 - 150 mm en la corona y 30 mm por los lados	Cerchas ligeras a medias espaciadas 1,5 m a donde se requiera
V. Roca muy pobre, RMR: <20	Múltiples galerías 0,5-1,5 m de avance en la sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectando tan pronto como sea posible después de las voladuras.	Pernos sistemáticos, 5 - 6 m de longitud, espaciados 1 - 1,5 m en la corona y hastiales con malla. Pernos invertidos.	150 - 200 mm en la corona, 150 mm en los lados y 50 mm en el frente	Cerchas medianas a resistentes, espaciadas a 0,75 m con planchas de acero y tablestacas si se requiere.

Fuente: Bieniawski, 1989

Bieniawski (1989) “publicó una serie de reglas para la selección del sostenimiento en túneles ejecutados en masas rocosas que han sido valorados con el sistema RMR”.

Estas reglas se han publicado para túneles de 10 m de ancho, construidos utilizando métodos convencionales de perforación y voladura, asumiendo esfuerzos verticales menores a 25 MPa (equivalente a una profundidad menor de 900 m).

2.2.5.3. Sistema de clasificación de Q

Pérez (2015). “El sistema de clasificación Q, fue desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974 del Instituto Geotécnico Noruego. Él sistema de clasificación Q puede tomar valores entre 0.001 (para macizos rocosos muy malos) a 1000 (para macizos rocoso muy buenos), esta se define por seis parámetros independientes, cada uno tiene asociado un puntaje los cuales pueden ser estimados realizando mapeos sobre superficies expuestas del macizo”.

El índice Q puede ser calculado utilizando la siguiente ecuación:

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

Dónde:

RQD: Rock Quality designation, mide las fracturas naturales del macizo rocos mayores a 10 cm en un metro de perforación diamantina.

J_n: Número de familias o sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

J_r: Número de rugosidad, caracteriza la forma y la irregularidad de la superficie de las discontinuidades.

J_a: Número de alteración, toma en cuenta la presencia de relleno, el tipo de relleno y la condición de la superficie de las discontinuidades.

J_w: Número de agua en discontinuidades, considera la ocurrencia o presencia de agua en las discontinuidades del macizo rocoso.

SRF: Factor de reducción por esfuerzos, considera la presencia de la aplicación del campo de esfuerzos sobre el macizo rocoso.

“La relación (RQD/J_n) representa el grado de fracturamiento y el tamaño de los bloques que forman el macizo rocoso. La relación (J_r/J_a) tiene en consideración la resistencia al corte de las discontinuidades y la relación (J_w/SRF) representa el efecto de los esfuerzos y la presencia de agua en el macizo rocoso”.

“Se aclara que el índice Q, no toma en cuenta la orientación de las discontinuidades. En relación al valor del índice Q para efectos de la estabilidad y soporte de las excavaciones subterráneas, (Barton et al 1974) incluye un parámetro adicional a la que llamaron la dimensión equivalente (D_e), de las excavaciones”.

$$De = \frac{\text{Abertura excavacion (diametro o altura en m)}}{\text{Ratio de soporte de excavación ESR}}$$

“El valor de ESR se relaciona con el uso previsto de la excavación y para el grado de seguridad que se exige del sistema de soporte instalado para mantener la estabilidad de la excavación sugiere lo siguiente en la Tabla 4” (Barton et al, 1974).

Tabla 4. Valores de ESR para el tipo y descripción de una excavación.

	TIPO DE EXCAVACIÓN	ESR
A	Excavaciones mineras provisionales	3 a 5
B	Excavaciones mineras permanentes	1,6
C	Cámaras de almacenamiento y otros	1,3
G	Casos de maquina	1
E	Estaciones subterráneas	0,8

Fuente: NGI, 2013.

2.2.6. Correlaciones entre los índices RMR y Q

“La relación que existe entre los índices de calidad RMR y Q depende en su totalidad del estado en el que se encuentra en macizo rocoso in situ. Se han propuesto distintas correlaciones empíricas para RMR y Q” como las presentadas en la Tabla 5, estas correlaciones tienen aplicación local. Se recomienda calcular los índices de RMR y Q de manera individual.

Tabla 5. Correlaciones de RMR y Q.

AUTOR	CORRELACIÓN RMR - Q
Bieniawski, 1976, 1989	$RMR = 9 \ln(Q) + 44$
Rutledge y Preston, 1978	$RMR = 5,9 \ln(Q) + 43$
Moreno E. 1981	$RMR = 12,5 \ln(Q) + 55,2$
Abad et al 1983	$RMR = 10,53 \ln(Q) + 41,83$
Cameron Clark, Budavari 1981	$RMR = 5,4 \ln(Q) + 60,8$

Fuente: Gonzales de Vallejo, 2002

2.2.6.1. Índice de resistencia geológico (GSI)

“El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo. La evaluación del GSI se hace por comparación del caso que interesa con las condiciones típicas, y el mismo puede variar de 0 a 100, lo que permite definir 5 clases de macizos rocosos” (Goodman, 1989):

Tabla 6. Valores de GSI según tipo de macizo rocoso

CALIDAD	TIPO DE ROCA	GSI
Muy mala	Clase V	0 - 20
Mala	Clase IV	20 - 40
Regular	Clase III	40 - 60
Buena	Clase II	60 - 80
Muy buena	Clase I	80 - 100

Fuente: Gonzales de Vallejo, 2002

2.2.6.2. Criterio de falla de Hoek y Brown

Hoek y Brown en el desarrollo del criterio empírico de falla intentaron satisfacer las siguientes condiciones:

- “El criterio de falla debería de dar un buen grado de concordancia con los valores de resistencia de la roca determinada a partir de los ensayos triacales de laboratorio sobre muestras de testigos de roca intacta. Estas rocas típicamente tienen 50 mm de diámetro y deben estar orientados perpendicularmente a cualquier superficie de discontinuidad en la masa rocosa”.
- “El criterio de falla debería ser expresada por ecuaciones matemáticas simples, basadas en la máxima extensión posible, en parámetros dimensionales”.
- “El criterio de falla debería ofrecer la posibilidad de extenderse para tratar con la falla de masas rocosas diaclasadas”.
- El criterio de falla de Hoek y Brown para rocas intactas puede ser estimada mediante a siguiente ecuación:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(m_i \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + 1 \right)^{1/2}$$

Dónde:

σ_1' = Esfuerzo efectivo principal mayor.

σ_3' = Esfuerzo efectivo principal menor.

σ_c = Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.

m_i = Constante del material de la roca intacta.

La resistencia a la compresión simple debe ser estimada por lo general en testigos de roca intacta de 50 mm de diámetro y 100 mm de longitud. “Si los testigos de roca intacta ensayados no cumplieren con las especificaciones mencionadas, pueden ser estimados mediante la siguiente ecuación” (Hoek y Brown, 1980)

$$\sigma_c = \frac{\sigma_{cd}}{(50/d)^{0.18}}$$

Dónde:

(σ_{cd}) es la resistencia a la compresión simple sobre muestras de 50 mm de diámetro.

La ecuación general de Hoek y Brown que incorpora la forma original y modificada del criterio de falla se muestra a continuación

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(mb \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + S \right) \alpha$$

Dónde:

mb = Valor de la constante m para el macizo rocoso.

s y a = Constantes que dependen de la masa rocosa.

El valor de la contante a = 0,5, si el macizo rocoso es de una razonable a buena calidad.

Si el macizo rocoso es de mala calidad, entonces la constante s = 0.

A fin de superar limitaciones con el uso del RMR de Bieniawski, se incorporó el Índice de Resistencia Geológica (GSI) cuya variación es de 10 a 100 según la calidad de la roca.

Existen relaciones en las constantes de la masa rocosa en la aplicación del criterio de falla, las cuales se muestran en las siguientes ecuaciones:

$$\frac{m_b}{m_i} = \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right)$$

$$S = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$

$$\alpha = 0.65 - \frac{GSI}{200}$$

La estimación del GSI puede ser calculado mediante RMR89 de Bieniawski, para este caso se considera un valor de 15 a la valoración del agua subterránea y se considera 0 el ajuste por orientación de juntas. Para este caso se considera como un valor de RMR89 igual a 23.

Para un RMR89 mayor a 23 el valor de GSI se calculara de mediante la siguiente expresión:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

Para RMR89 menor a 23 no se puede usar la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 para estimar el valor de GSI, en cambio se debería usar el valor de Q' de Barton, Lien y Lounde.

2.2.6.3. Tensiones del macizo rocoso

Berrocal (2015). “Para determinar los parámetros de estabilidad de las excavaciones subterráneas, debemos examinar el comportamiento, y la influencia de tensiones principales in situ sobre la abertura y el contorno de la excavación subterránea, procurando una tipificación numérica que lo respalde, gran parte de la estabilidad de una excavación, se fundamenta en analizar el equilibrio, entre la magnitud y dirección de las tenciones, con el tipo de roca, localmente estas tensiones, se verán manifestadas con mayor incidencia en el contorno y/o alrededor de la excavación, las tensiones tendrán su propia delineación, denominada línea de corte, línea que nos indica el limite o frontera, entre la roca fija al macizo rocoso y la roca suelta por causa de la excavación realizada, por cada condición de roca y la carga aplicada, influyendo en la

conformación, de una sección o forma de la excavación subterránea, que desvíen o deflecten las tensiones in situ presentes, para adquirir el autosoporte inicial”.

2.2.7. Estabilidad de tajeos

2.2.7.1. Método gráfico de estabilidad de Mathews

“El método de Mathews se basa en un gráfico de estabilidad que relaciona dos factores calculados: el número de estabilidad de Mathews, N , que representa la capacidad de la masa de roca para resistir bajo una condición de tensión dada; y el factor de forma, S o radio hidráulico, que explica la geometría de la superficie”. (Berrocal, 2015).

“El método gráfico de estabilidad fue inicialmente propuesto por Mathews en 1981 y subsecuentemente modificado por Potvin en 1988 y Nickson en 1992 para posteriormente obtener lo que conocemos como Método Gráfico de Estabilidad Modificado. El concepto principal detrás del gráfico de estabilidad es que el tamaño de una superficie de excavación puede estar relacionado con la competencia de la masa rocosa para dar una indicación de estabilidad o inestabilidad”.

El gráfico de estabilidad presenta numerosas superficies de excavación que tienen un rango específico de estabilidad. El número de estabilidad forma el eje y del gráfico de estabilidad y es una medida de la calidad del macizo rocoso alrededor de la excavación, y se aplican varios ajustes para tener en cuenta las tensiones inducidas y la orientación de la excavación.

2.2.7.2. Cálculo del número de estabilidad de Mathews

El modelo inicial del Método Gráfico de Estabilidad de Mathews, se presenta en la Figura 7. Para desarrollar el método se basaron en 50 casos históricos. Las zonas de estabilidad se definieron a partir de la dispersión de los datos reales de minería y estas zonas se utilizaron para predecir la estabilidad de las excavaciones planificadas. El gráfico de estabilidad original de Mathews se dividió en tres zonas: zona estable, zona potencialmente inestable y la zona potencial de hundimiento.

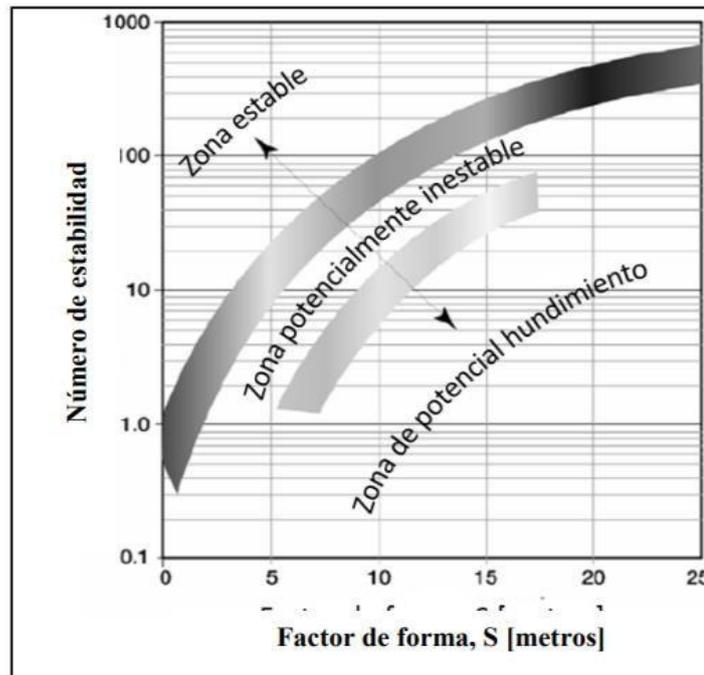


Figura 1. Estabilidad de Mathews

Fuente: Stewart, 2005.

“El método de Mathews utiliza una forma modificada de la clasificación de ingeniería del Instituto Geotécnico Noruego (NGI), el sistema Q, para caracterizar la calidad de la masa rocosa. El valor Q modificado, Q' , se calcula a partir de los resultados del mapeo estructural o el registro geomecánico del núcleo de la masa rocosa de acuerdo con el sistema de clasificación Q, pero con el supuesto de que el parámetro de factor de reducción de esfuerzos y la presencia de agua son iguales a uno”. La calidad de la masa rocosa se define por la ecuación que se presenta a continuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_v}{J_a}$$

Dónde:

RQD es el índice de designación de calidad de la masa rocosa desarrollado por Deere en 1964 y se basa en un porcentaje de recuperación del núcleo modificado, J_n es el número de juntas o familias que existen, J_r es la rugosidad que presenta la junta y J_a es la alteración de la junta.

El número de estabilidad de Mathews se determina ajustando el valor Q' para las tensiones inducidas, la orientación de discontinuidad y factor de gravedad sobre la superficie de excavación. El número de estabilidad se define como:

$$N = Q * A * B * C$$

Dónde:

Q': Índice de la calidad de roca modificada.

A: Factor de reducción por los esfuerzos inducidos. B: Factor de orientación de las juntas.

C: Factor de gravedad sobre la superficie de excavación.

Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A): “Este factor de corrección incorpora los efectos de esfuerzos inducidos en la superficie de la pared expuesta. Se obtiene gráficamente y corresponde a la relación entre el esfuerzo de compresión simple (σ_c) y el esfuerzo de compresión inducido (σ_i), en la Figura N° 8 se muestra la gráfica para su cálculo” (Molina, 2013)

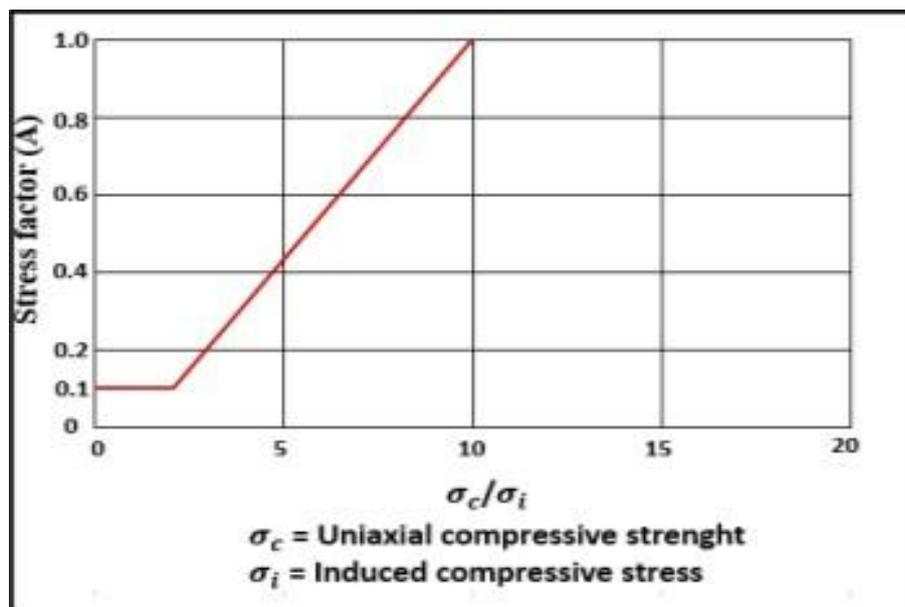


Figura 2. Factor de reducción por los esfuerzos inducidos (A).

Fuente: Mathews et al., 1981

Factor de orientación de las juntas (B): “El factor B es el ajuste realizado por condición de estructuras. La orientación más favorable corresponde a estructuras perpendiculares a la superficie y se le asignan los más altos valores, en la Figura 5 se muestra la gráfica para su cálculo” (Molina, 2013).

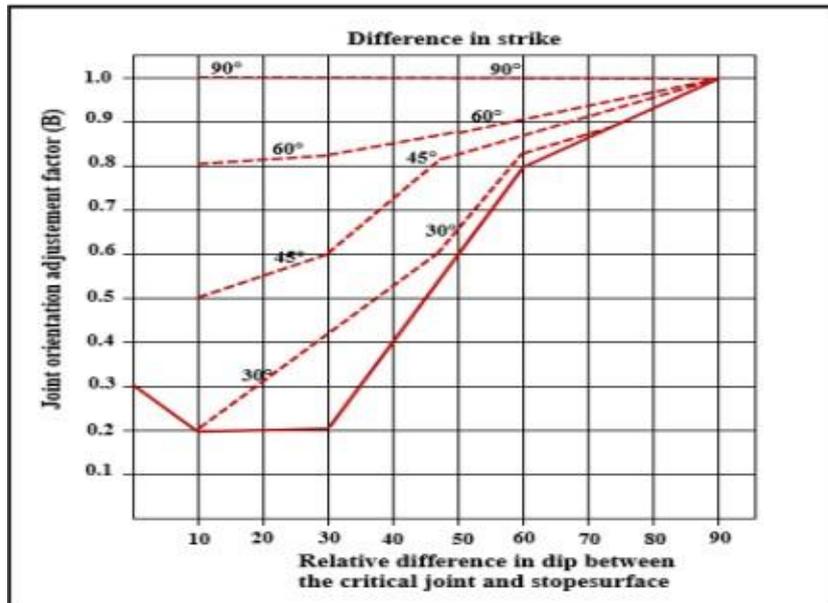


Figura 3. Factor de orientación de las juntas (B).

Fuente: Mathews et al., 1981.

Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C): “El factor C da cuenta de los modos de falla de las paredes del tajeo, en la Figura 6 se muestra la gráfica para su cálculo” (Molina, 2013).

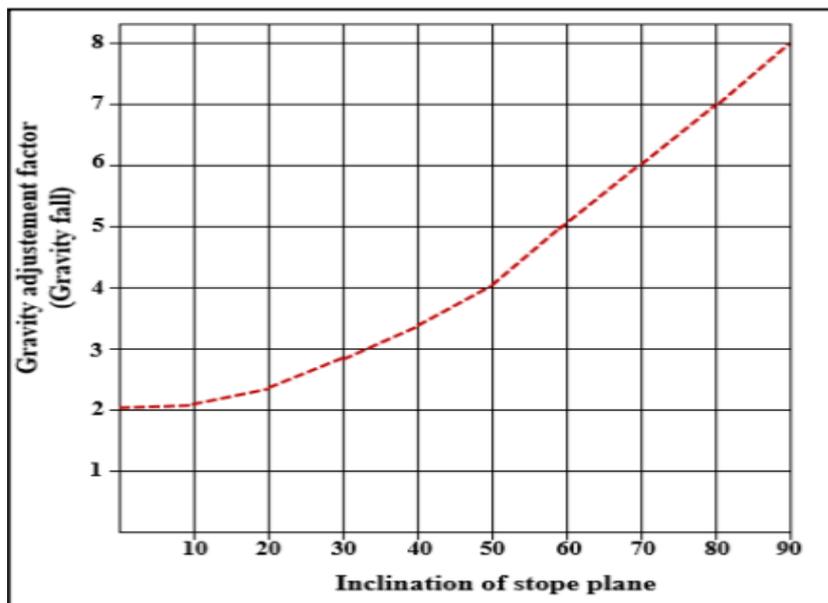


Figura 4. Factor de gravedad sobre la superficie de excavación (C)

Fuente: Mathews et al., 1981.

Radio hidráulico (Rh)

“El término radio hidráulico fue originalmente tomado de la industria civil, usado para expresar la forma y tamaño de un conducto. En minera, el radio hidráulico o factor de

forma entrega una descripción en dos dimensiones de la superficie de la pared expuesta. Sin embargo, no considera la orientación de la superficie de las paredes, además no incorpora el efecto de la gravedad ni las estructuras geológicas, es decir, solo considera las dimensiones de la pared de la excavación”. El radio hidráulico se calcula mediante la ecuación que se muestra a continuación (Molina, 2013):

$$RH(m) = \frac{\text{área (m}^2\text{)}}{\text{perímetro (m)}}$$

Método gráfico de estabilidad modificado (N')

Putvin (1988) realizó la primera modificación al Método Gráfico de Estabilidad de Mathews, esto “corresponde a un estudio realizado de 176 casos más a la base de datos inicial presentada por Mathews. Putvin establece un nuevo gráfico de estabilidad, que para su aplicación modifica los factores A, B y C corrigiendo el rango sin definir de A, incluyendo en strike de las estructuras en el factor B y modifico el rango de valores posibles en la función para el factor C, sin embargo, mantiene el mismo esquema de Numero de estabilidad vs Radio Hidráulico, definiendo nuevas zonas estable transición y hundimiento”. (Ver Figura 4 y Figura 5).

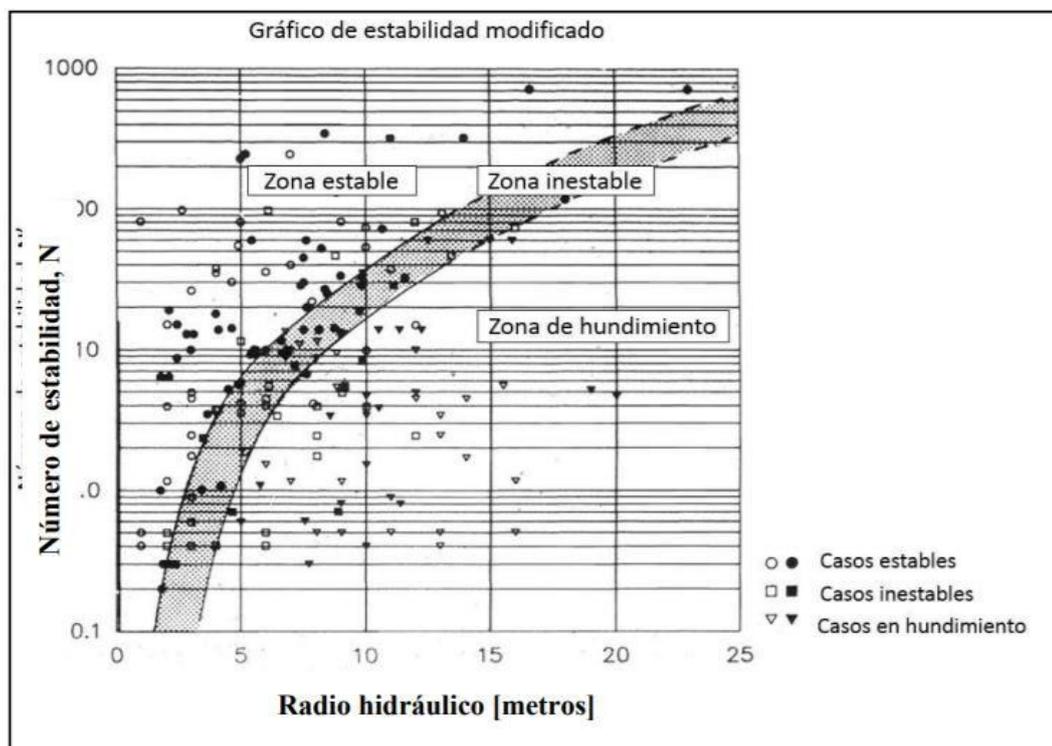


Figura 5. Estabilidad de Mathews modificado basado en 176 casos históricos.

Fuente: Potvin, 1988.

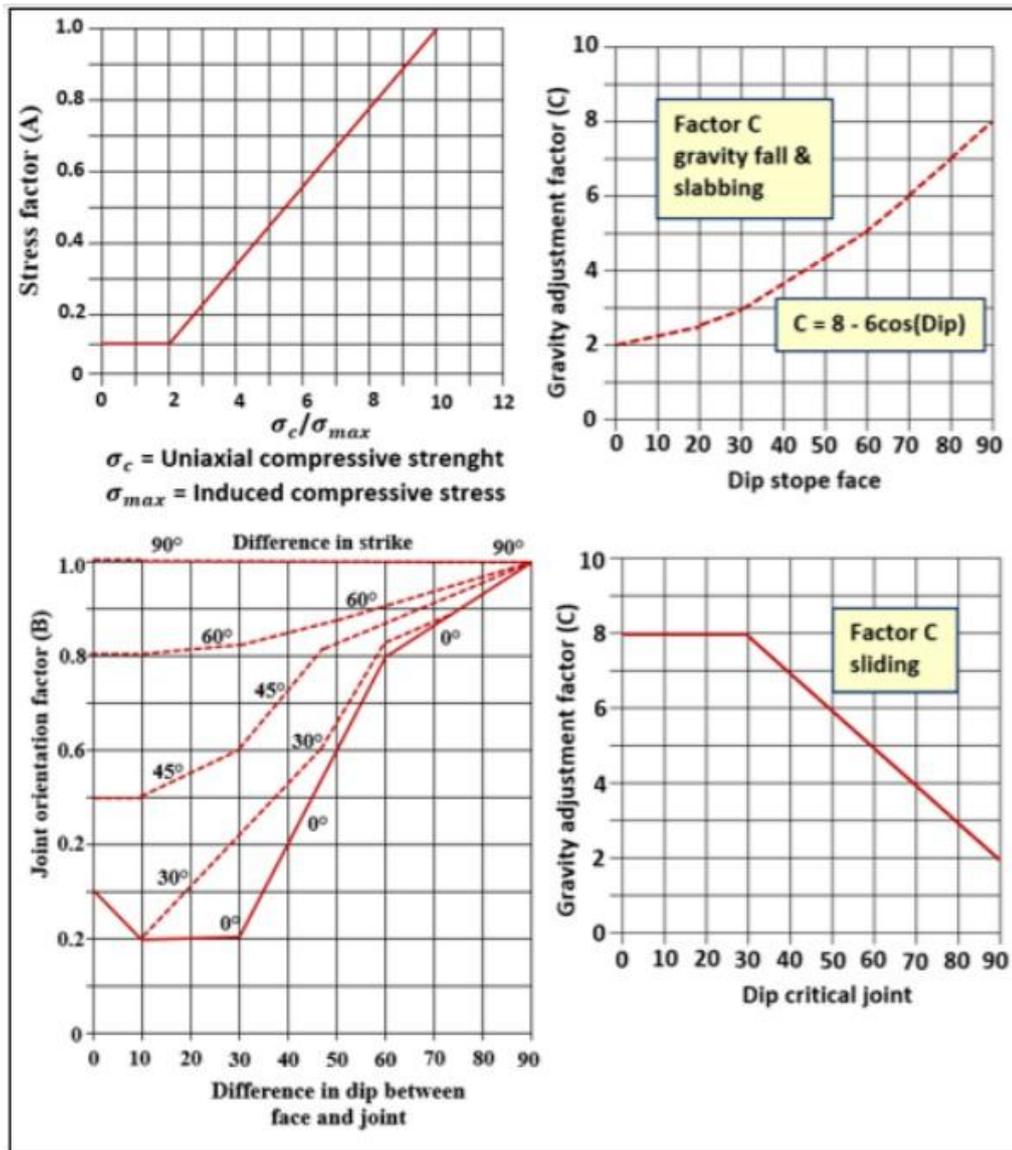


Figura 6. Parámetros de Potvin para la estimación de N'

Fuente: Putvin, 1988

Nickson (1992) “adiciona 13 nuevos casos no soportados a la base de datos e introduce por primera vez estadísticas al análisis, cuyo fin es establecer nuevos límites de estabilidad. Los resultados siguen la línea mostrada por Putvin, adicionándole una nueva curva para excavaciones con sostenimiento o soportadas” (Ver Figura 6)

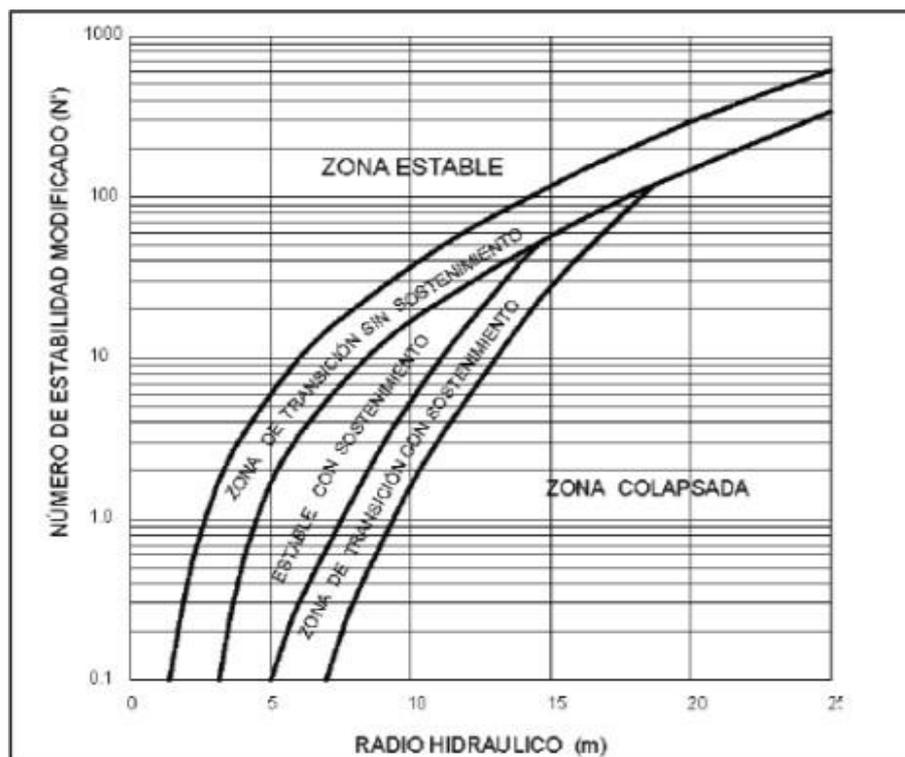


Figura 7. Estabilidad propuesto por Nickson en 1992.

Fuente: Osinergmin, 2017.

Barreto y Sáenz (2018). “En 1995 se desarrolla el Método Grafico de Estabilidad extendido desarrollado por Stward y Forsyth donde se redefine las zonas adicionando 4 zonas nuevas de transición, tratando de integrar probabilidades al gráfico. Las 4 zonas nuevas de transición fueron denominadas como potencialmente estable, potencialmente inestable, falla potencial mayor y zona potencial de hundimiento”. La descripción de estas 4 zonas de transición es:

- Potencialmente Estable: Las superficies son esencialmente auto-soportadas con mínima dilución (10%).
- Potencialmente Inestable: Las superficies requerirán soporte. El grado de soporte determinará las fallas asociadas. La dilución estimada es de 10 - 30%.
- Potencial Colapso Mayor: Las superficies requerirán un grado de soporte mayor y extenso. La dilución estimada superará el 30%.
- Potencial hundimiento: Las superficies que presentarán hundimiento, no se auto soportará bajo ninguna condición y sólo podrá ser estabilizado hasta que el vacío sea rellenado.

Lo más relevante de esta propuesta es que las definiciones cualitativas se traducen en un término cuantitativo como es la dilución, mejorando la precisión y confiabilidad del método. La grafica se muestra en la Figura 14

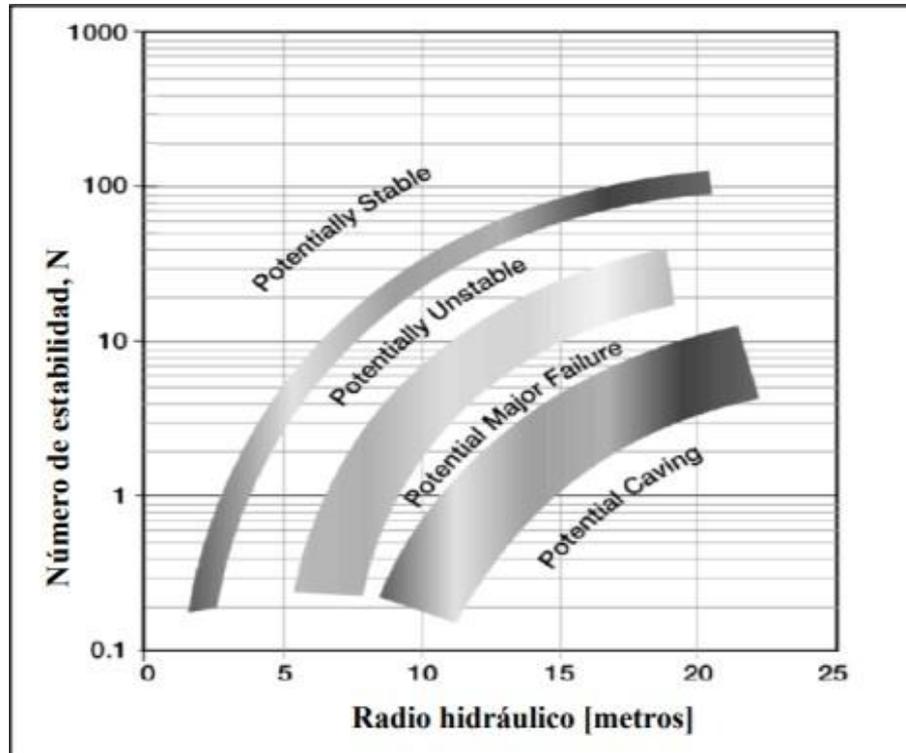


Figura 8. Estabilidad propuesto por Stewart y Forsyth en 1995.

Fuente: Barreto y Sáenz, 2018.

Osinergmin (2017). “En el año 2001 Mawdesley y Trueman desarrollaron un nuevo Gráfico de Estabilidad extendido, esto fue posible gracias a más de 400 base de datos históricos de casos de tajeos de explotación recopiladas de minas canadienses y australianas. Este método extendido es una gráfica que se basa en el análisis probabilístico que permite estimar escenarios de probabilidades de falla mayores en el diseño de una superficie de tajeo a ser obtenidos directamente del gráfico de estabilidad, tal como se puede apreciar en la Figura 15.

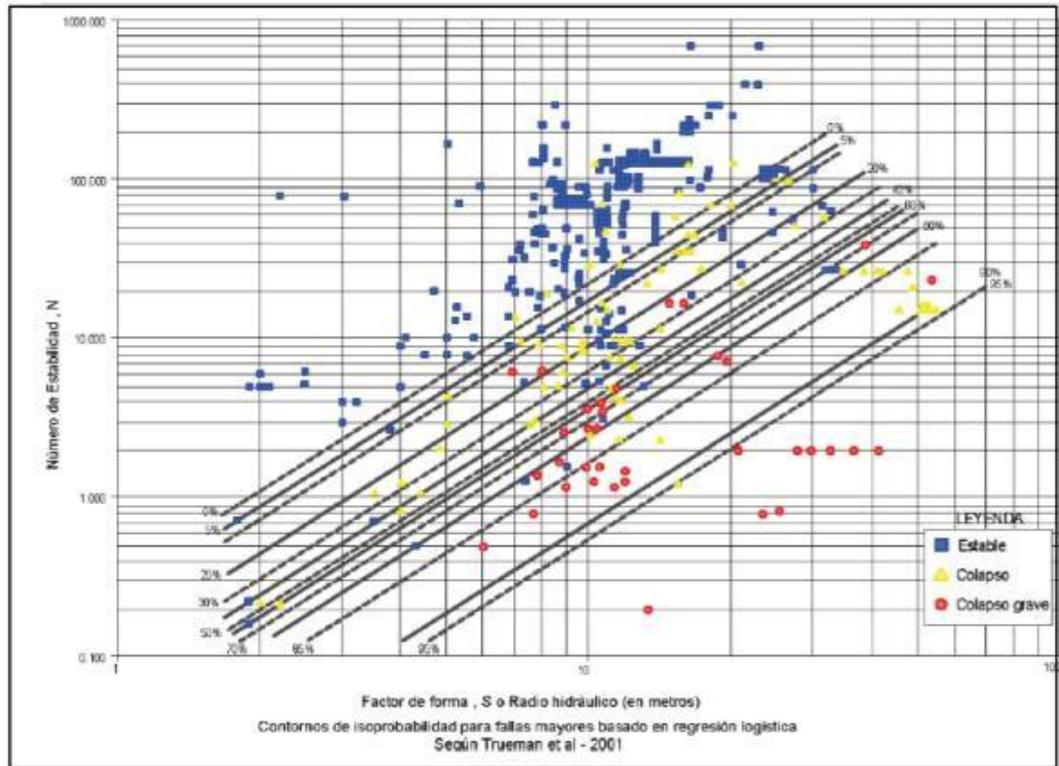


Figura 9. Estabilidad extendida de Mathews por Mawdesley y Trueman en 2001.

Fuente: Osinergmin, 2017.

La proyección estereográfica es de gran ayuda para la Geología Estructural, debido a que facilita las técnicas gráficas. Debemos desarrollar nuestra imaginación para que este tema de proyecciones resulte mucho más fácil de entender.

Babín y Gómez (2010) consideran que las proyecciones estereográficas son ideales para analizar relaciones angulares y trabajar con datos de orientaciones. Las aplicaciones más usuales incluyen la determinación de ángulos entre líneas, entre planos y entre ambos. También se utiliza para el análisis y clasificación de superficies curvadas (pliegues), orientaciones de planos a partir de testigos de sondeos y obtención de orientaciones poco visibles en el campo a partir de distintos conjuntos de datos. (p. 1)

2.2.8. Proyección estereográfica

Una proyección estereográfica transfiere un objeto de tres dimensiones a una superficie de dos dimensiones. Durante este proceso matemático se pierden ciertas informaciones. Por ejemplo, hay proyecciones en las que los ángulos son correctos pero las distancias salen distorsionadas, o la situación en que las distancias son correctas pero los ángulos incorrectos.

El uso más común de las proyecciones es en el campo de la Topografía y la Cartografía. Una carta es la proyección de la tierra redonda a un plano.

En la geología, especialmente en la Geología Estructural y en la Cristalografía, se requiere un método para visualizar la orientación de los planos geológicos en diagramas. Como sabemos los planos geológicos están en tres dimensiones, por lo que se usan las proyecciones para llevarlo a un diagrama en dos dimensiones (Griem, 2020).

Otra definición nos expresa que la proyección estereográfica es un caso de proyección azimutal, que en su principio fue desarrollada por los cristalógrafos. Su característica principal es que el punto fuente usado en su construcción está situado en la superficie de la esfera. En geología, el plano de proyección usado para construir la proyección estereográfica pasa por el centro de la esfera, y se corresponde con su plano ecuatorial. En la práctica, la proyección estereográfica de líneas y planos se lleva a cabo con ayuda de una falsilla de proyección. Dicha falsilla o estereoneta está formada por un conjunto de proyecciones de círculos menores y mayores que ocupan el plano ecuatorial de proyección de la esfera de referencia (Babín & Gómez, 2010).

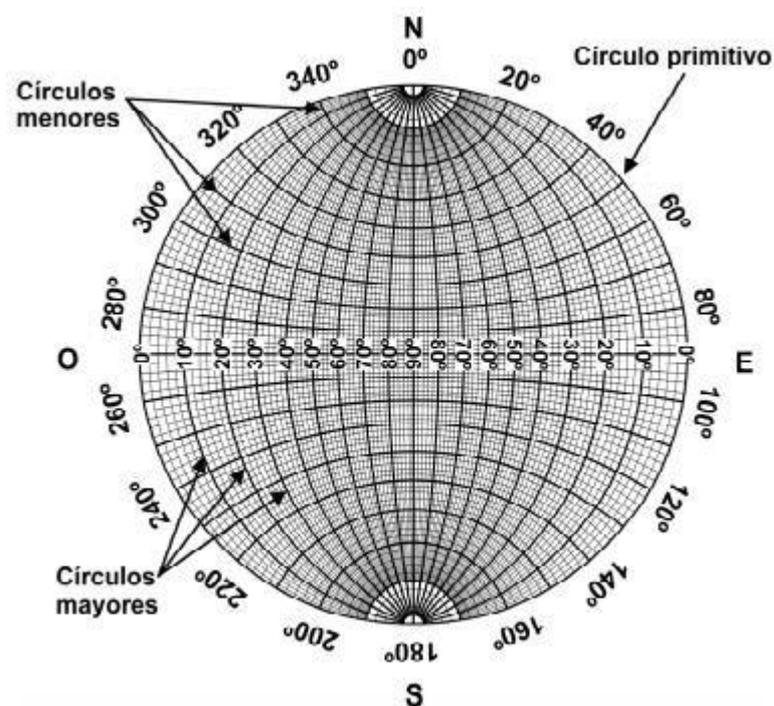


Figura 10. Falsilla de proyección estereográfica (Falsilla de Wulff) o estereoneta.

Fuente. Reduca (Geología). Serie Geología Estructural. 2010

En el estudio de Babín & Gómez (2010), existen dos tipos de estereoneta: la falsilla de Wulff y la de Schmidt.

La primera conserva los ángulos (equiangular), como se explicará a continuación, mientras que la segunda conserva áreas (equidistal). La forma de proyectar planos y líneas en cualquiera de las falsillas, es exactamente la misma.

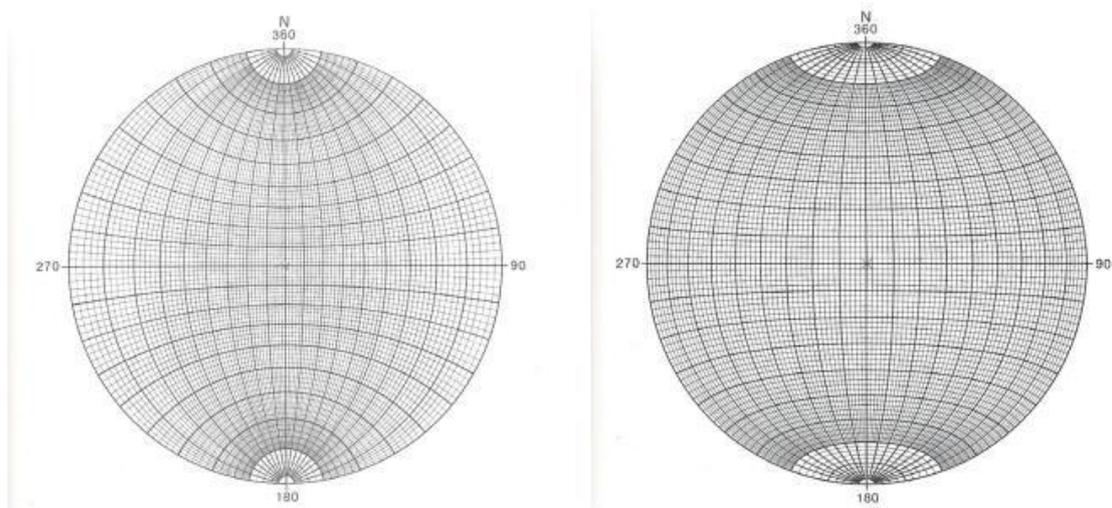


Figura 11. Falsillas utilizadas en la proyección estereográfica. Falsilla de Wulff (izq.) y falsilla de Schmidt (der.)

Fuente. Reduca (Geología). Serie Geología Estructural. 2010

2.2.9. Orientación y proyección de planos en el espacio

Las estructuras geológicas que observamos en los afloramientos como: fallas, pliegues, discordancias, etc.; pueden ser consideradas en dos dimensiones como planos o estructuras planares. Para obtener la orientación de estos planos en el espacio se realiza con ayuda de una brújula que mide la dirección del plano en la horizontal y con respecto al norte, y el buzamiento en el plano vertical perpendicular a la dirección. Por tanto, es importante tener estos ángulos, dirección y buzamiento, para orientar bien el plano (Babín & Gómez, 2010).

2.2.10. Orientación y proyección de líneas en el espacio

Las estructuras lineales de origen tectónico, líneas de charnelas o líneas de máxima curvatura del pliegue, lineaciones minerales en tectonitas metamórficas, estrías de falla, son más interesantes para los geólogos debido a que proporcionan información de la dirección de movimiento de la falla.

Desde un enfoque de la proyección estereográfica, las líneas vienen representadas en el plano ecuatorial de la esfera de proyección por un punto, tanto si nos referimos a líneas que podemos observar físicamente como aquellas que resultan de la intersección de planos (clivaje y estratificación, dique y esquistosidad, etc.). Todas estas líneas se orientan en el espacio en función de los ángulos que se enuncian a continuación.

Dirección

Es el ángulo que forma la proyección en la horizontal de la línea, con el norte geográfico.

Inmersión (Plunge)

Es el ángulo de que forma la línea con su proyección en la horizontal, medido en el plano vertical que contiene a la línea y a su proyección.

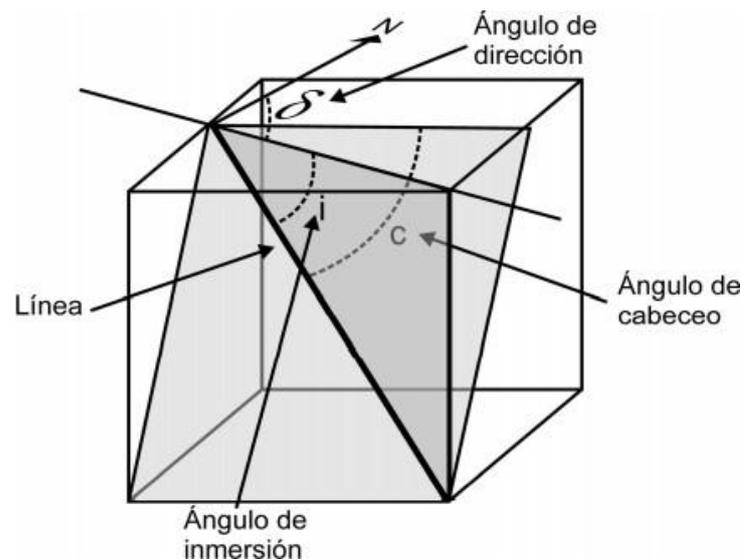


Figura 12. *Ángulos utilizados para orientar líneas en el espacio.*

Fuente. Reduca (Geología). Serie Geología Estructural. 2010 Cabeceo (pitch, rake)

Muchas estructuras lineares se desarrollan dentro de planos estructurales. En el caso de que una línea esté contenida en un plano inclinado, el cabeceo es el ángulo, entre la línea y la dirección del plano inclinado que la contiene, medido en este plano inclinado.

2.2.11. Proyección polar de un plano

Cuando en un estereograma parecen gran cantidad de círculos mayores correspondientes a proyecciones de planos, es difícil hacer una lectura y posterior

interpretación, ya que las trazas de los diferentes planos se cruzan entre si y son difíciles de separar e identificar.

Favorablemente, es posible representar la orientación de un plano mediante la normal a ese plano. La normal es la línea perpendicular al plano y por tanto se proyecta como un punto que recibe el nombre de polo de plano y por definición, se sitúa a 90° del centro del círculo mayor que representa al plano (Babín & Gómez, 2010).

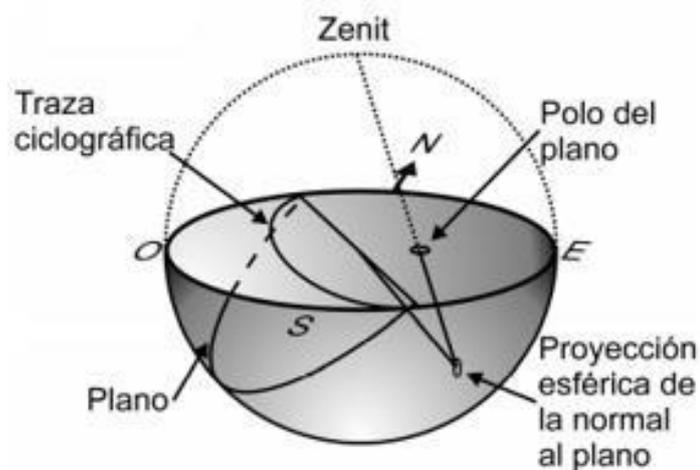


Figura 13. *Proyección en el hemisferio inferior de la esfera, de un plano y su polar.*

Fuente. Reduca (Geología). Serie Geología Estructural. 2010

2.2.12. Análisis cinemático de estabilidad

2.2.12.1. Cono de fricción

Oyanguren y Alejano (2004) plantea que cuando realizamos la proyección estereográfica, es importante el cono de fricción ya que gracias a éste se puede determinar la fuerza de fricción que se opone al deslizamiento de un bloque o de una cuña (p. 304-305).

Veamos la siguiente figura, sea un bloque de peso W que se desliza sobre un plano inclinado β° .

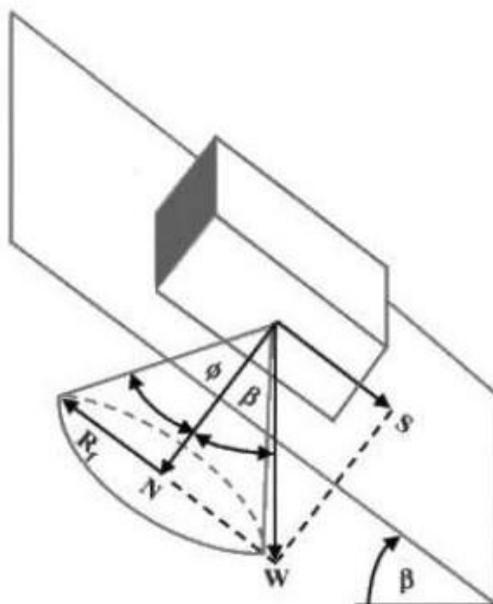


Figura 14. Cono de fricción de un bloque deslizándose sobre un plano.

Fuente. Mecánica de Rocas. Fundamentos e Ingeniería de Taludes. 2004

El peso W se puede descomponer en dos de sus componentes, tangencial y normal:

$$S = W * \text{sen}\beta$$

$$N = W * \text{cos}\beta$$

La fuerza que se opone al deslizamiento del bloque está dada por:

$$Rf = N * \text{tg}\phi = W * \text{cos}\beta. \text{tg}\phi$$

Dónde:

ϕ es el ángulo de fricción entre el bloque y el plano.

En conclusión, el deslizamiento se dará cuando $S > Rf$; y esta condición se cumple cuando $\beta > \phi$, es decir, cuando el peso W caiga fuera del cono de fricción.

2.2.13. Análisis cinemático de cuñas

Al realizar un análisis cinemático del techo y paredes de una determinada excavación, dicho análisis nos permitirá determinar existencia de control estructural sobre los mecanismos de estabilidad, definir la geometría y el volumen máximo de las cuñas que podrían darse en el techo o paredes de la excavación (Hernández, 1998).

2.2.13.1. Análisis cinemático de cuñas en el techo

Para que una cuña pueda generarse en el techo de una excavación, se necesitan por lo menos que tres planos de discontinuidades se intercepten.

Hernández, en su estudio: “Excavaciones subterráneas en roca: Mecanismos de falla con control estructural”, nos da a entender que las cuñas pueden caer de dos formas: por gravedad o por deslizamiento.

La intersección de los planos de discontinuidades genera un triángulo esférico, y si éste engloba al centro de nuestra red (proyección estereográfica), concluimos que la cuña está en el techo y cae por gravedad. Veamos la siguiente figura.

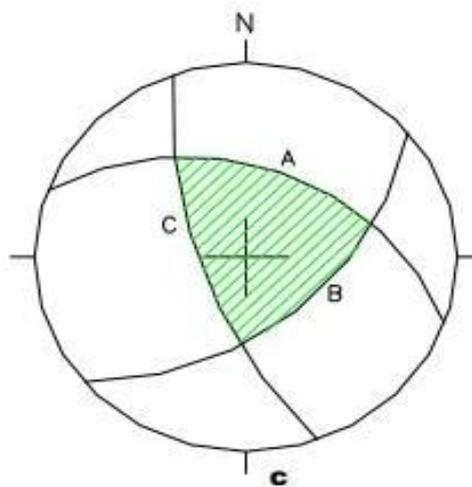


Figura 15. Condición física y cinemática para la caída gravitacional de pirámides de roca.

Fuente. Excavaciones subterráneas en roca.1998

Para que la cuña caiga por deslizamiento, la cuña se debe de deslizar por uno o dos de los planos de discontinuidades o por la intersección de dos de las discontinuidades. Concluimos que la cuña cae por deslizamiento cuando el triángulo esférico generado por la intersección de los planos de discontinuidades, no engloba o encierra al centro de la red. Veamos la siguiente figura.

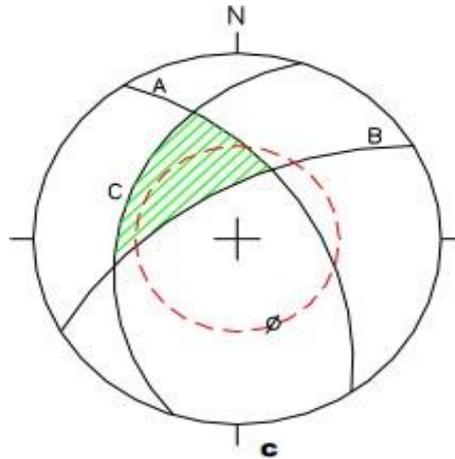


Figura 16. Condición física y cinemática para la falla por deslizamiento de cuñas de pirámides de roca.

Fuente. Excavaciones subterráneas en roca. 1998

Cuando las intersecciones de los planos de discontinuidades, todas caen fuera del círculo de fricción, el peso de la cuña no es lo suficientemente alto para generar un deslizamiento en alguno de los planos; es decir, la cuña es estable contra deslizamiento.

2.3. Definición de términos

- **Macizo rocoso:** Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico. (Apshana, Y. et al. 2011).
- **Matriz rocosa:** Es el material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. (Gonzales de Vallejo, 2002).
- **Caracterización:** Es la descripción cuantitativa y cualitativa del macizo rocoso, para determinar sus propiedades físicas y mecánicas. (Chura, W.).
- **Discontinuidades:** Cualquier rompimiento o pérdida de continuidad de una roca. Genera comportamiento no continuo de la matriz rocosa, y normalmente anisótropo, se clasifican en fallas, diaclasas y fracturas. (Apshana, Y. et al. 2011).

- **Esfuerzo (o Tensión):** Es la fuerza interna por unidad de área cuando dicha área tiende a cero. Esfuerzo normal (σ): Es la componente normal del esfuerzo, es decir, la componente perpendicular al plano sobre el cual actúa el esfuerzo. Esfuerzo tangencial (τ): Es la componente tangencial del esfuerzo, es decir, la componente paralela al plano sobre el que actúa el esfuerzo.
- **Estratificación:** Disposición paralela o sub paralela que toman las capas de las rocas sedimentarias, durante su sedimentación.
- **Estrato:** Es la roca formada por la sedimentación de fragmentos o partículas provenientes de la desintegración de las rocas preexistentes.
- **Sostenimiento:** El término “sostenimiento” es usado para cubrir los diversos aspectos relacionados con el macizo rocoso en esencial es para minimizar las inestabilidades de la roca alrededor de las aberturas mineras con diferentes elementos utilizados. (SNMPE, 2004).
- **Clasificaciones geomecánicas:** Son sistemas de clasificación que proporciona una evaluación y estimación de la calidad del macizo rocoso a partir de observaciones en el campo y ensayos sencillos, como son R.M.R. (Bieniawski), Q (Barton) y G.S.I. (Hoek & Brown). (Norly, B. et al. 2012).
- **Dominios geotécnicos:** Los dominios geotécnicos están relacionados a los mecanismos de falla y/o rotura en una caracterización geomecánica a observarse y analizarse, los cuales pueden inducir a ser planar, circular, cuña y volcamiento. (Tejada, 2012).
- **Labores de desarrollo:** Las labores mineras de desarrollo son excavaciones horizontales o poco inclinadas en roca estéril que permite acceder y explotar un yacimiento mineralizado, el ancho de la excavación dependerá del tipo de método a explotar y de los equipos a utilizar en el proceso. (Chura, W.).

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En este capítulo se desarrolló el contenido metodológico que siguió la investigación, determinado el tipo de investigación, el alcance, nivel, diseño, población, muestra, instrumentos, validación, etc.

3.1. Metodología de Investigación

3.1.1. Tipo

La investigación, pertenece al tipo de investigación Aplicada, pues en este proyecto buscamos experimentar las hipótesis planteadas de una forma cuasi- experimental, ya que analizaremos la situación antes de proponer las soluciones para resolver el problema de investigación.

3.1.2. Alcance

El alcance de la investigación es correlacional porque tiene la finalidad de conocer la relación o grado de asociación entre las variables independiente y dependiente, asimismo, miden cada una de ellas y después cuantifican y analizan la vinculación.

3.1.3. Nivel de Investigación

Pertenece a un Nivel Explicativo. La clave de la investigación explicativa está en que el investigador conoce el evento a explicar, pero desconoce las razones, situaciones y condiciones que dan lugar a este.

Los objetivos se enfocan en la estimación de propiedades mecánicas y parámetros del macizo rocoso para el análisis cinemático de estabilidad en labores subterráneas empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021.

3.1.4. Diseño

El diseño de investigación es cuasi experimental, ya que en este estudio se realizó una evaluación geomecánica para recuperación de mineral remanente en el cuerpo mineralizado OB5 y estabilidad del bypass 745 de Mina Cerro Lindo 2021. “En este diseño se utilizan dos grupos, de los cuales el investigador no tiene certeza de que sean equivalentes, pues sus integrantes no fueron seleccionados ni asignados al azar, y tampoco mediante un estricto control de variables. Uno de ellos es sometido a los efectos de la variable independiente y el otro no (o ambos son sometidos a niveles diferentes de la variable independiente)”. (Hurtado, 2010)

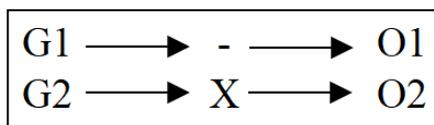


Figura 17. *Diseño de Investigación*

*Nota: Elaboración Propia

Dónde:

G1: Grupo de Evaluación geomecánica

G2: Grupo de Evaluación geomecánica

O1: Observación 1

O2: Observación 2

X: Tratamientos, estímulo o implementación experimental.

3.1.5. Población

La población de esta investigación está constituida por labores subterráneas empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021

3.1.6. Población

La población de esta investigación está constituida por labores subterráneas empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021

Según Gonzales, (2014) “la población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

3.1.7. Muestra

En el caso de la investigación la muestra está comprendida por los túneles sur nivel 400 y túnel sur nivel 500 empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021.

Gonzales, (2014) menciona que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la suma, generalice sus resultados a la población”.

3.1.8. Muestreo

El tipo de muestreo es no probabilístico, es decir el muestreo realizado fue de forma intencional dentro de la empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021.

3.2. Metodología

Para el desarrollo del presente trabajo se llevaron a cabo tres fases, a continuación, se sintetizan las estrategias y procedimientos ejecutados para lograr los objetivos de la investigación. Las fases realizadas son las siguientes:

3.2.1. Recopilación de información y planeación del trabajo de campo

Se hizo una revisión bibliográfica de la información aportada por la empresa minera Cerro Lindo acerca del tipo de depósito y sus características geológicas, características de la roca y parámetros del macizo rocoso, además del apoyo académico de estudios previos relacionados con la temática del proyecto objeto de estudio, base teórica de la mecánica de rocas y las metodologías más utilizadas en la clasificación de macizos rocosos y el levantamiento de las discontinuidades en la fase de campo como la selección e impresión de los formatos para el mapeo geomecánico.

3.2.2. Fase de campo

En esta etapa se realizó el trabajo de mapeado, donde se efectuó el levantamiento estructural y de las discontinuidades teniendo en cuenta los parámetros propuestos por Bieniawski (1989) –RQD, espaciamiento de la discontinuidad, condición de las

discontinuidades, orientación de las discontinuidades y presencia de agua– y los de Barton et al. (1974) –RQD, Jn, Jr, Ja, Jw y SRF– insumos necesarios para la posterior clasificación geomecánica del macizo rocoso empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021.

3.2.3. Fase posterior al trabajo de campo

Esta fase comprende, inicialmente, el compendio del marco teórico, seguido del procesamiento de los datos tomados en la fase de campo para su posterior análisis y finalmente la recopilación de los resultados para la construcción de la discusión. Seguidamente, se realizó la caracterización de las discontinuidades donde se desarrolló de forma desligada el análisis para roca encajante y zonas mineralizadas; este análisis comprende la interpretación de las tendencias estructurales arrojadas por el software DIPS y para cada uno de los parámetros mencionados anteriormente.

3.2.4. Unidad de análisis

La unidad de análisis es la caracterización del macizo rocosa realizado en el ámbito de la muestra, en la empresa minera los Morochucos San Pedro de Coris, Huancavelica 2021.

3.3. Recursos

3.3.1. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

- a) Observación: Técnica empleada para realizar la caracterización in situ.
- b) Registro de datos pasados: Hacemos un registro data base de datos pasados relacionados a los datos Geomecanicos existentes.
- c) Registro de datos de campo: Al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos.
- d) Análisis de datos: Se realiza el análisis de los datos obtenidos para evaluar el tipo de características del macizo rocoso objeto de estudio.

Según Gonzales, (2014) la observación “es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis”.

3.3.2. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Los datos observados y medidos se procesarán vía progresión aritmética y se sacarán el promedio general de los datos procesados en los diferentes formatos existentes en la mecánica de rocas luego de la aplicación de los métodos de caracterización geomecánica. Para esto se usarán los siguientes procedimientos:

- a) Reporte diario de operación en labores. Es decir, revisar los datos de la clasificación geomecánica tomados en los frentes de labores.
- b) Se utilizará el programa Excel para realizar los cálculos respectivos para la determinación de los valores a obtener.
- c) Así mismo se aplicarán software de simulación tales como el software Dips para la determinación de las familias de discontinuidades existentes en la zona de estudio.

3.3.3. Instrumentos de recolección de datos

Para la recolección de datos en esta investigación, se utilizaron las tablas de clasificación y toma de datos de RMR, GSI, Q de Barton, etc. Los cuales fueron verificados por ingenieros especialistas para la conformidad del instrumento.

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA FICHA DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS

Enfoque Cuantitativo

Informe de opinión de expertos del instrumento de investigación

Señor Johnny Henry Ccatamayo Barrios, usted ha sido invitado a participar en el proceso de evaluación del instrumento de investigación titulado: ESTIMACIÓN DE PROPIEDADES MECÁNICAS Y PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO PARA EL ANÁLISIS CINEMÁTICO DE ESTABILIDAD EN LABORES SUBTERRÁNEAS EMPRESA MINERA LOS MOROCHUCOS SAN PEDRO DE CORIS, HUANCAVELICA 2021. En razón a ello, se le alcanza el instrumento motivo de evaluación y el presente formato que servirá para que usted pueda hacernos llegar sus apreciaciones del instrumento de investigación. Agradezco de antemano sus aportes que permitirán validar el instrumento y obtener información relevante, criterio requerido para toda investigación.

Opinión del experto:

En respuesta a la solicitud del tesista; el instrumento utilizado, que busca medir el mapeo geomecanico a través de los métodos empíricos y posterior validación con el software de simulación. Cumple los parámetros establecidos por los autores, permite obtener los datos necesarios para demostrar los objetivos de la investigación.

En consecuencia, doy mi aprobación para el uso de las tablas de mapeo y clasificación geomecánica.

Apellidos y nombres del Experto: Johnny Henry Ccatamayo Barrios

Grado Académico Doctor

Profesión: Ingeniero de Minas

 Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2021.10.13
11:13:17 -05'00'

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO

LUGAR: _____
 NIVEL: _____
 LABOR: _____

POR: _____
 FECHA: _____
 HOJA: _____

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)						VALORACION			
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO									
TIPO DE ROCA					PARAMETRO									
A		%		B		%		FRECUENCIA FRACTURA		N° Fract. / ml.				
TIPO	ORIENTACION		RELLENO		CONDICION DE JUNTAS		AGUA SUBTERRANEA		VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =					
ESTRUC.	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR	COMENTARIOS			CLASE DE MACIZO ROCOSO					
									RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
									DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA
Observaciones:														

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geologo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirirlas de la muestra con el martillo	> 250

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Aren	Arenisca
Cuar	Cuarcita
Piz	Pizarra
Min	Mineral

ABREVIACION DE TIPO DE ESTRUCTURAS	
D	Diaclasa
Fn	Falla
Ct	Contacto
E	Estrato

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Ca	Carbonatos
Arc	Arcilla	Ye	Yeso
Si	Silice	Py	Pinta
Pzo	Parizo		

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m



Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Johnny Henry
 Ccatamayo Barrios
 Fecha: 2021.10.13
 11:13:17 -05'00'

Tabla de Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

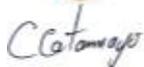
A								
PARAMETROS DE CLASIFICACION								
Resistencia de la roca intacta (Mpa)								
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.		
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1 <1	
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1 0	
2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25		
	Puntuacion	20	17	13	6	3		
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.		
	Puntuacion	20	15	10	8	5		
Estado de discontinuidades:								
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.		
	Puntuacion	6	4	2	1	0		
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)		
	Puntuacion	6	4	2	2	0		
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Agua subterranea							
	5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.	
Presion de agua/tension principal		0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
Estado general		Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
Puntuacion		15	10	7	4	0		

CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES						
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

CLASIFICACION						
C	Clase	I	II	III	IV	V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

CARACTERISTICAS GEOTECNICAS						
D	Clase	I	II	III	IV	V
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.
	Cohesion	> 4 Kp/cm2	3 - 4 Kp/cm2	2 - 3 Kp/cm2	1 - 2 Kp/cm2	< 1 Kp/cm2
	Angulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES						
E	Direccion perpendicular al eje del tunel			Direccion paralela		Buzamiento
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media
						0° - 20° Cualquier direccion Muy desfavorable



 Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Johnny Henry
 Ccatamayo Barrios
 Fecha: 2021.10.13
 11:13:17 -05'00'

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA FICHA DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS

Enfoque Cuantitativo

Informe de opinión de expertos del instrumento de investigación

Señor Roberto Juan Gutiérrez Palomino, usted ha sido invitado a participar en el proceso de evaluación del instrumento de investigación titulado: ESTIMACIÓN DE PROPIEDADES MECÁNICAS Y PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO PARA EL ANÁLISIS CINEMÁTICO DE ESTABILIDAD EN LABORES SUBTERRÁNEAS EMPRESA MINERA LOS MOROCHUCOS SAN PEDRO DE CORIS, HUANCAVELICA 2021. En razón a ello, se le alcanza el instrumento motivo de evaluación y el presente formato que servirá para que usted pueda hacernos llegar sus apreciaciones del instrumento de investigación. Agradezco de antemano sus aportes que permitirán validar el instrumento y obtener información relevante, criterio requerido para toda investigación.

Opinión del experto:

En respuesta a la solicitud del tesista; el instrumento utilizado, que busca medir el mapeo geomecanico a través de los métodos empíricos y posterior validación con el software de simulación. Cumple los parámetros establecidos por los autores, permite obtener los datos necesarios para demostrar los objetivos de la investigación.

En consecuencia, doy mi aprobación para el uso de las tablas de mapeo y clasificación geomecánica.

Apellidos y nombres del Experto: Roberto Juan Gutiérrez Palomino
Grado Académico Magister
Profesión: Ingeniero de Minas

 Firmado digitalmente por Mg. Ing. Roberto J. Gutierrez Palomino

Tabla de Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

A								
PARAMETROS DE CLASIFICACION								
Resistencia de la roca intacta (Mpa)								
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.		
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1 <1	
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1 0	
2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25		
	Puntuacion	20	17	13	6	3		
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.		
	Puntuacion	20	15	10	8	5		
Estado de discontinuidades:								
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.		
	Puntuacion	6	4	2	1	0		
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)		
	Puntuacion	6	4	2	2	0		
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Agua subterranea							
	5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.	
Presion de agua/tension principal		0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
Estado general		Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
Puntuacion		15	10	7	4	0		

CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES						
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

CLASIFICACION						
C	Clase	I	II	III	IV	V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

CARACTERISTICAS GEOTECNICAS						
D	Clase	I	II	III	IV	V
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.
	Cohesion	> 4 Kp/cm2	3 - 4 Kp/cm2	2 - 3 Kp/cm2	1 - 2 Kp/cm2	< 1 Kp/cm2
	Angulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES						
E	Direccion perpendicular al eje del tunel			Direccion paralela		Buzamiento
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media
						0° - 20° Cualquier direccion Muy desfavorable


 Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Roberto J. Gutierrez Palomino

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

4.1. Investigaciones básicas

4.1.1. Ubicación del proyecto

Consideraremos para nuestro estudio el siguiente proyecto, el cual se encuentra ubicado en el distrito de San Pedro de Coris, provincia de Churcampa y departamento de Huancavelica, con elevaciones comprendidas entre 2 100 a 2 700 msnm hacia la margen izquierda del río Mantaro.

La ubicación del proyecto tiene las siguientes coordenadas: UTM: 568049E y 8607988N y geográficas: 74°23' longitud oeste y 12° 30' latitud sur.

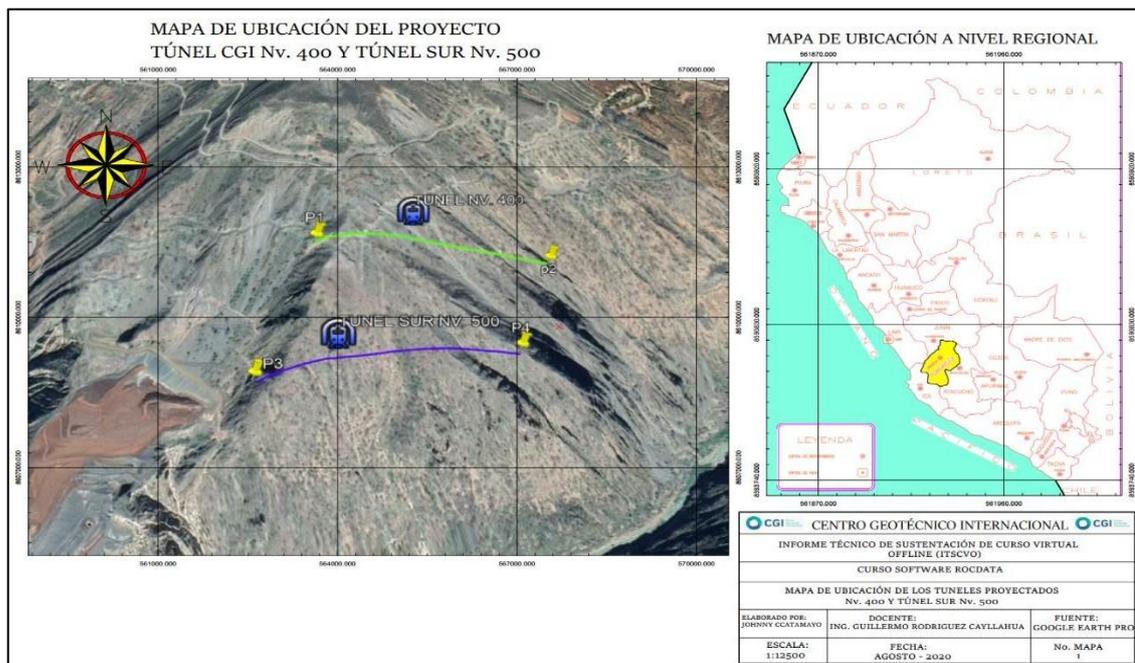


Figura 18. Ubicación de la Mina Cobriza - Doe Ran Perú SRL. (Google Earth).

Fuente: Google Earth

4.1.2. Aspectos geológicos

La litología local donde se planea construir se compone de lutitas y pizarras en afloramiento. A continuación, se describe algunos compuestos estratigráficos relacionados al área del proyecto.

- **Grupo Tarma**

La principal unidad litológica está formada por una serie de lutitas pizarrosas, finamente estratificadas e intercaladas con lutitas calcáreas, margas, calizas y areniscas. Por su composición litológica, así como por su posición estratigráfica, se le correlaciona con el Grupo Tarma. Estas rocas fueron sometidas a un metamorfismo regional, por efecto del plegamiento e intrusión del granito, que desarrolló el clivaje pizarroso en las lutitas. Dentro del Grupo Tarma, se han reconocido tres horizontes guías, que se hallan parcialmente mineralizados. Estos horizontes son:

Capa Capricornio

El horizonte Capricornio; está constituido principalmente por cuarcitas y cuarcitas calcáreas (Soccoshuayco: hornfels constituidos por silicatos cálcicos). La potencia del horizonte varía entre 4 y 7 m y se ubica aproximadamente a 500-600 m

Caliza Cobriza

El horizonte denominado Cobriza; consiste de intercalaciones de capas masivas y capas laminadas. Las primeras varían de 1 a 30 cm en potencia, y las segundas con laminaciones de 1 a 0,10 mm, en espesores que alcanzan una potencia de 1 a 3 cm; naturalmente existe variación horizontal, tanto de las potencias como de la composición de las capas. Los afloramientos de caliza en el área de Huaribamba, tienen forma triangular debido a la accidentada topografía, y a la erosión que afectó el área.

- **Grupo Copacabana**

Sobreyaciendo y en concordancia con el Grupo Tarma, se ubica un horizonte conformado por una serie de paquetes gruesos de calizas intercaladas con lutitas calcáreas, conocidas localmente como calizas superiores. En realidad, se trata de una secuencia continua entre el Grupo Tarma en el que predomina las lutitas calcáreas y el Grupo Copacabana donde predominan las calizas; existiendo entre lutitas calcáreas y calizas una zona de transición compuesta principalmente por horizontes de areniscas

interbandeadas con lutitas calcáreas y calizas ubicadas en la base del Grupo Copacabana.

El estudio se basó en dos etapas que consta de investigación y documentación para posterior ir a la segunda etapa que es obtención y utilización de los datos obtenidos para estimar las propiedades mecánicas y parámetros del macizo rocoso del Túnel de acceso principal en donde se proyecta la construcción de dos túneles el Túnel Sur Nv.500 y el Túnel Nv. 400.

4.2. CASO 1: TÚNEL SUR Nv. 500

4.2.1. Datos generales del proyecto

Tabla 7. *Datos generales del proyecto Túnel sur Nv 500*

DATOS GENERALES DEL PROYECTO	
Nombre del túnel	Túnel Sur Nv. 500
Profundidad del túnel (Tunnel Depth)	500 m
Nombre del proyecto	Túnel de acceso principal CGI
Factor de seguridad del diseño	1.3

4.2.2. Datos geológicos

Tabla 8. *Datos geológicos Túnel SUR Nv 500*

DATOS GEOLOGICOS	
Litología	Granodiorita
Rumbo	NW - SE
Buzamiento	50° - 60° SW
peso específico	2.85 Ton/m ³

4.2.3. Datos del túnel

Tabla 9. *Datos del Túnel Nv.500*

DATOS DEL TÚNEL	
Resistencia a la compresión uniaxial (σ_{ci})	95 Mpa
GSI	55
Disturbancia (D)	Buena calidad de voladura
Cohesión (c)	25.25 Mpa
Ángulo de fricción (φ)	32
Esfuerzo tangencial (σ_{τ})	0.65Mpa
JRC	15
JCS	43.75

4.3. CASO 2: TÚNEL Nv. 400

4.3.1. Datos generales del proyecto

Tabla 10. *Datos generales del proyecto Túnel sur Nv 400*

DATOS GENERALES DEL PROYECTO	
Nombre del túnel	Túnel CGI Nv. 400
Profundidad del túnel (Tunnel Depth)	400 m
Nombre del proyecto	Túnel de acceso principal CGI

4.3.2. Datos geológicos

Tabla 11. *Datos geológicos Túnel SUR Nv 400*

DATOS GEOLÓGICOS	
Litología	Granodiorita
Rumbo	NW - SE
Buzamiento	45° - 55° SW
peso específico	2.95 Ton/m ³

4.3.3. Datos del túnel

Tabla 12. *Datos del Túnel Nv.400*

DATOS DEL TÚNEL	
GSI	65
Disturbancia (D)	Regular calidad de voladura
Ensayos de laboratorio	Ensayos triaxiales

4.3.4. Datos de ensayo de laboratorio de mecánica de rocas en este caso (ensayo triaxial)

Tabla 13. *Datos de ensayos triaxiales de laboratorio*

ENSAYOS TRIAXIALES					
N°	σ_3	σ_1	N°	σ_3	σ_1
1	1	25.1663	11	11	62.8403
2	2	30.8566	12	12	63.179
3	3	35.041	13	13	68.6905
4	4	39.5449	14	14	70.1557
5	5	42.1045	15	15	73.8122
6	6	46.051	16	16	76.0938
7	7	48.7438	17	17	79.0544
8	8	53.1259	18	18	80.9217
9	9	55.4477	19	19	83.2997
10	10	59.3829	20	20	85.7659

4.4. Metodología de análisis

La estimación de las principales propiedades y parámetros mecánicos del macizo rocoso se analizará y determinara los datos de entrada que son necesarios para los siguientes criterios de falla:

- Hoek & Brown
- Mohr - Coulomb
- Barton - Bandis

Para tal estudio se realiza una serie de cálculos utilizando las diferentes fórmulas necesarias, además del uso constante del software RocData que ya tiene incorporado los diferentes criterios de falla.

CAPÍTULO V

RESULTADOS

5.1. CASO 1: TÚNEL SUR Nv. 500

5.1.1. Criterio de Hoek – Brown

Para el uso del criterio de Hoek y Brown mediante el software RocData en su versión (4). Analizamos primero los parámetros de entrada que es la resistencia, para ello se analizan los siguientes parámetros de entrada.

- Índice de Resistencia Geológica (*GSI*)
- La resistencia de la roca intacta (σ_{ci})
- Constante de la roca intacta (*mi*)
- Factor de disturbancia (*D*)

5.1.2. Índice de resistencia geológica (*gsi*)

En el mapeo geomecánico del campo se obtuvo un valor GSI de 55 para el Tunel Sur Nv. 500 Según el mapeo geomecánico realizado se obtuvo un GSI de 55, esto permite determinar la calidad del macizo rocoso mediante el RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski. Y se obtuvo los siguientes resultados mediante e estudio del área en condiciones secas y con presencia de agua.

- Primer caso: condiciones secas

$$GSI = RMR'89 - 5$$

$$RMR'89 = 60$$

- Segundo caso: condiciones mojadas

$$RMR89 = RMR'89 - 15 + 7$$

$$RMR89 = 52$$

Obteniendo un resultado de la roca con una calidad regular tipo III según la clasificación de Bieniawski.

Luego de hacer un análisis de campo y gabinete se obtiene un valor de GSI = 55 para el macizo rocoso estudiado. Siendo que, las condiciones de las discontinuidades se ubicaron entre regular a mala, producto de una roca poco competente (según su resistencia) y la estructura del macizo rocoso se ubicó dentro del macizo fracturado en bloques, a causa de su calidad media (según su RMR).

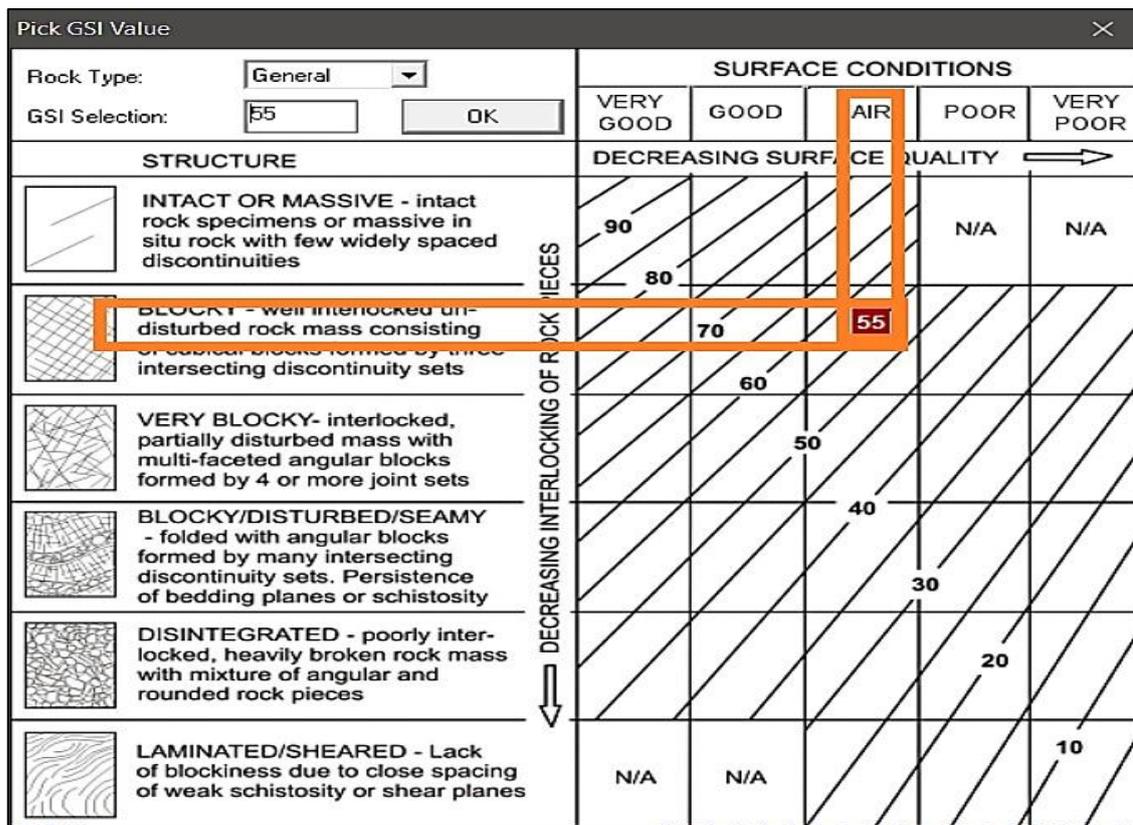


Figura 19. Evaluación del GSI, para el Túnel Sur Nv. 500

5.1.2.1. La resistencia de la roca intacta (σ_{ci})

Es aquí donde se determinará la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) entre la roca intacta y el esfuerzo vertical (S_v), para eso tenemos testigos de 50mm (5cm) de diámetro y 100mm (10cm) de longitud lo que ya no será necesario el ajuste de tamaño de testigo, y todo este cálculo a un cierto nivel (h) donde está ubicada el túnel en este caso a una profundidad de 500m.

- **Cálculo del esfuerzo Vertical (Sv)**

$$Sv = 0.027 * h$$

$$Sv = 0.027 * 500$$

$$Sv = 13.5 \text{ MPa}$$

- **Cálculo de la resistencia de la roca**

$$\text{Resistencia de la roca} = \frac{\text{Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta}}{\text{Esfuerzo vertical}}$$

$$\text{Resistencia de la roca} = \frac{R95 \text{ Mpa}}{13.5 \text{ Mpa}}$$

$$\text{Resistencia de la roca} = 7.037$$

Tabla 14. Resistencia de la roca en función de UCS y Sv

RESISTENCIA DE LA ROCA	
Poco competente	$UCS/ Sv \leq 8$
Moderadamente competente	$8 < UCS/ Sv \leq 15$
Muy competente	$UCS/ Sv > 15$

Según el resultado anterior y la comparación con la tabla se obtiene un resultado de una roca POCO COMPETENTE.

5.1.2.2. Constante de la roca intacta (*mi*)

Esta constante depende directamente de la litología, es decir, el tipo de roca y su textura, en nuestro caso el Túnel Sur Nv.500, está emplazado en una granodiorita predominantemente de grano grueso, perteneciente a la Unidad litológica del grupo Tarma y Capricornio. Y esta constante se determina mediante la siguiente tabla donde se ubicamos a la granodiorita que es la roca predominante.

VALORES DE LA CONSTANTE m_i PARA LA ROCA INTACTA

Los valores en paréntesis son estimados

Tipo de roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Medía	Fina	Muy fina
SEDIMENTARIA	Clástica		Conglomerados (21 ± 3) Brechas (19 ± 5)	Areniscas 17 ± 4	Limolitas 17 ± 4 Grauvacas (17 ± 4)	Lutitas 4 ± 2 Esquistos (6 ± 2) Margas (7 ± 2)
		No Clástica	Carbonatos	Calizas cristalinas (12 ± 3)	Calizas esparíticas (12 ± 3)	Calizas micríticas (12 ± 3)
		Evaporitas	Yeso 8 ± 2		Anhidritas 12 ± 2	
		Orgánicos	Cretas 7 ± 2			
METAMÓRFICA	No foliada		Mármol 9 ± 3	Hornfels (19 ± 4) Metaarenisca (19 ± 3)	Cuarcita 20 ± 3	
	Ligeramente foliada		Migmatita (29 ± 3)	Anfibolitas 26 ± 6		
	Foliada		Gneiss (28 ± 5)	Esquistos 12 ± 3	Fillitas (7 ± 3)	Pizarras 7 ± 4
ÍGNEAS	Plutónica	Clara	Granito (32 ± 3) Granodiorita (29 ± 3)	Diorita 25 ± 5		
		Opaca	Gabro 27 ± 3	Dolerita (16 ± 5)		Norita 20 ± 5
	Hipabasal		Pórfidos (20 ± 5)		Diabasa (15 ± 5)	Peridotita (25 ± 5)
	Volcánica	Lava		Riolita (25 ± 5) Andesita 25 ± 5	Dacita (25 ± 3) Basalto (25 ± 5)	Obsidiana (19 ± 3)
		Piroclástica		Aglomerado (19 ± 3)	Brecha (19 ± 5)	Tufo (19 ± 5)

Figura 20. Valores de la constante m_i para la roca intacta

5.1.2.3. Factor de disturbancia (D)

Según la información proporcionada se tiene una buena calidad de voladura a pesar de que los bloques se encuentran fracturados pero el macizo rocoso no tiende a relajarse por la voladura por lo que se considera una perturbación nula $D = 0$.

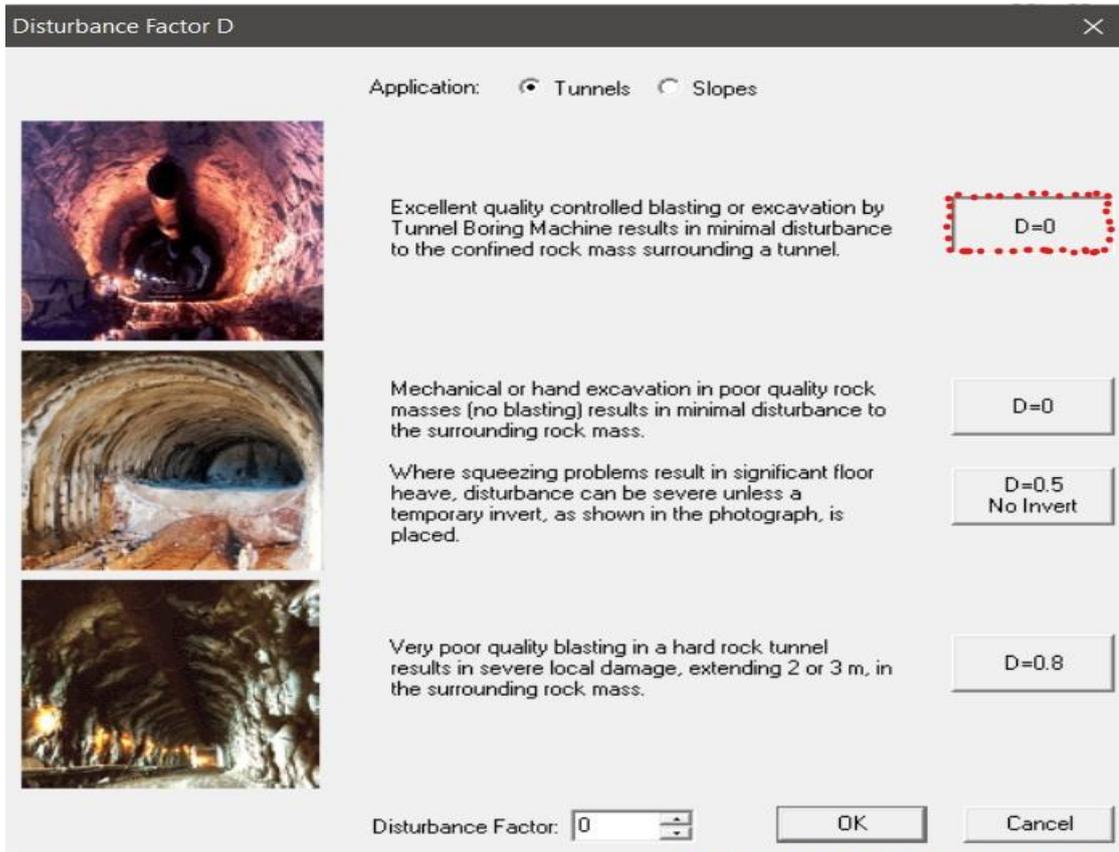


Figura 21. Factor de disturbancia D, para el Túnel Sur Nv. 500

Además de los parámetros de resistencia de la roca intacta, índice GSI y factor de alteración es necesario recordar, que el criterio es aplicado para un túnel que está a una profundidad de 500 m, además posee una roca con peso específico de 0.02795 MN/m^3 .

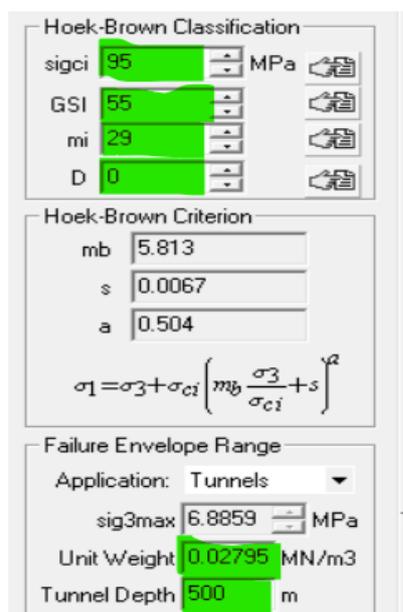


Figura 22. Parámetros de entrada - Criterio de Hoek - Brown, para Túnel Sur Nv 500

Los factores propios de este criterio fueron asignados de la siguiente manera.

- **Esfuerzo principal**

Los esfuerzos principales que arroja como resultado de la entrada en el software RocData 4.0, nos proporciona los siguientes parámetros mostrados en la siguiente figura.

Hoek-Brown Classification

sigci 95 MPa

GSI 55

mi 29

D 0

Hoek-Brown Criterion

mb 5.813

s 0.0067

a 0.504

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Failure Envelope Range

Application: Tunnels

sig3max 6.8859 MPa

Unit Weight 0.02795 MN/m3

Tunnel Depth 500 m

Figura 23. Parámetros del criterio de Hoek – Brown, para el Túnel Sur Nv 500.

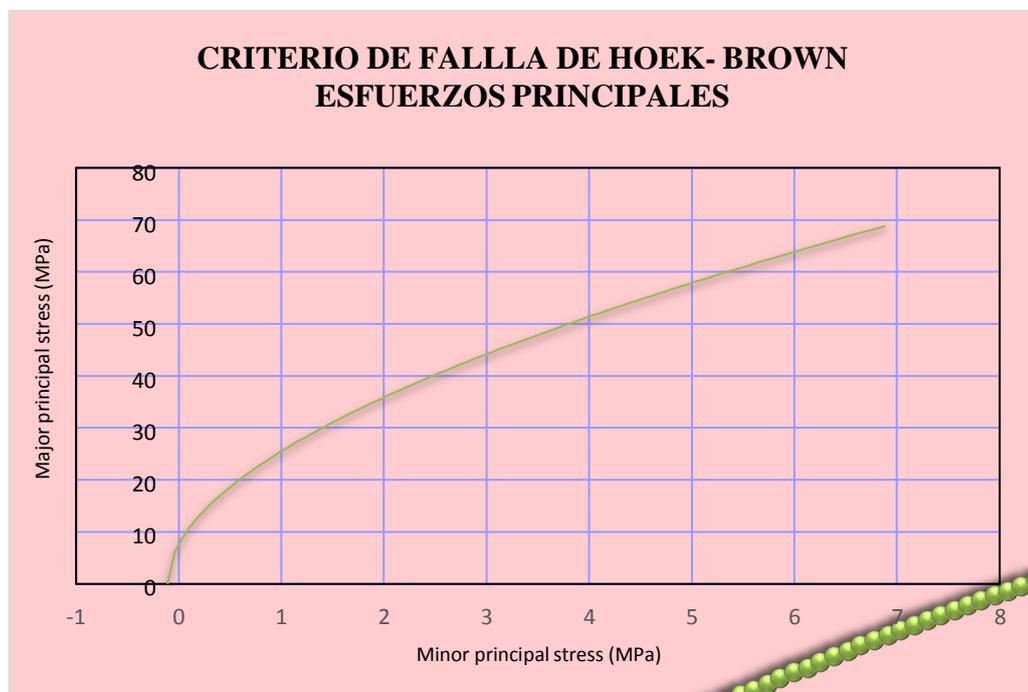


Figura 24. Envoltente del criterio generalizado de Hoek & Brown base a esfuerzo principal

Fuente: El autor

- **Envolvente de Morh – Coulomb**

En la envolvente de Morh – Coulomb se obtuvieron los de parámetros de c y ϕ .

Hoek-Brown Classification	
sigci	95 MPa
GSI	55
mi	29
D	0
Hoek-Brown Criterion	
mb	5.813
s	0.0067
a	0.504
$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$	
Failure Envelope Range	
Application:	Tunnels
sig3max	6.8859 MPa
Unit Weight	0.02795 MN/m ³
Tunnel Depth	500 m
Mohr-Coulomb Fit	
c	3.002 MPa
phi	51.30 deg
Rock Mass Parameters	
sigt	-0.1101 MPa
sigc	7.642 MPa
sigcm	30.705 MPa
Em	12997.56 MPa

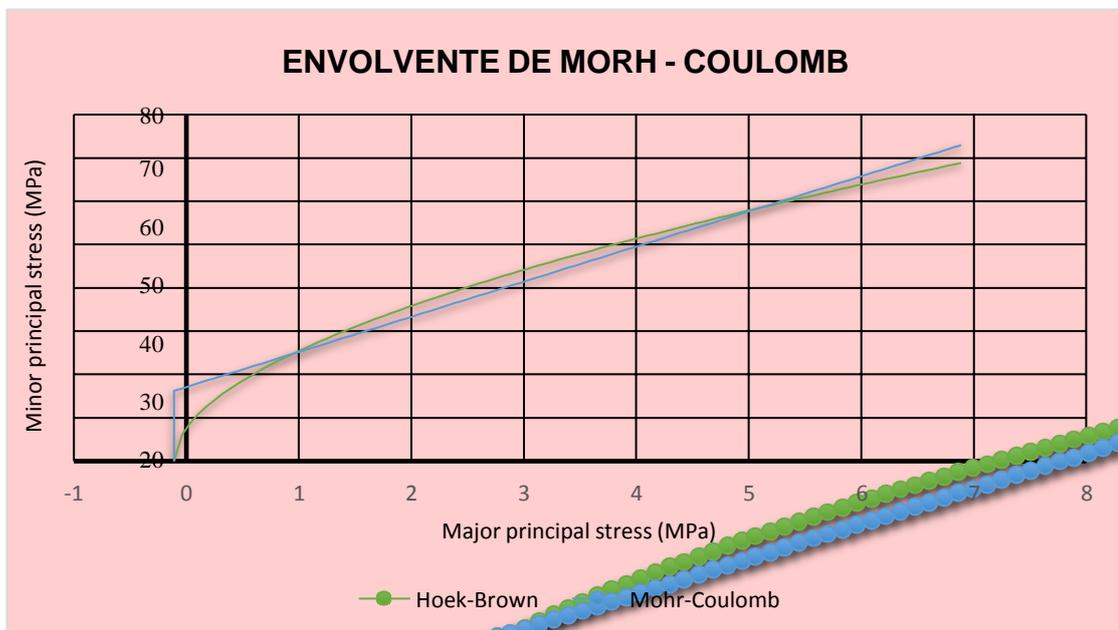


Figura 25. *Envolvente de Mohr Coulomb para los esfuerzos principales del Criterio de Hoek Brown, del Túnel Sur Nv. 500*

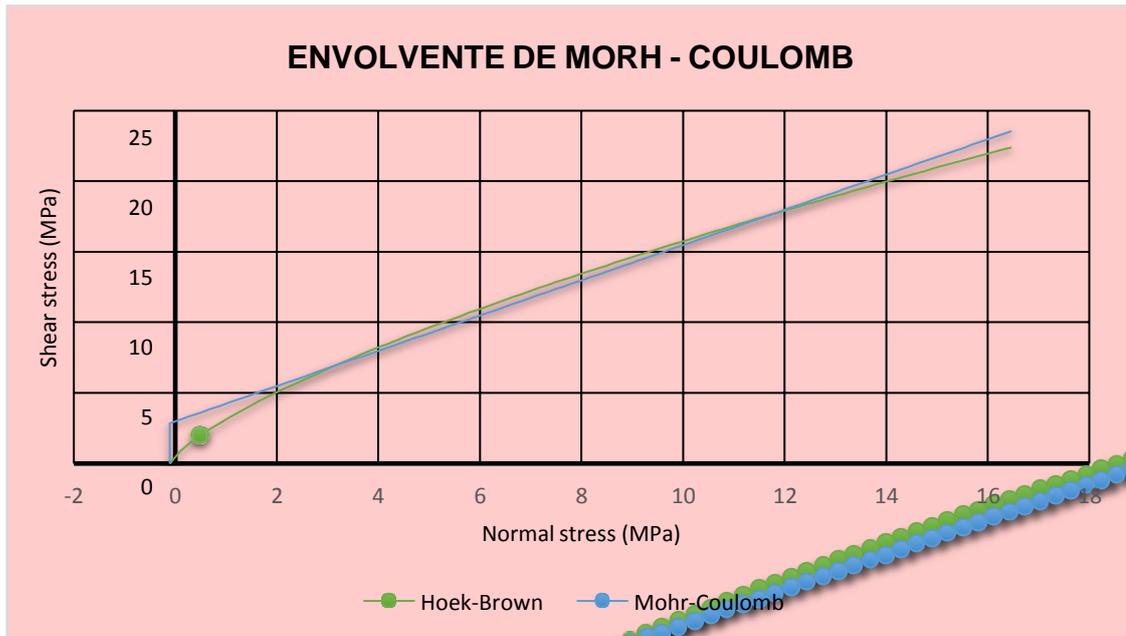


Figura 26. *Envolvente de Mohr Coulomb para los esfuerzos normal y cortante del Criterio de Hoek Brown, del Túnel Sur Nv. 500.*

- **Módulo de deformación (Em)**

Además, se adquirió el parámetro de deformación (Em) mediante el software de RocData 4.0 que se muestra en la imagen siguiente.

Hoek-Brown Classification		
sigci	95	MPa
GSI	55	
mi	29	
D	0	
Hoek-Brown Criterion		
mb	5.813	
s	0.0067	
a	0.504	
$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left[m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right]^a$		
Failure Envelope Range		
Application:	Tunnels	
sig3max	6.8859	MPa
Unit Weight	0.02795	MN/m ³
Tunnel Depth	500	m
Mohr-Coulomb Fit		
c	3.002	MPa
phi	51.30	deg
Rock Mass Parameters		
sigt	-0.1101	MPa
sigc	7.642	MPa
sigcm	30.705	MPa
Em	12997.56	MPa

Figura 27. *Parámetros de la masa rocosa, obtenidos del criterio de Hoek – Brown, Túnel Sur Nv.500*

- **Línea Mogi**

Y finalmente se a través de la interpretación de la línea Mogi que nos muestra en el RocData del proyecto túnel Sur Nv 500 mediante el criterio de Hoek - Brown, se pudo interpretar que la rotura presentada por el macizo rocoso es de forma frágil (línea verde), debido a que esta se ubicó por debajo de la envolvente de tensiones principales (línea amarilla).

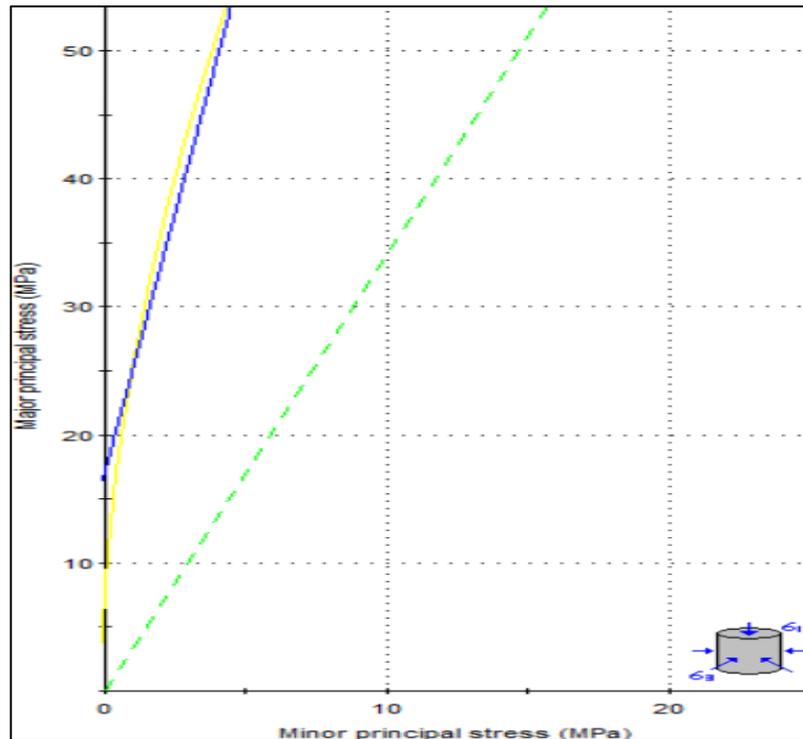


Figura 28. Línea Mogi para el criterio de Hoek – Brown, del Túnel Sur Nv. 500

5.1.3. Criterio de Mohr coulomb

Se obtienen los siguientes parámetros propios del criterio, la resistencia, la envolvente de los esfuerzos principales y también el tipo de rotura del material como mencionaremos en lo siguiente.

5.1.3.1. Línea Mogi

En el caso de la aplicación del criterio de Mohr Coulomb, al graficar la línea de Mogi (línea segmentada de color verde), se detalló como esta se ubicó por debajo de la envolvente de los esfuerzos principales (línea amarilla), produciendo así una rotura frágil y presentando además el mismo comportamiento que en el criterio de Hoek – Brown anteriormente mencionado.

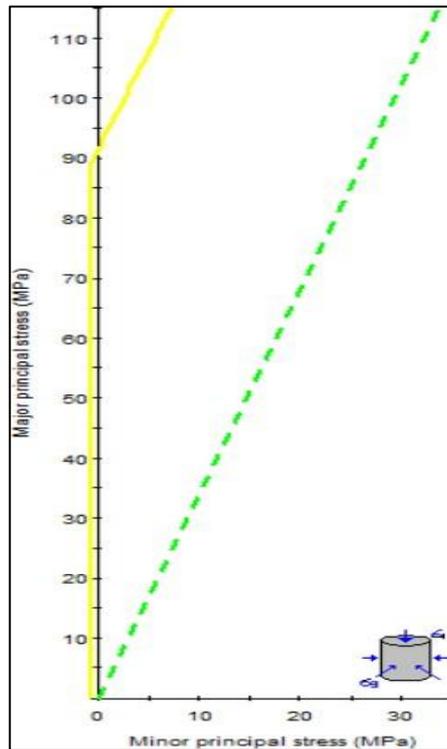


Figura 29. Línea Mogi para el criterio de Mohr – Coulomb, del Túnel Sur Nv. 500

5.1.4. Uso de RocData

5.1.4.1. Envoltente del criterio de falla de Mohr – coulomb en base a esfuerzos principales

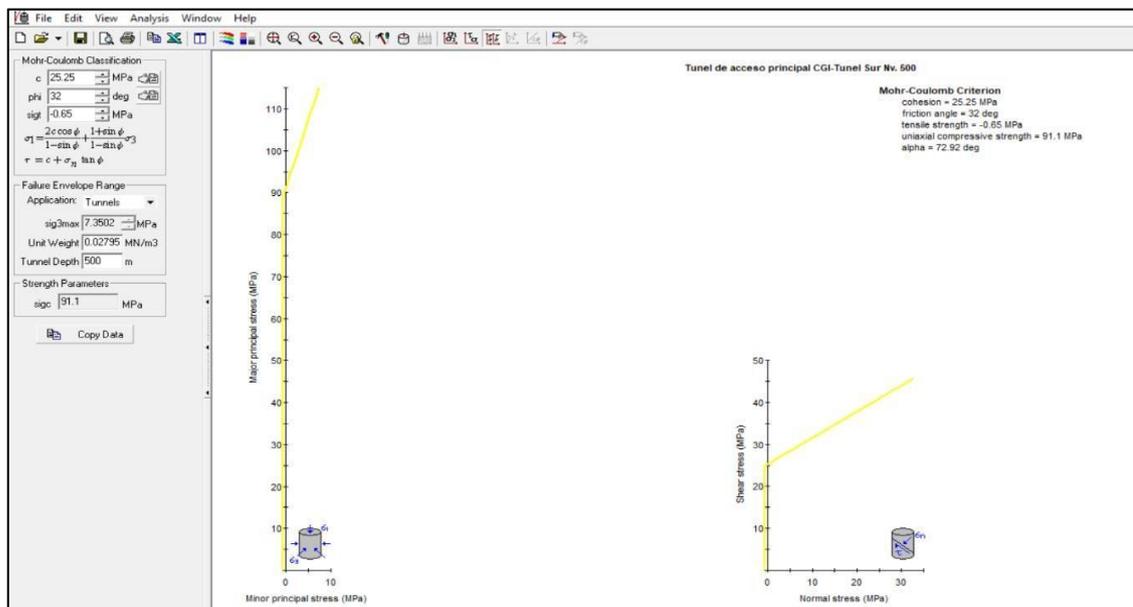


Figura 30. Envoltente del criterio de falla de Mohr Coulomb en base a esfuerzos principales, normal y tangencial mediante el uso de software RocData

Fuente: El autor

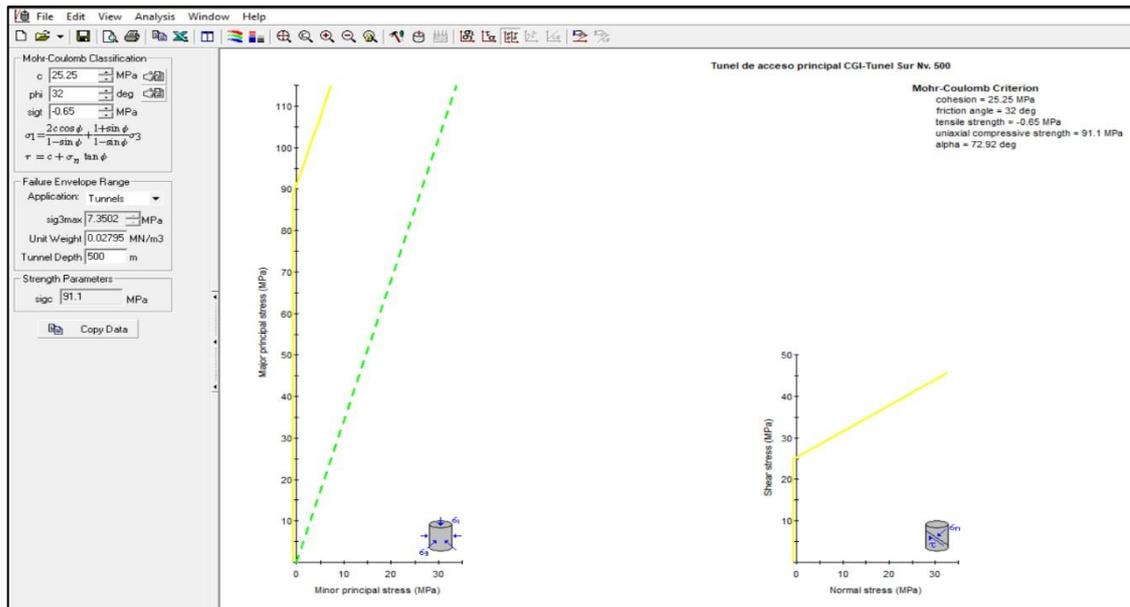


Figura 31. *Envolvente del criterio de falla de Mohr – Coulomb y línea de Moggi's mediante el uso del software RocData*

Fuente: El autor

5.1.5. Criterio de Barton Bandis

Para la aplicación del criterio de falla de Barton – Bandis se debe contar con los siguientes parámetros de entrada, obtenidos tanto campo como en laboratorio:

- Ángulo de fricción residual (φ_r): Que en este caso será tomado como el ángulo de fricción dado igual a 32° .
- JRC: 15, JCS: 43.75 (Granodiorita)

5.1.5.1. Esfuerzos principales

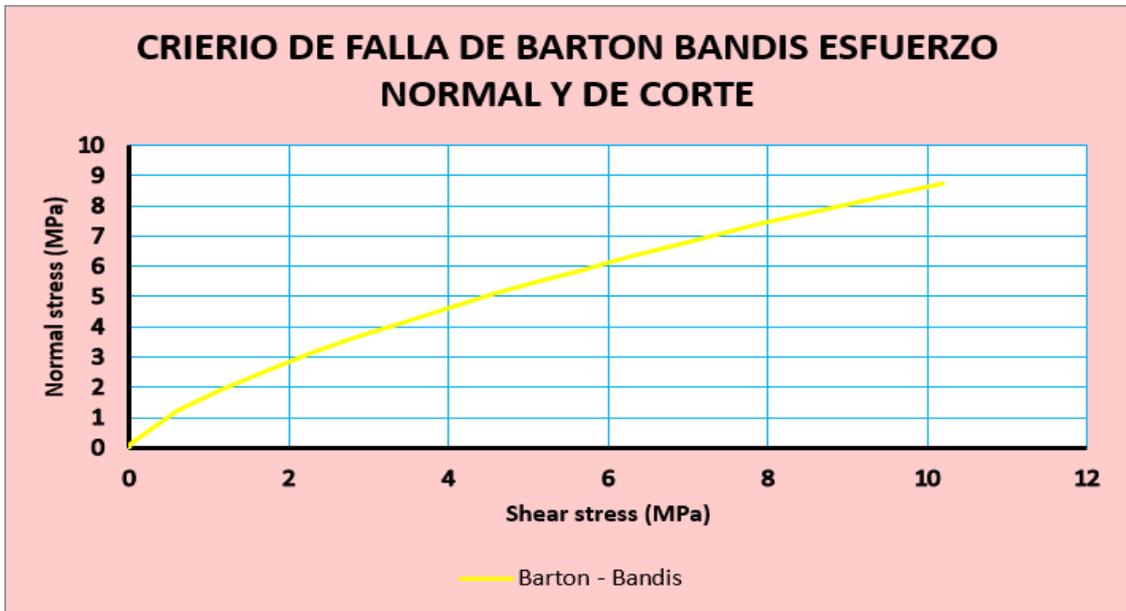


Figura 32. Esfuerzo principal menor (σ_3) vs esfuerzo principal mayor (σ_1), para el Criterio de Barton- Bandis Túnel SUR Nv 500.

5.1.5.2. Envolvente de Mohr de Coulomb

En esta envolvente de Mohr – Coulomb se puede los parámetros de c y ϕ , que son detallados en la siguiente imagen de RocData 4.0

The screenshot shows the software interface for the Barton-Bandis Classification. The parameters are as follows:

Parameter	Value	Unit
phir	22	deg
JRC	15	
JCS	43.75	MPa

The failure envelope range is defined by:

- Application: Tunnels
- signmax: 10.1765 MPa
- Unit Weight: 0.02795 MN/m³
- Tunnel Depth: 500 m

The Mohr-Coulomb Fit parameters are:

Parameter	Value	Unit
c	0.619	MPa
phi	29.96	deg

Figura 33. Parámetros de la envolvente de Mohr – Coulomb, para el Criterio de Barton – Bandis, del Túnel Sur Nv. 500.

5.1.5.3. Línea de Mogi

Otro de los beneficios otorgados por el software, para el criterio Barton Bandis, se trata de la línea Mogi, que en este caso en particular presenta un comportamiento diferente al de los casos anteriores. Como se aprecia en la figura 34., la línea Mogi (línea segmentada de color verde), se aproxima a la envolvente de esfuerzos (línea color amarillo), a medida que se incrementan los esfuerzos, hasta a llegar al punto donde la sobrepasa, permitiendo así que el macizo rocoso en estudio produzca ambos tipos de rotura. Es decir, el comportamiento de rotura frágil se mantiene para valores de confinamiento menores a los 5 MPa y sobrepasando ese valor el macizo rocoso presenta una rotura dúctil.

Uso del software Rocdata 4.0

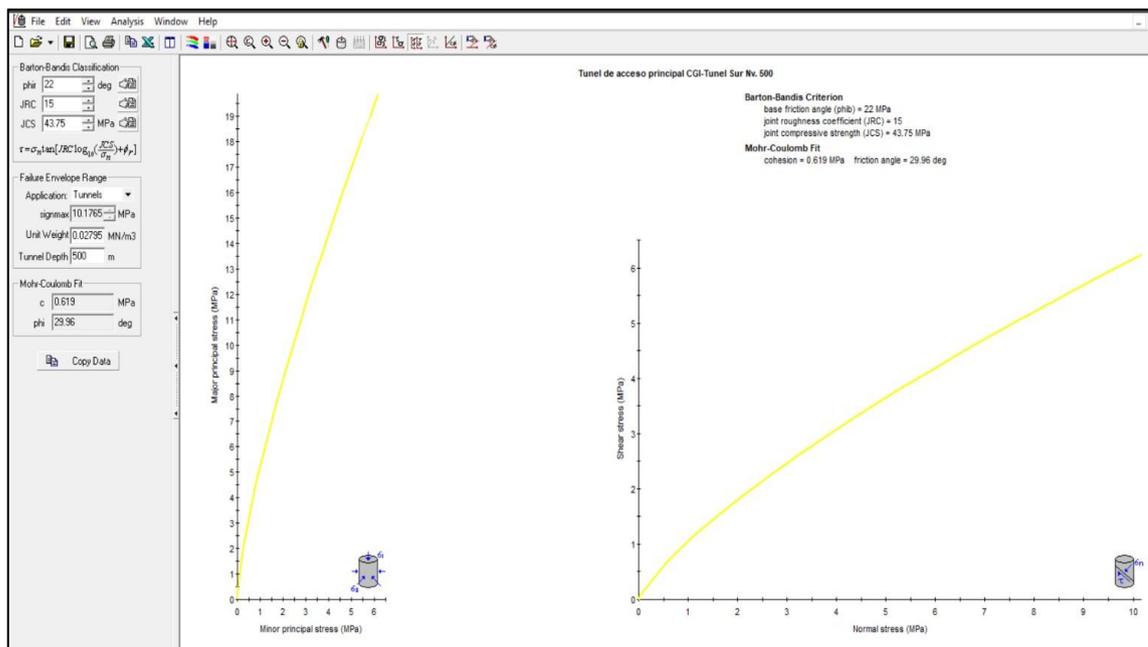


Figura 34. Envolvente del criterio de falla de Barton – Bandis en base a esfuerzos principales, normal y tangencial mediante el uso del software RocData

Fuente: El autor

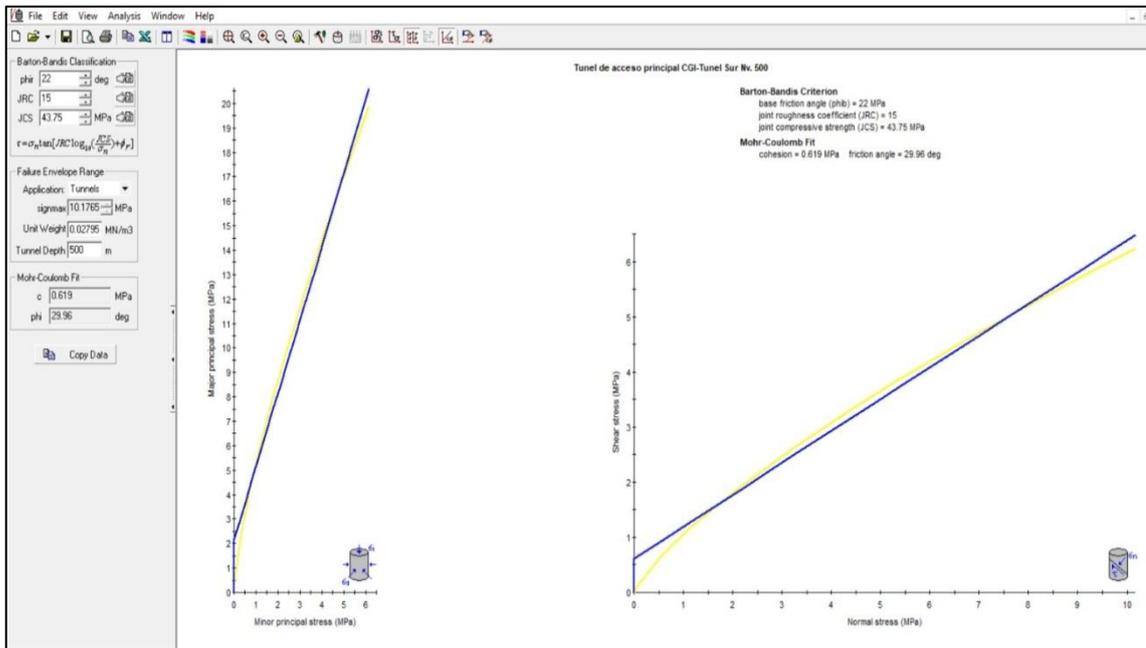


Figura 35. *Envolvente de Mohr Coulomb para los esfuerzos principales, normal y cortante del Criterio de Barton-Bandis, del Túnel Nv. 400*

Fuente: El autor

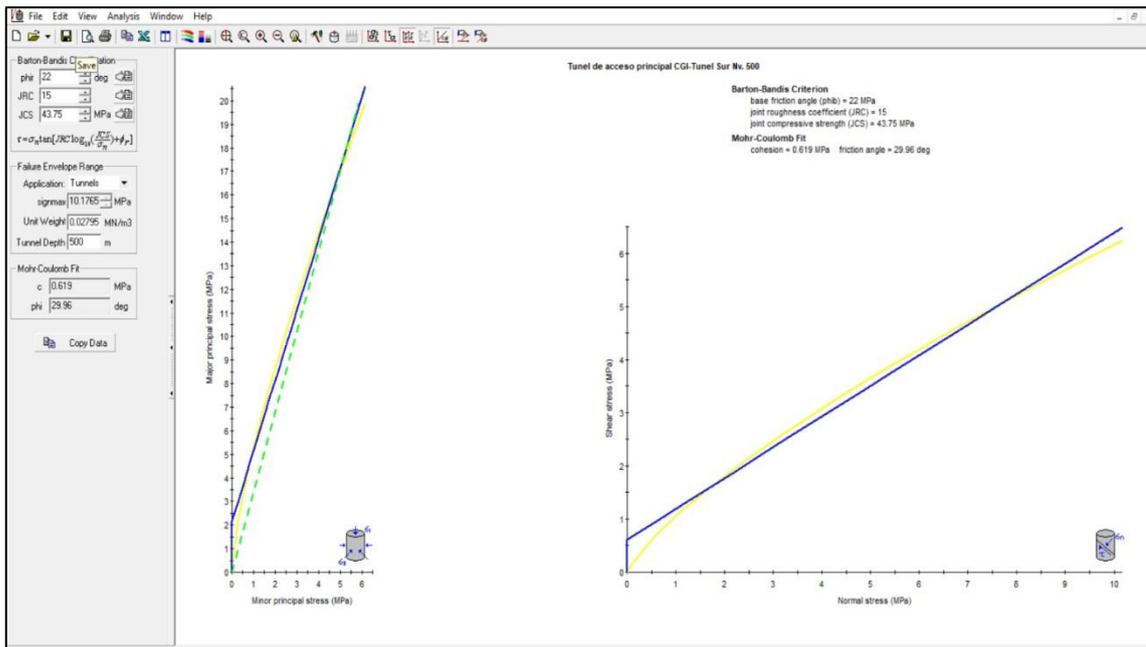


Figura 36. *Envolvente del criterio de falla de Barton – Bandis y línea de Mogi's mediante el uso del software RocData*

5.2. Caso 2: Túnel CGI Nv. 400

Para la estimación de las propiedades mecánicas y parámetros del macizo rocoso, mediante criterios de falla de la masa rocosa en el Túnel Nv. 400, se determinaron las

propiedades de la roca intacta a través de un ensayo triaxial realizado en laboratorio sobre una muestra de 5 cm de diámetro y 10 cm de largo, siendo los resultados los siguientes:

Tabla 15. Datos de ensayos triaxiales de laboratorio

ENSAYOS TRIAXIALES					
N°	Sigma 3(σ_3)	Sigma 1(σ_1)	N°	Sigma 3(σ_3)	Sigma 1(σ_1)
1	1	25.1663	11	11	62.8403
2	2	30.8566	12	12	63.179
3	3	35.041	13	13	68.6905
4	4	39.5449	14	14	70.1557
5	5	42.1045	15	15	73.8122
6	6	46.051	16	16	76.0938
7	7	48.7438	17	17	79.0544
8	8	53.1259	18	18	80.9217
9	9	55.4477	19	19	83.2997
10	10	59.3829	20	20	85.7659

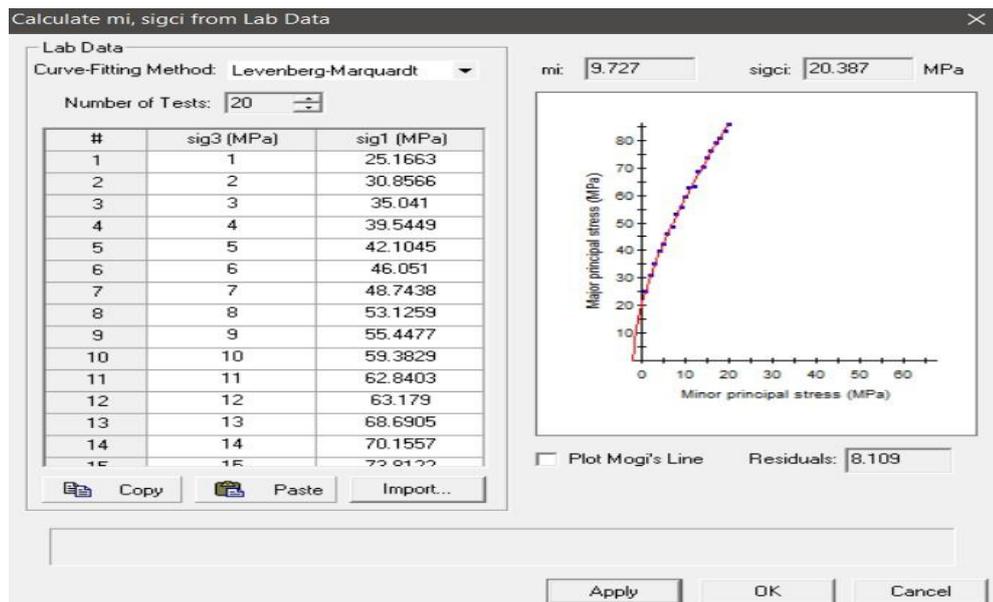


Figura 37. Calculo de m_i y σ_{ci} en el software RocData, mediante datos de ensayo triaxial

Una vez observados nuevamente los datos del Excel para no tener ningún problema al momento de introducir al software RocData 4.0

Esfuerzos principales

A través del RocData, se estimaron los parámetros inherentes para la aplicación del criterio de Hoek y Brown

The image shows a software interface for defining rock mass parameters. It is divided into three main sections:

- Hoek-Brown Classification:** Contains input fields for σ_{ci} (20.387 MPa), GSI (65), m_i (9.727), and D (0.5).
- Hoek-Brown Criterion:** This section is highlighted with a red box. It contains input fields for m_b (1.837), s (0.0094), and a (0.502). Below these fields is the mathematical formula for the criterion:
$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$
- Failure Envelope Range:** Contains a dropdown menu for Application (set to Tunnels), σ_{3max} (5.0967 MPa), Unit Weight (0.02893 MN/m³), and Tunnel Depth (400 m).

Figura 38. Parámetros del criterio de Hoek – Brown, para el Túnel Nv 400

Envolvente de Morh – Coulomb

Al igual que los esfuerzos, el programa proporciono los parámetros de c y ϕ como se detalla en la imagen, y producto de la relación entre la gráfica de esfuerzos de Hoek y Brown y el criterio de Mohr Coulomb las siguientes figuras.

The image shows a software interface for defining rock mass parameters. It is divided into two main sections:

- Mohr-Coulomb Fit:** This section is highlighted with a red box. It contains input fields for c (1.104 MPa) and ϕ (31.18 deg).
- Rock Mass Parameters:** Contains input fields for σ_{gt} (-0.1043 MPa), σ_{gc} (1.959 MPa), σ_{gcm} (3.918 MPa), and E_m (8030.41 MPa).

Figura 39. Parámetros de la envolvente de Mohr Coulomb para el Criterio de Hoek – Brown, túnel Nv 400

Módulo de deformación (Em)

Tal y como los parámetros anteriores, el módulo de deformación fue otro de los productos entregados por el RocData.

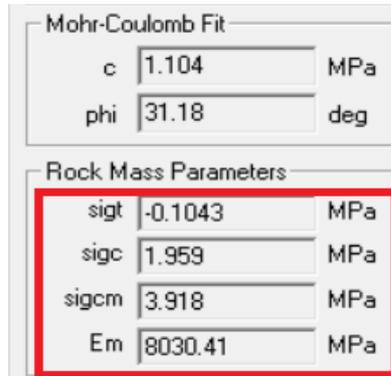


Figura 40. Parámetros de la masa rocosa, obtenidos del criterio de Hoek – Brown, Túnel Nv. 400

Línea Mogi

Finalmente, se evalúa la línea de Mogi en este criterio de Hoek – Brown donde se determinó el comportamiento de la rotura del macizo rocoso del túnel en estudio. por la línea segmentada color verde, que como se detalla, se ubica por debajo de la envolvente de tensiones principales (línea amarilla), indicando de esta manera que la rotura presentada por el macizo estudiado es una rotura frágil.

Uso del software RocData

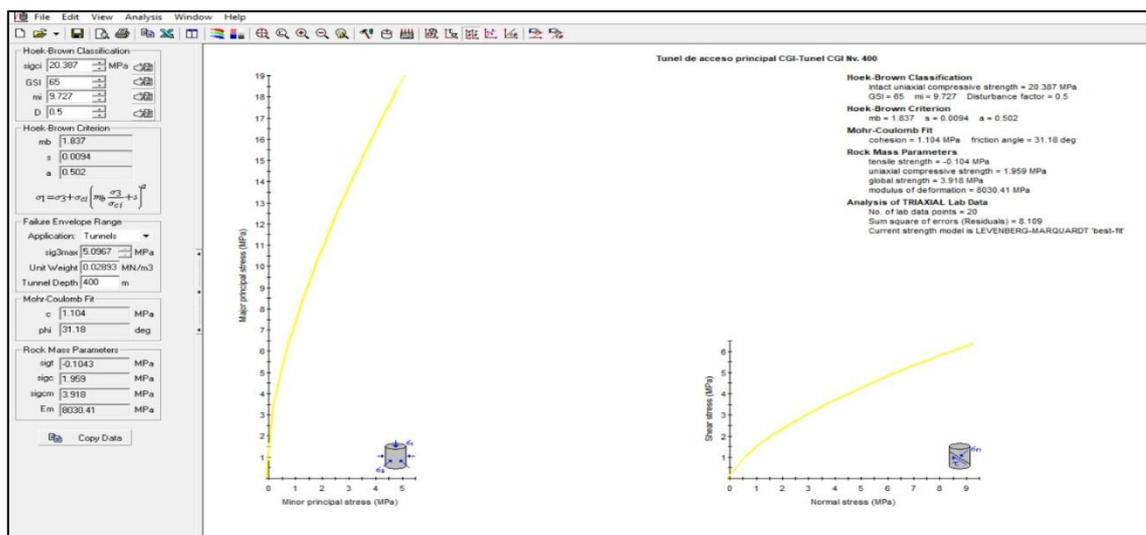


Figura 41. Envolvente del criterio generalizado de Hoek & Brown en base a esfuerzos principales, normales y tangenciales mediante el uso del software RocData

Fuente: El auto

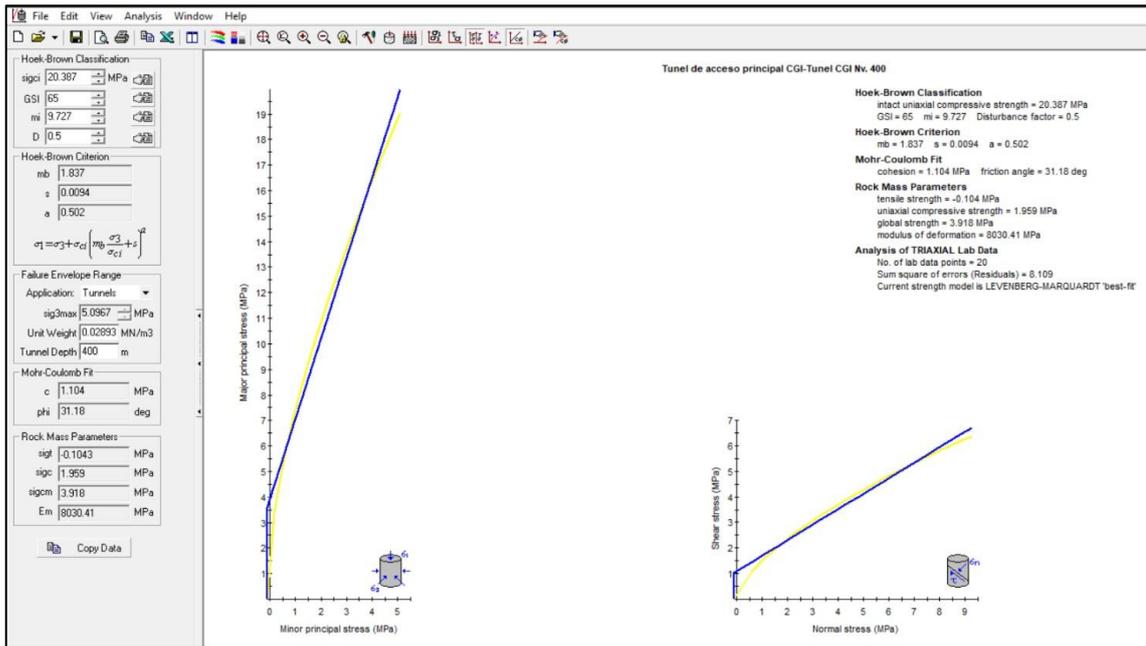


Figura 42. *Envolvente del criterio generalizado de Hoek & Brown y equivalente de Mohr – Coulomb en base a esfuerzos principales mediante el uso del software RocData.*

Fuente: el autor

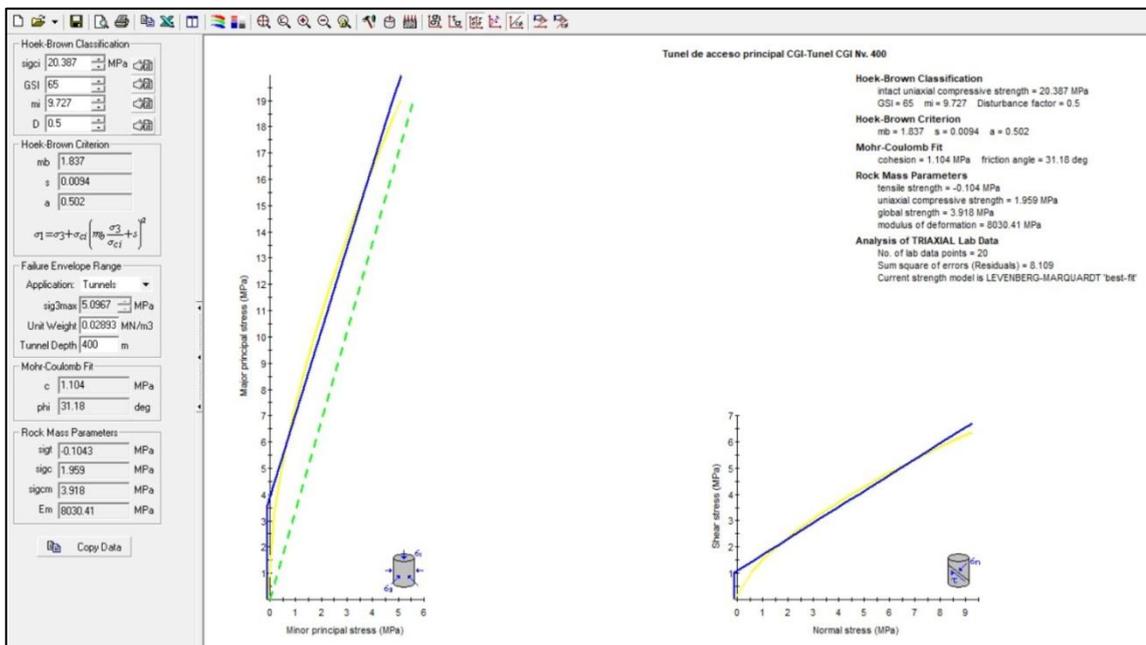


Figura 43. *Envolvente del criterio generalizado de Hoek & Brown y línea de Mogi's mediante el uso del software RocData*

Fuente: El autor

5.2.1. Criterio de Mohr de Coulomb

Luego de la estimación de los parámetros de entrada realizados en el capítulo anterior, se procedió a aplicar el criterio de Mohr Coulomb, por medio del RocData 4.0, obteniendo así la resistencia y la envolvente de los esfuerzos principales, que se muestran en los siguientes gráficos.

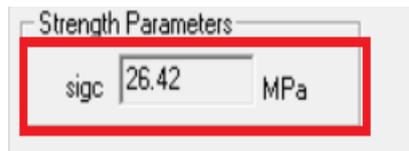


Figura 44. Parámetro obtenido del criterio de Mohr - Coulomb, para el Túnel CGI Nv. 400

Línea Mogi

Y finalmente en este criterio de Morh – Coulomb veremos el comportamiento de la línea Mogi, visualizando como se ubicó por debajo de la envolvente de los esfuerzos principales, indicando que el macizo rocoso presento una rotura frágil, comportamiento equivalente al criterio de Hoek – Brown evaluado anteriormente.

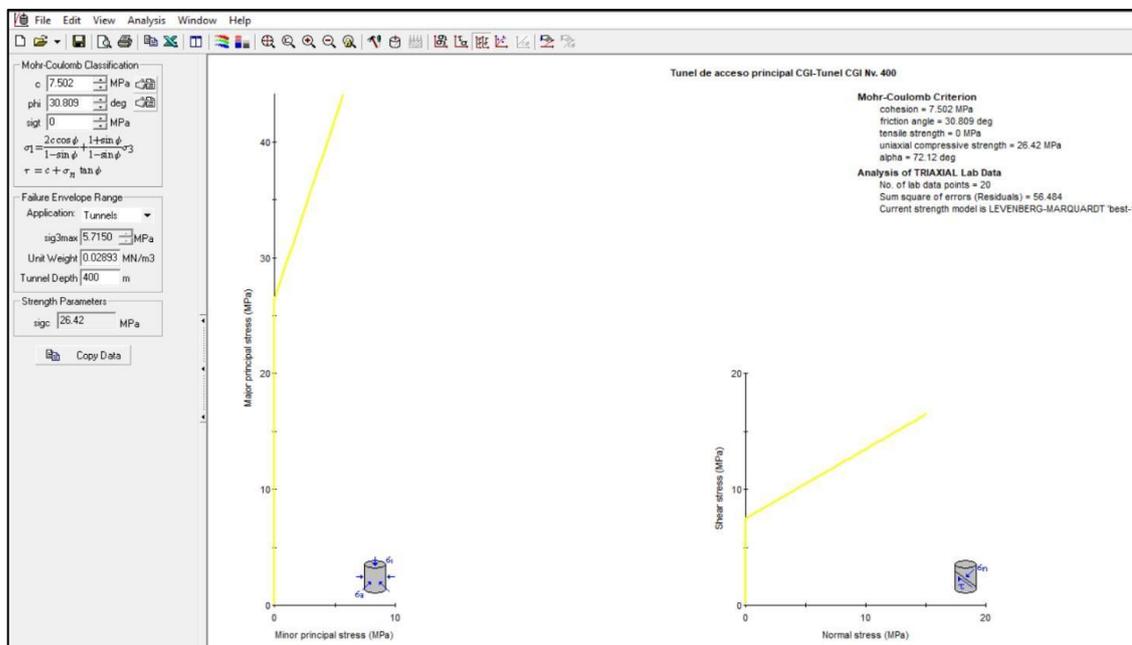


Figura 45. Envolvente del criterio de falla de Mohr – Coulomb en base a esfuerzos principales, normales y tangenciales mediante el uso del software RocData

Fuente: El auto

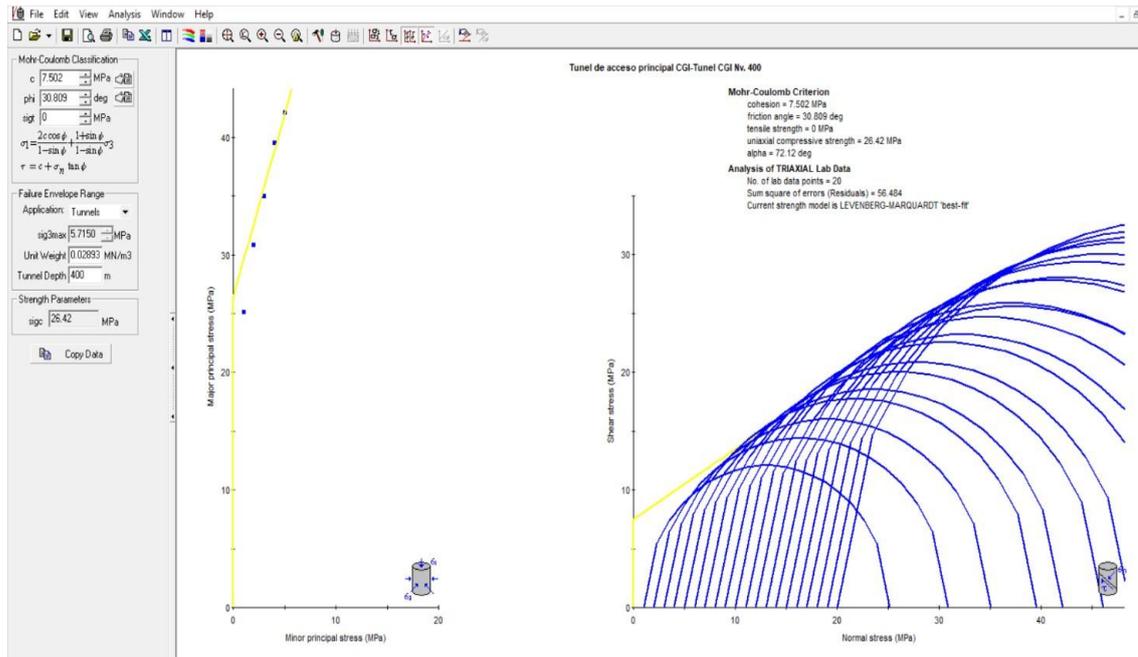


Figura 46. Círculos de Mohr

Fuente: el autor

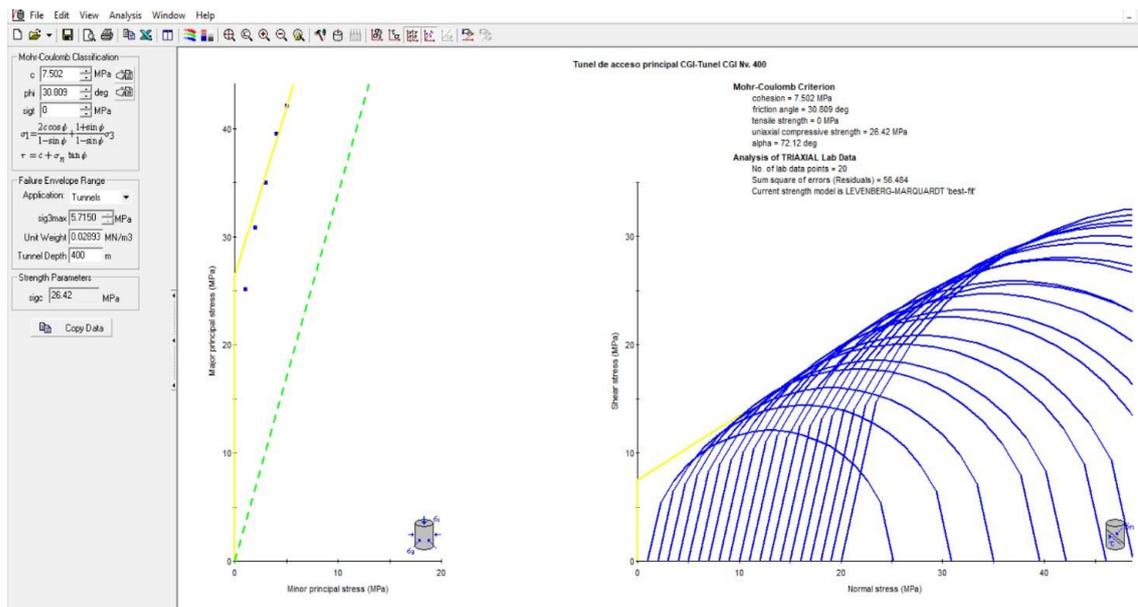


Figura 47. Envoltente del criterio de falla de Mohr – Coulomb y línea de Mogi's, el círculo de Morh mediante el uso del software RocData

Fuente: El autor

5.3. Análisis cinemático de estabilidad: labor subterránea

5.3.1. Análisis de los datos del mapeo estructural

Iniciamos el software DIPS y procedemos a crear un nuevo documento. Luego configuramos el formato de orientación en DIP/DIP DIRECTION.

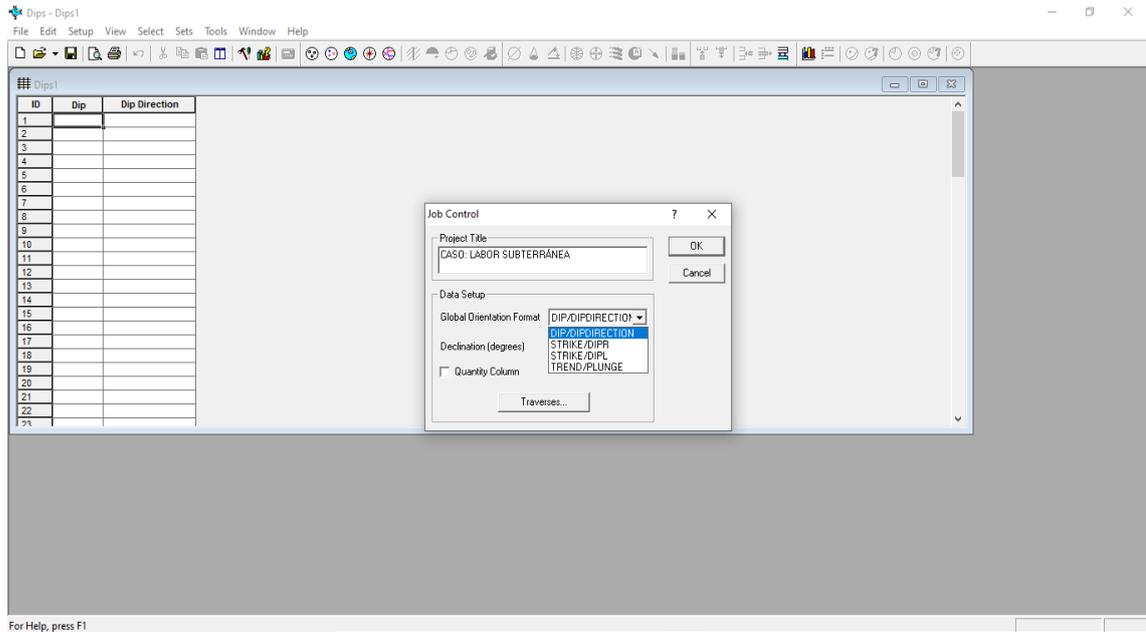


Figura 48. Configuración del formato de orientación.

Fuente. Propia. Software DIPS

De similar manera, configuramos la convención como PLANE VECTOR. Ya que, proyectaremos todas nuestras discontinuidades en planos.

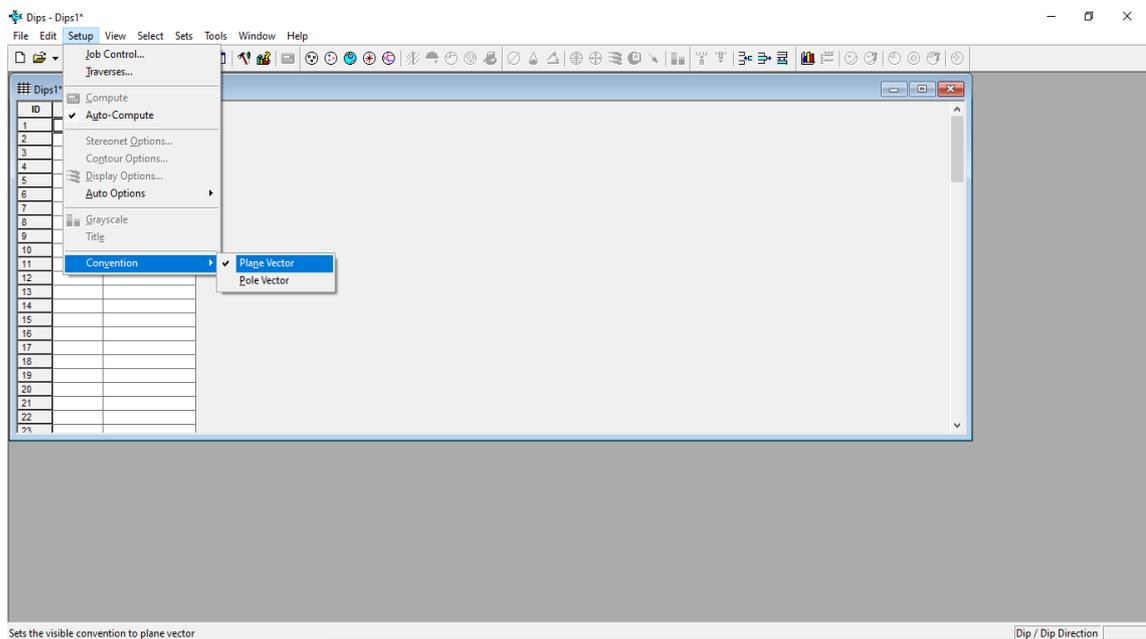


Figura 49. Configuración de la convención en Plane Vector.

Fuente. Propia. Software DIPS

En la hoja en blanco de nuestro programa DIPS insertaremos los datos del mapeo estructural del túnel para poder analizarlos.

ID	Dip	Dip Direction
1	76	11
2	81	15
3	79	282
4	58	275
5	77	5
6	87	44
7	88	28
8	85	214
9	67	225
10	85	38
11	81	232
12	79	225
13	70	230
14	82	184
15	76	201
16	78	181
17	62	5
18	66	198
19	82	216
20	80	54
21	82	223
22	53	214
23	77	294
24	57	282
25	77	192
26	57	246
27	52	324
28	55	315
29	77	350
30	41	80
31	62	294
32	52	321
33	83	224
34	78	8
35	50	27
36	74	282

Figura 50. Datos del mapeo estructural del túnel insertados en el DIPS.

Fuente. Propia. Software DIPS

Una vez que ya tenemos todos nuestros datos insertados en nuestro software, procedemos a generar los gráficos o diagramas.

Gráfica de polos (Pole Plot)

En este tipo de gráfica se muestran la ubicación de los 65 polos generados a partir de los datos de Dip/Dip Direction de nuestro mapeo.

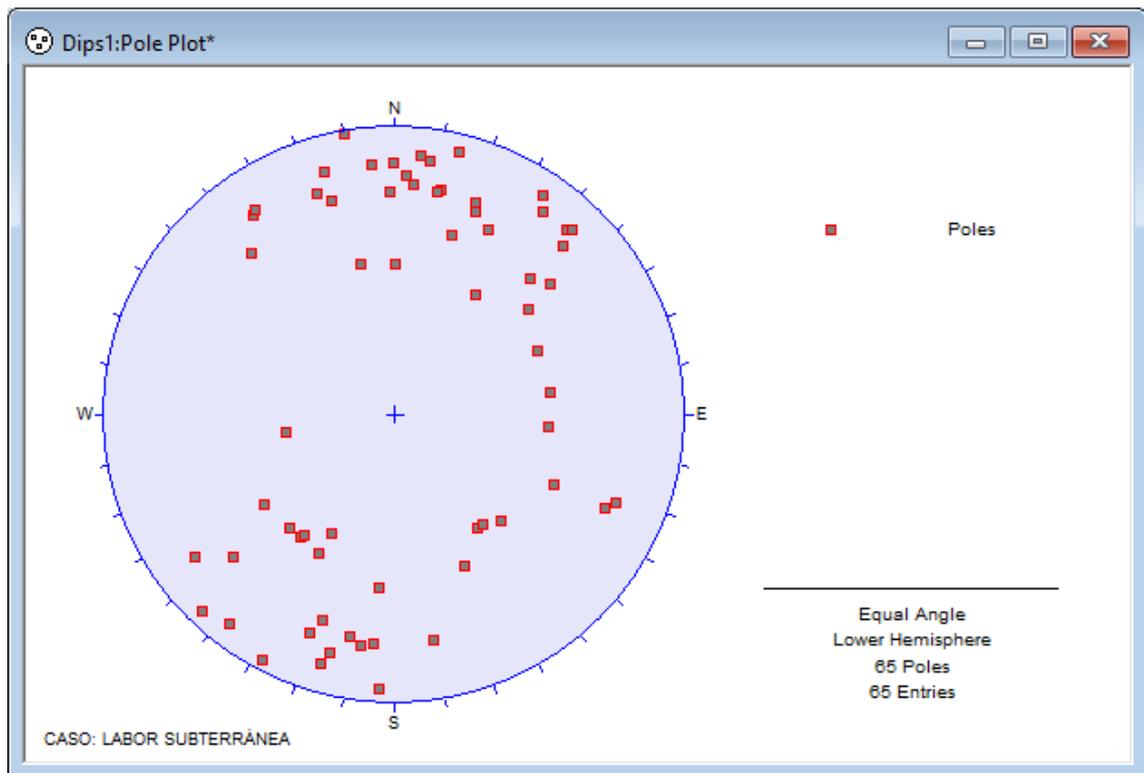


Figura 51. Gráfica de polos (*Pole Plot*) de los 65 datos del mapeo estructural del túnel.

Fuente. Propia. Software DIPS

Gráfica de dispersión (*Scatter Plot*)

En la gráfica de dispersión observamos que los polos se agrupan en pares, esto debido a que poseen la misma posición

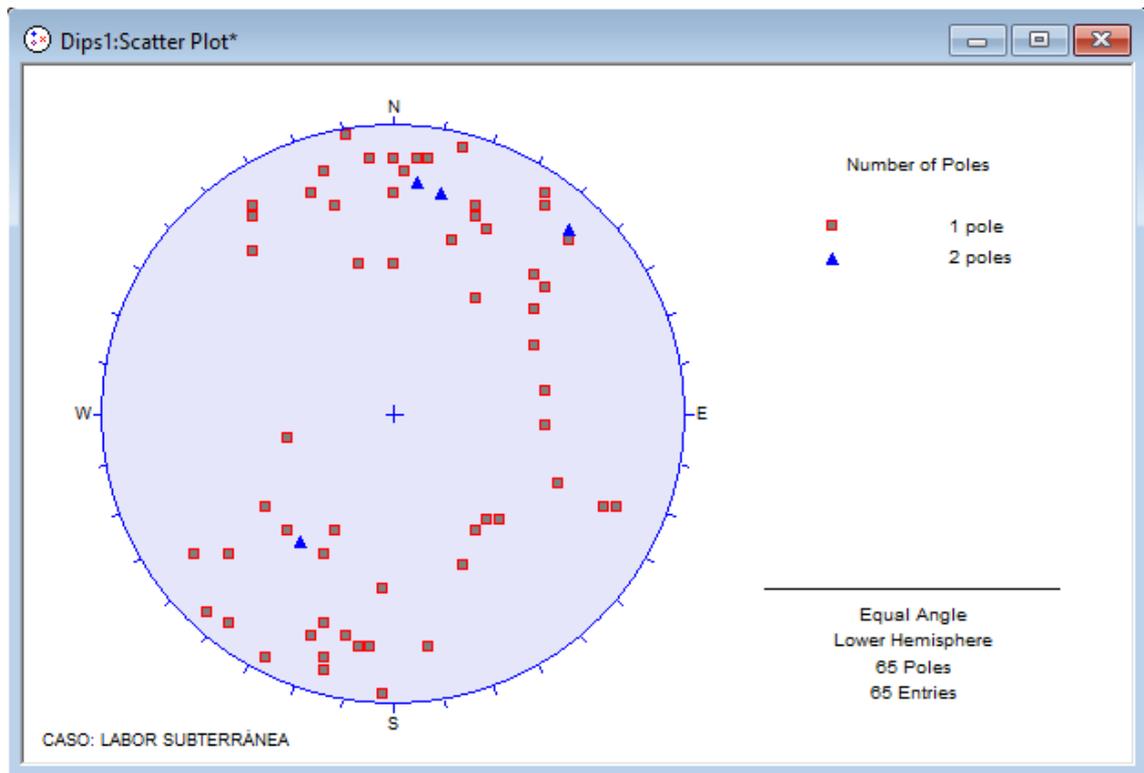


Figura 52. *Gráfica de dispersión (Scatter Plot) de los datos del mapeo estructural del túnel.*

Fuente. Propia. Software DIPS

Gráfica de contorno (Contour Plot)

En la gráfica de contorno podemos apreciar las familias de discontinuidades que se forman. De las cuales seleccionaremos las principales para nuestro análisis, siendo 3 familias principales.

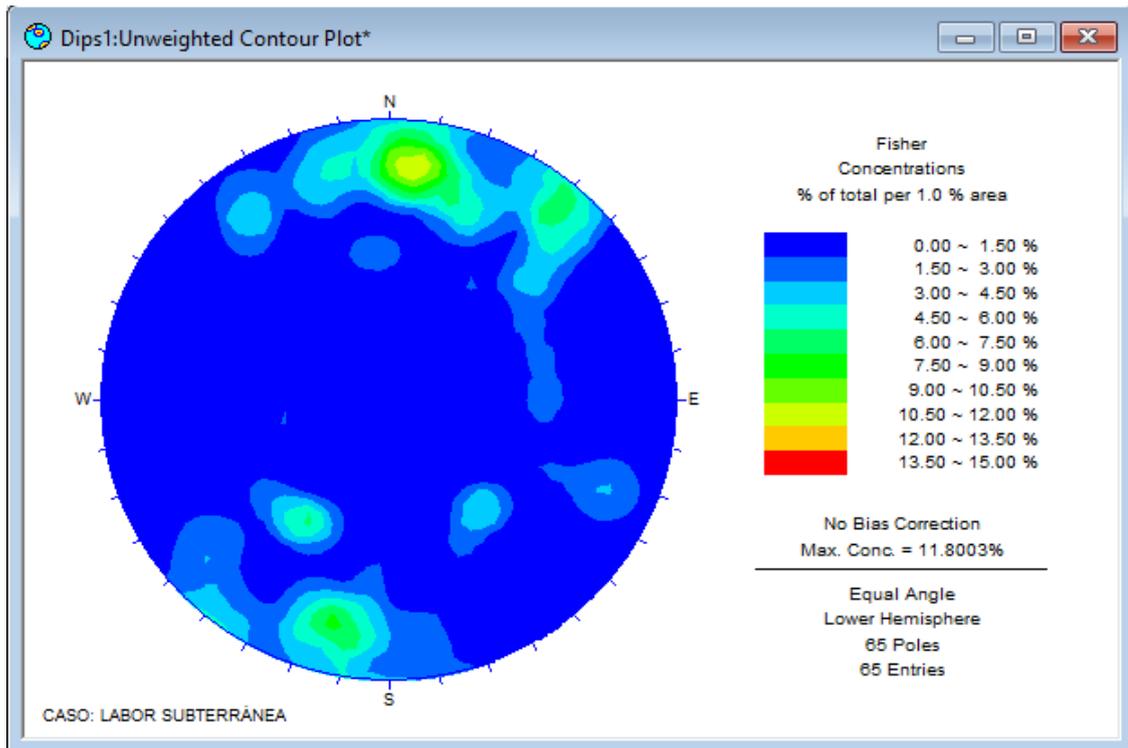


Figura 53. Gráfica de contorno (Contour Plot) de los datos del mapeo estructural del túnel.

Fuente. Propia. Software DIPS

Usando la herramienta “Add Set Window”, identificamos las principales familias de discontinuidades.

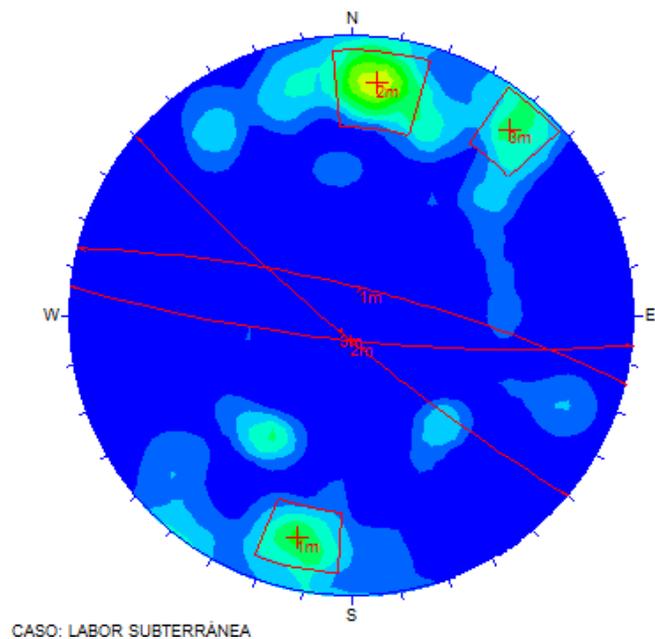


Figura 54. Gráfica de contorno y las principales familias de discontinuidades.

Fuente. Propia. Software DIPS

Gráfica de rosetas (rosette plot)

La gráfica de Roseta realiza un análisis estadístico sobre a donde están orientadas las principales discontinuidades o estructuras que se han mapeado.

Por conocimientos de Mecánica de Rocas, sabemos que, si debemos hacer una excavación subterránea, por ejemplo, un túnel, el eje de esta excavación debe de orientarse lo más perpendicular posible a la orientación del sistema principal. En caso, el eje no sea perpendicular a la orientación del sistema principal, existiría una gran probabilidad de caída. Por lo que, se requeriría cambiar el rumbo de nuestra excavación o en caso contrario, aumentar la cantidad de sostenimiento.

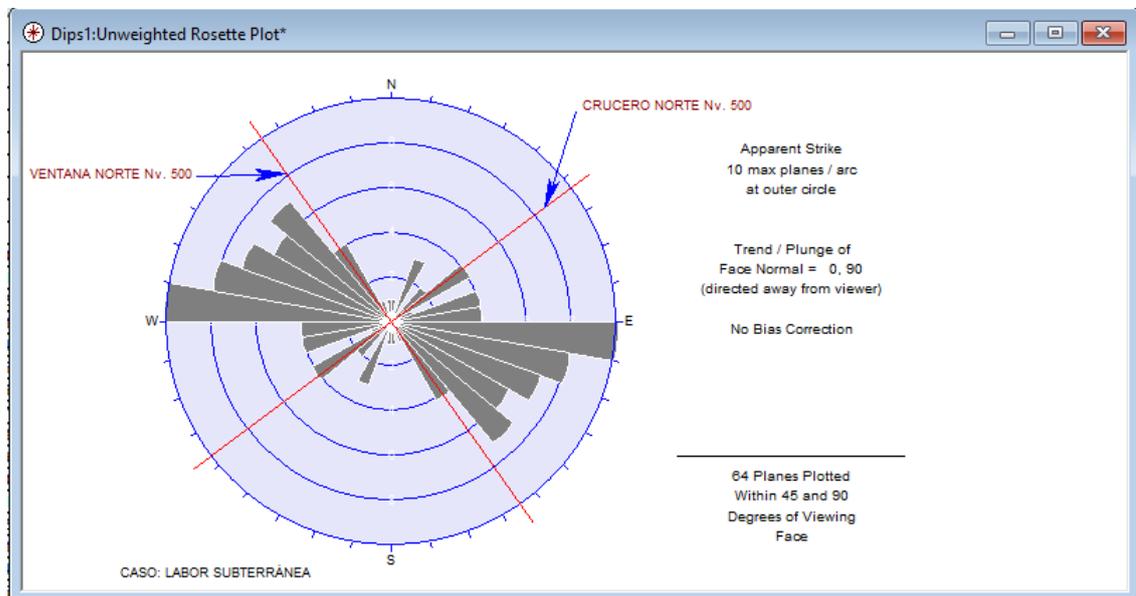


Figura 55. Gráfica de rosetas y los ejes del crucero y ventana.

Fuente. Propia. Software DIPS

Como podemos observar en la figura, vemos que la orientación de nuestras labores subterráneas (crucero y ventana) no son perpendiculares al sistema principal de discontinuidades. Por lo que se concluye que dichas labores, en caso no cambien de rumbo, necesitarán que se les aplique una mayor cantidad de sostenimiento.

Gráfica de planos principales (mejor planes plot)

Una vez identificadas las familias de discontinuidades, y al generar la gráfica de planos principales, podemos obtener el buzamiento y dirección de buzamiento de dichas familias:

Tabla 16. Dip y Dip Direction de las principales familias de discontinuidades

Familia	Buzamiento (Dip)	Dirección de buzamiento (Dip Direction)
1	78°	14°
2	80°	186°
3	82°	220°

Fuente. Elaboración Propia

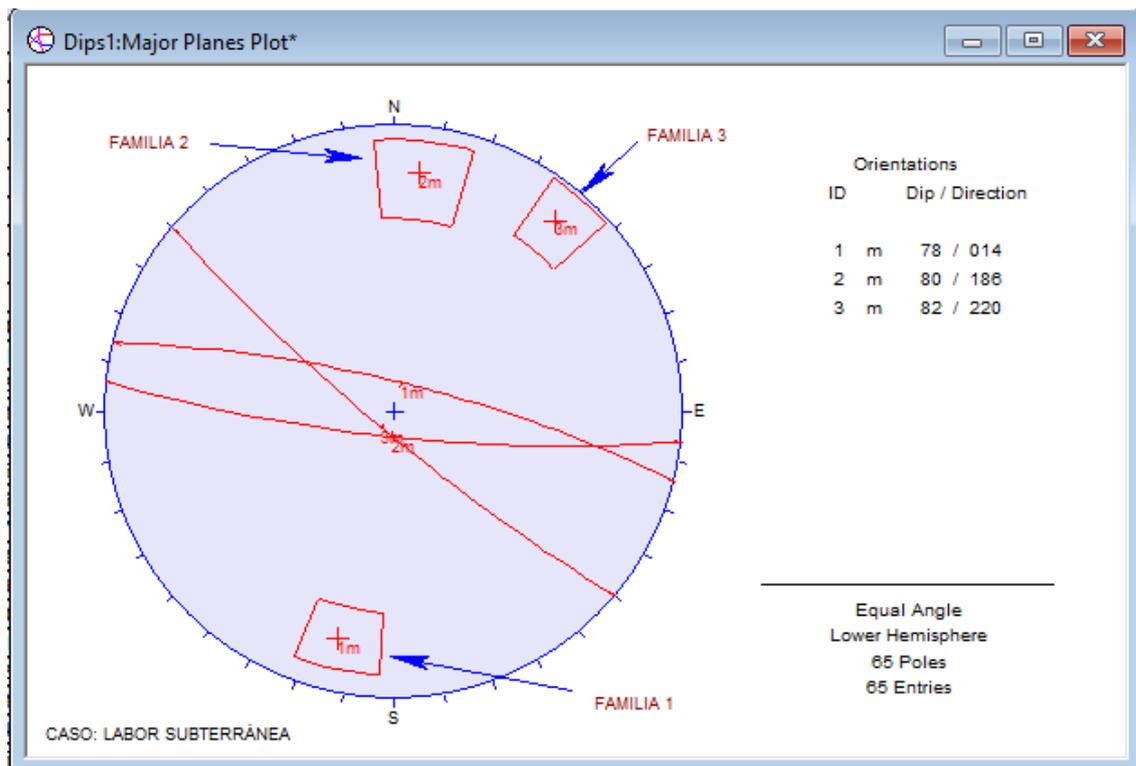


Figura 56. Gráfica de planos principales y familia de discontinuidades principales.

Fuente. Propia. Software DIPS

5.4. Análisis cinemático de estabilidad de cuña

En la gráfica de planos principales podemos observar que la intersección de trazas de las 3 principales familias de discontinuidades genera una cuña (parte sombreada de color morado). Esta cuña puede ubicarse en la corona o techo de nuestra labor y su caída puede ser generada por gravedad, o puede ubicarse en los hastiales y su caída puede ser generada por deslizamiento o fricción en uno o dos de los planos de discontinuidad. Dicha ubicación la tendremos con mayor certeza al dibujar nuestro cono de fricción.

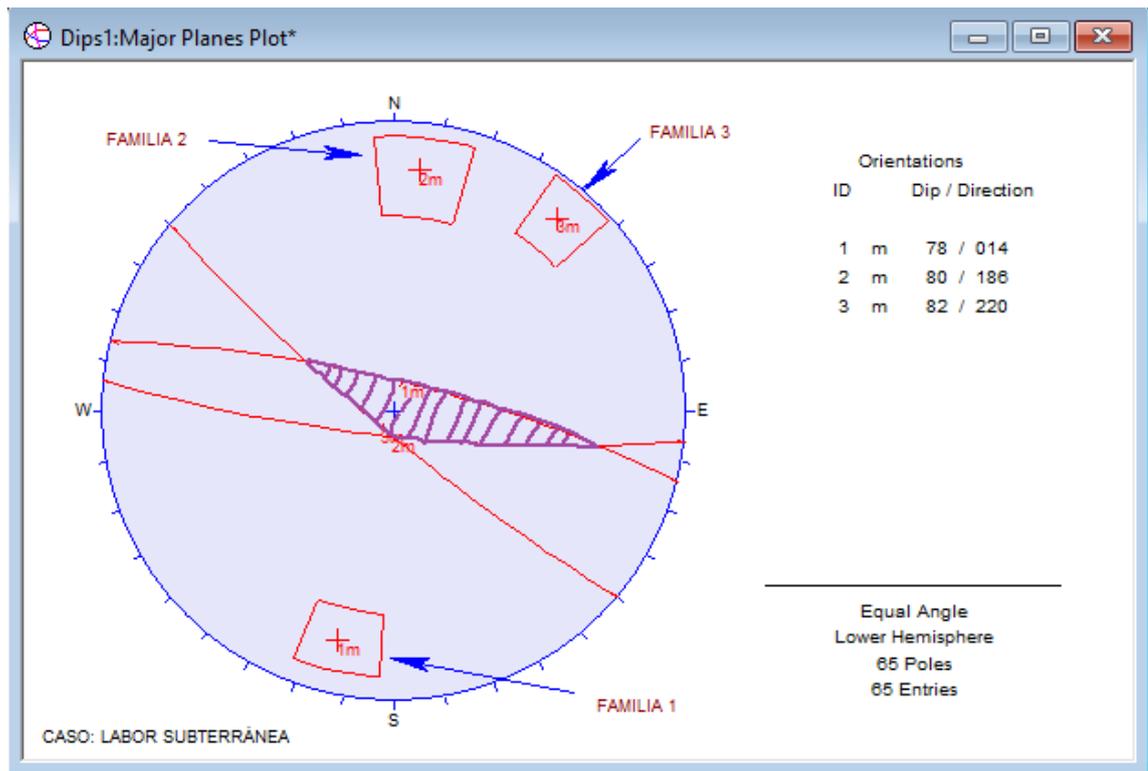


Figura 57. *Cuña formada por la intersección de las trazas de los planos.*

Fuente. Propia. Software DIPS

La siguiente gráfica que se muestra incluye el cono de fricción, con esto nosotros analizamos la ubicación de la cuña. Y concluimos lo siguiente:

Como la cuña encierra al centro de la proyección estereográfica, decimos que la cuña se ubica en la corona o techo de nuestra labor. Por lo que, ésta cae por gravedad hacia la ventana norte Nv. 500.

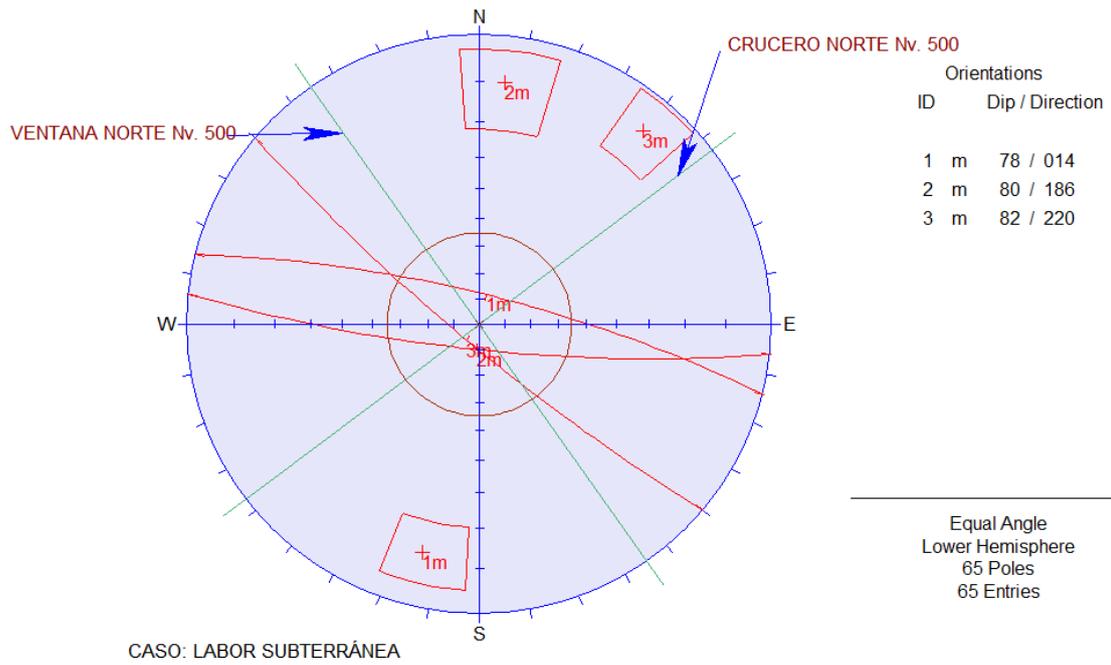


Figura 58. Análisis Cinemático de estabilidad de la cuña.

Fuente. Propia. Software DIPS

CONCLUSIONES

Se estimó las propiedades mecánicas y parámetros del macizo rocoso del proyecto Túnel Sur Nv. 500 y Túnel Nv. 400 de la Empresa Minera Los Morochucos San Pedro de Coris., mediante cálculos con fórmulas y con su comprobación en el software RocData, llegando a los mismos resultados en ambos casos.

De acuerdo al análisis realizado a la Línea de Moggi's se llegó a determinar que esta se encuentra bajo las envolventes, lo cual indica que en la falla se producirá una rotura frágil, es decir que la roca experimentará un colapso repentino (sin deformación apreciable conforme aumentan los esfuerzos).

El esfuerzo a la compresión uniaxial de la masa rocosa del primer caso con respecto al segundo es más alto, lo cual indica que se tendrá una mayor estabilidad en el Túnel SUR Nv. 500.

En cuanto a las labores subterráneas, se logró saber la presencia de una cuña y su posible riesgo de caída. Asimismo, analizando la gráfica de rosetas, se concluye que el crucero y ventana necesitarán una mayor cantidad de sostenimiento, debido a que sus ejes no son completamente perpendiculares al sistema principal de discontinuidades.

RECOMENDACIONES

Una posible recomendación sería aplicar sostenimiento o refuerzos a las excavaciones en donde hay posibilidad de falla de algún tipo.

El uso de las proyecciones estereográficas para el análisis cinemático de estabilidad es muy importante, puesto que, los resultados generaran una optimización económica en el desarrollo de la obra.

Implementar y organizar el área de geomecánica en la empresa minera Los Morochucos San Pedro de Coris.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Armas, J. (2004). Cartografía geológica estructural del Valle de Huizachal, como base para el análisis de estabilidad de taludes de la carretera Rumbo Nuevo, Tamps. México
- Babín, R. & Gómez, D. (2010). Reduca (Geología). Problemas de Geología estructural. Universidad Complutense de Madrid
- Becerra, A. (2017). Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal, pertenecientes a la concesión minera Fiu-151, municipio de Gameza, Boyacá. Repositorio Institucional UPTC. Obtenido de:
<https://repositorio.uptc.edu.co/handle/001/2236>
- Cáceres, M. (2017). Evaluación geomecánica del macizo rocoso para sostenimiento de las labores de explotación en mina San Cristóbal – Compañía Minera Volcán S.A.A”. Repositorio Institucional Universidad San Luis Gonzaga de Ica, Tesis de licenciatura, Ica.
- Cayllahua, G. R. (2013). Manejo del Software DIPS. Lima: Centro Geomecanico Internacional.
- Chapa, R. (2016). Análisis de estabilidad de taludes mediante la revisión cinemática del macizo rocoso en la zona oriente de Monterrey. México.
- Cruzado, P. (2017). Evaluación geomecánica del Túnel De La Central. Repositorio Institucional Universidad Nacional de Cajamarca, Tesis para optar el título de Ingeniero Geólogo, Cajamarca.
- Gonzales, A. (2014). Metodología de la investigación. Lima.
- Gonzales, A. (2018). Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotécnica, en el sector Lucarqui, Loja – Ecuador. Repositorio Institucional - Universidad Técnica Particular de Loja, Tesis de licenciatura para optar el título de ingeniero de minas, Loja. Obtenido de:
<http://dspace.utpl.edu.ec/xmlui/bitstream/handle/20.500.11962/21959/Gonzalez%20Maldonado%20Ana%20Gabriela.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Gonzales, L. (2002). Ingeniería Geológica. Hoek, & Brown. (1980). Criterios de Rotura.
- Goodman, R. & Bray, J. (1976). Toppling of rock slopes. In: Rock engineering for foundations and slopes; proceedings of a specialty conference, Am. Soc. Civ. Eng. New York. Vol. 2

- Griem, W. (2017). Apuntes geología estructural: Proyección Estereográfica. Geología Estructural Virtual. <https://www.geovirtual2.cl/Geoestructural/prak02.htm>
- Hernández, P. (1998). Excavaciones subterráneas en roca: Mecanismos de falla con control estructural. Sociedad Colombiana de Geotecnia.
- Hoek, E. & Bray, J. (1981). Rock slope engineering. 3rd edition. The Institution of Mining and Metallurgy. London.
- Hurtado, J. (2010). Metodología de la Investigación. Caracas: Quirón.
- Mamani. (2018). Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espíritu S. M.A. Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano.
- Oyanguren & Alejano (2004). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes. Madrid.
- Quispe, K. (2018). Evaluación geomecánica para la elección del tipo de sostenimiento en el túnel Yauricocha del N.V.720, Sociedad Minera Corona S.A. Repositorio Institucional Universidad Continental, Tesis de Licenciatura - universidad Continental, Huancayo. Obtenido de:
https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/4685/1/IV_FIN_110_TE_Quispe_Matos_2018.pdf
- Read, & Stacey. (2009). Directrices para el Diseño de Talud a Cielo Abierto. Suarez, L. (2016). Descripción del macizo rocoso (Segunda Edición ed.).
- Tomás, Ferreiro, Sentana & Díaz (2002). Aplicaciones de la proyección estereográfica en la Ingeniería Geológica. XIV Congreso de Ingeniería Gráfica. España.
- Turner, A. & Schuster, R. (1996). Landslides: Investigation and Mitigation, Special Report 247. Transport research board, National Research Council.