

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO APLICANDO EL MÉTODO
GRAFICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA
VETA THALIA NIVELES 4265 Y 4300 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN
POR TALADROS LARGOS UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021.**

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

**PRESENTADO POR:
ARCE LLACTAHUAMAN, MOISES ABRAHAM**

**ASESOR:
CCATAMAYO BARRIOS, JOHNNY HENRRY**

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° 062-2021-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 715-2021-FIMGC-D**, siendo los diez 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. Víctor Félix FLORES MORENO**, delegado por el señor Decano FIMGC, Jurado el **Ing. Amílcar TACURI GAMBOA**, Jurado – Asesor el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS** y Secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada **“DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO APLICANDO EL MÉTODO GRAFICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA THALIA NIVELES 4265 Y 4300 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021”**, presentado por el señor, **Moisés Abraham ARCE 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. Ing. Víctor F. Flores Moreno

Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO
Presidente

Firmado digitalmente
por Ing. Amílcar Tacuri
Gamboa
Fecha: 2021.12.13
21:12:09 -05'00'

Ing. Amílcar TACURI GAMBOA
Jurado

Firmado digitalmente
por CCATAMAYO
BARRIOS JOHNNY
HENRRY
Fecha: 2021.12.13
21:50:50 -05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado - Asesor

Firmado digitalmente
por LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

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

A mis queridos docentes de la UNSCH quienes me brindaron los conocimientos y criterios necesarios para formar equipo, en la industria minera.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la UNSCH por haberme transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

ÍNDICE

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

CAPÍTULO I

GENERALIDADES	3
1.1. Descripción de la realidad problemática.....	3
1.2. Formulación del problema.....	3
1.2.1. Problema general.....	3
1.2.2. Problemas secundarios.....	3
1.3. Objetivos.....	4
1.3.1. Objetivo general.....	4
1.3.2. Objetivos específicos	4
1.4. Justificación.	4
1.5. Importancia	5
1.6. Hipótesis.....	5
1.6.1. Hipótesis general	5
1.6.2. Hipótesis específica	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. Ubicación	7
2.2. Clima y vegetación.....	8
2.3. Geología	8
2.3.1. Geología del yacimiento.....	8
2.4. Antecedentes de la Investigación.....	13
2.5. Bases teóricas	16
2.5.1. Geomecánica.....	16

2.5.2. Caracterización geológica.....	17
2.5.3. Macizo rocoso.....	19
2.5.4. Sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos.....	19
2.5.5. Rock Mass Rating (RMR)	20
2.5.6. Criterio Q de Barton	25
2.5.7. Criterio de GSI	32
2.5.8. Método grafico de estabilidad	34
2.6. Definiciones conceptuales	34
2.6.1. Mecánica de rocas.....	34
2.6.2. Caracterización geomecánica de macizos rocosos.....	34
2.6.3. Factores que influyen en las condiciones de estabilidad.....	35
2.6.4. Clasificaciones geomecánicas	35
2.6.5. Caída de rocas	35
2.6.6. Minería.....	36
2.6.7. Nivel.....	36
2.6.8. Tajo.....	36
2.6.9. Echadero	36
2.6.10. Esfuerzo normal (σ)	36
2.6.11. Compresión	36
2.6.12. Distensión.....	36
2.6.13. Esfuerzo	36

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	37
3.1. Metodología de Investigación.....	37
3.1.1. Tipo.....	37
3.1.2. Alcance.....	37
3.1.3. Nivel de Investigación	37
3.1.4. Diseño	38
3.1.5. Población.....	39
3.1.6. Muestra.....	39
3.1.7. Muestreo.....	39
3.2. Metodología.....	39
3.2.1. Recopilación de información y planeación del trabajo de campo	40
3.2.2. Fase de campo	40
3.2.3. Fase posterior al trabajo de campo.....	40
3.2.4. Unidad de análisis.....	40

3.3. Recursos.....	40
3.3.1. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	40
3.3.2. Técnicas de procesamiento y análisis de datos.....	47
CAPÍTULO IV	
RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL.....	48
4.1. Investigaciones geomecánicas básicas	48
4.1.1. Procedimiento para el cálculo por el método grafico de estabilidad	49
4.1.2. Clasificaciones geomecánicas	49
4.1.3. Distribución de discontinuidades.....	52
4.1.4. Clasificación de la masa rocosa en labores permanentes.....	52
4.2. Prueba de Hipótesis.....	52
CAPÍTULO V	
ANÁLISIS Y RESULTADOS.....	56
5.1. Resumen del cálculo por el método grafico de estabilidad.....	56
5.2. Aspectos estructurales.....	57
5.3. Cálculo del método grafico de estabilidad.....	63
5.4. Procedimiento del cálculo	64
5.5. Cálculo del método grafico de estabilidad para el tramo 1	66
5.6. Simulaciones con elementos finitos (phases_2).....	75
CONCLUSIONES	82
RECOMENDACIONES	83
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	84

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Identificación de variables dependientes e independientes	6
Tabla 2. Parámetros RMR.....	21
Tabla 3. Resumen de puntaje del RMR.....	24
Tabla 4. Clases de Macizo Rocoso por RMR y Tipo de sostenimiento (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016)	25
Tabla 5. Parámetros de Q	26
Tabla 6. Puntaje RQD para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).....	26
Tabla 7. Puntaje Jn para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).....	26
Tabla 8. Puntaje Jr para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).....	27
Tabla 9. Puntaje Ja para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).....	28
Tabla 10. Puntaje Jw para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).....	29
Tabla 11. Puntaje SRF para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).....	29
Tabla 12. Valores de ESR según tipo de excavación (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).....	31
Tabla 13. Sistema RMR '89 de Bieniawski	50
Tabla 14. Índice GSI	51
Tabla 15. Prueba de normalidad de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades	53
Tabla 16. Estadísticas de Prueba.....	55
Tabla 17. Prueba de Hipotesis.....	55
Tabla 18. Tramo 1, Longitud de minado recomendado es de 24m (Influencia de la caja piso).....	56
Tabla 19. Tramo 2, Longitud de minado recomendado es de 21m (Influencia de la veta)	56
Tabla 20. Tramo 3, Longitud de minado recomendado es de 24m (Influencia de la caja piso).....	56
Tabla 21. Tramo 4, Longitud de minado recomendado es de 16m (Influencia de la caja piso).....	57

Tabla 22.	Propuesta de Longitud de minado (Influencia de la caja piso).....	57
Tabla 23.	Clasificaciones geomecánicas indicando el tipo de roca	58
Tabla 24.	Cálculo de Q' en el tramo 1	66
Tabla 25.	Cálculo de Q' para la CT, Veta y CP	66
Tabla 26.	Cálculo de B.....	67
Tabla 27.	Cálculo de C, de la sección S-1.....	67
Tabla 28.	Cálculo de C, de la sección S-1.....	67
Tabla 29.	Resultados del dimensionamiento de tajeo para el tramo 1.....	68
Tabla 30.	Cálculo de Q' en el tramo 2.....	69
Tabla 31.	Cálculo de A.....	69
Tabla 32.	Cálculo de B.....	69
Tabla 33.	Cálculo de C.....	69
Tabla 34.	Cálculo de N, tramo 2.....	70
Tabla 35.	Resultados del dimensionamiento del tramo 2	71
Tabla 36.	Cálculo de Q'	71
Tabla 37.	Cálculo de A'	71
Tabla 38.	Cálculo de B.....	71
Tabla 39.	Cálculo de C.....	72
Tabla 40.	Cálculo de N.....	72
Tabla 41.	Cálculo de N' y longitud estable para el tramo 3	73
Tabla 42.	Cálculo de Q'	73
Tabla 43.	Cálculo de A'	73
Tabla 44.	Cálculo de B.....	74
Tabla 45.	Cálculo de C.....	74
Tabla 46.	Cálculo de N.....	74
Tabla 47.	Cálculo de N' y longitud estable, para el tramo 4	75
Tabla 48.	Tramo 2.....	80
Tabla 49.	Tramo 4.....	80
Tabla 50.	Tramo 3.....	80
Tabla 51.	Tramo 1.....	80

ÍNDICE DE FIGURAS

		Pág.
Figura 1.	Ubicación de la mina.....	7
Figura 2.	Plano Geología regional.....	9
Figura 3.	Plano Geología local.....	11
Figura 4.	Plano Geología estructural.....	13
Figura 5.	Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades	18
Figura 6.	Vista isométrica del plano mostrando dirección de buzamiento y buzamiento de una discontinuidad.....	18
Figura 7.	Ciclo de la Roca.....	19
Figura 8.	Ábaco para hallar la resistencia a la compresión uniaxial a partir del Martillo de Schmidt.....	21
Figura 9.	Criterios RMR de Bieniawski 1989 (Tomado de Celada y otros, 2014).....	22
Figura 10.	Puntaje por Resistencia a la compresión uniaxial (Tomado de Bieniawski, 1989).....	22
Figura 11.	Puntaje por RQD (Tomado de Bieniawski, 1989).....	23
Figura 12.	Puntaje por espaciamiento de las discontinuidades (Tomado de Bieniawski, 1989).....	23
Figura 13.	Ajuste RMR según orientación de las discontinuidades principales (Tomado de Celada y otros, 2014).....	24
Figura 14.	Tipo de sostenimiento según valor de De, ESR y cálculo de Q de Barton.....	32
Figura 15.	GSI y tipo de sostenimiento (tomado de Rodríguez, 2020)	33
Figura 16.	Diseño de Investigación	38
Figura 17.	Proyecto Veta Thalia.....	48
Figura 18.	Proyeccion estereografica tramo 1.....	61
Figura 19.	Proyeccion estereografica tramo 2.....	61
Figura 20.	Proyección estereográfica tramo 3.....	62
Figura 21.	Proyección estereográfica tramo 4.....	62
Figura 22.	Proyecto Veta Thalia.....	63
Figura 23.	Radio hidráulico	66
Figura 24.	Gráfico de estabilidad modificado (N´)	68
Figura 25.	Gráfico de estabilidad modificado (N´)	70
Figura 26.	Gráfico de estabilidad modificado (N´)	72

Figura 27.	Gráfico de estabilidad modificado (N´)	75
Figura 28.	Tramo 1 – ST 410, Apertura de niveles principales de explotación propuesto.....	76
Figura 29.	Tramo 2, ST – 490, Apertura de niveles principales propuesto	77
Figura 30.	Tramo 3, ST – 540, Apertura de niveles principales propuesto	78
Figura 31.	Longitud del cable BOLT.....	79
Figura 32.	Tramo 4, ST – 610, Apertura de subniveles principales propuesto.....	81

RESUMEN

La presente investigación, titulada “ESTUDIO GEOMECANICO PARA EL DIMENSIONAMIENTO DE LA VETA THALIA CON EL METODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021”, surge por la necesidad de incrementar la producción de minerales extraídos de la veta, en este objetivo se requiere demostrar también que con el método utilizado para la extracción que es el método por taladros largos nos permite tener un Factor de seguridad que asegure la estabilidad final de la veta.

Es así que en su ejecución se realiza la evaluación geomecánica con el fin de encontrar las diferentes alternativas que permitan utilizar el método de explotación de taladros largos de tal manera que aseguremos la estabilidad de las labores, mediante mapeo geomecánico realizado y los ensayos de laboratorio proporcionado por la empresa; se utilizó métodos para simular la estabilidad de las labores, por ello se aplicó diferentes métodos; como “el método gráfico de estabilidad, utilizando el número de estabilidad modificado y radio hidráulico cuyos resultados nos ayudaron a definir la longitud de abertura de los tajos de acuerdo al ancho de tajo y altura de pilares, que fueron definidos por el cálculo de esfuerzos inducidos por la teoría tributaria y cálculo de resistencia de pilares por la teoría de Lunder & Pakalnis; dichas teorías también nos ayudaron a definir el factor de seguridad de la abertura y dimensiones probadas en esta investigación”. Para contrastar lo evaluado con estas teorías, se realizó modelamiento numérico mediante el software phase2, así mismo se aplicó el software Dips para la caracterización de familias de discontinuidades.

Teniendo como resultados, de acuerdo a las evaluaciones geomecánicas efectuadas en las secciones más representativas de la veta Thalía, se tomaron los datos más críticos entre las rocas encajonantes y mineral para determinar la longitud de minado horizontal acorde a la calidad de roca y por ello se tiene las siguientes longitudes de minado tramo 1 caja piso 3.67, radio hidráulico 4.00 longitud estable 24m tramo 2 veta 2.54, radio hidráulico 3.80, longitud estable 21m, tramo 3 caja piso 3.53, radio hidráulico 4.00 longitud estable 24m y tramo 4 caja piso 1.92, radio hidráulico 3.40, longitud estable 16m.

Palabras clave; Estabilidad, Método de explotación, simulación.

INTRODUCCIÓN

“En las excavaciones mineras uno de los problemas más comunes para desarrollar ingeniería es determinar la estabilidad de las aberturas diseñadas para las paredes de los tajeos abiertos”(Hinostroza, 2019).

“El método gráfico de Estabilidad fue desarrollado en 1980 por Mathews, pero debido a que la data para lo consideración de sus ábacos fue de carácter limitado, estos gráficos han sufrido varias modificaciones y actualizaciones. Estas actualizaciones se dieron tomando en cuenta muchos más casos prácticos y tomando más zonas de estabilidad que las planteadas al inicio por Mathews” (Cartaya, 2001).

Para el análisis de estabilidad del método de explotación por Taladros Largos se realizó la simulación mediante el método de elementos finitos usando el Software Phase2

“El presente estudio está dividido en 5 capítulos, en los cuales se describe de manera clara la problemática planteada para la realización de este estudio, los trabajos de campo, y de gabinete realizados, la metodología seleccionada para la evaluación del problema, la herramienta informática que sirve para la aplicación de la metodología y el cálculo de los escenarios de daño. De esta forma, los capítulos de este trabajo tratan los siguientes aspectos”:

El capítulo I se realiza la descripción problemática, se formulan los problemas generales y específicos, se plantean los objetivos y las justificaciones del proyecto.

El capítulo II hace una revisión literaria de los antecedentes referentes al tema a tratar, así mismo se detalla la conceptualización de los aspectos generales de los parámetros a utilizar en el desarrollo del proyecto.

El capítulo III explica los aspectos que involucran las metodologías utilizadas en el presente proyecto, así como se plantea la hipótesis de la tesis.

El capítulo IV muestran los procedimientos de cálculo para resolver las condiciones que requiere el proyecto.

El capítulo V muestra los resultados obtenidos.

Finalmente, en “Conclusiones y Recomendaciones” se reseñan las principales conclusiones y recomendaciones logradas en la presente tesis

CAPÍTULO I GENERALIDADES

1.1. Descripción de la realidad problemática

La compañía minera ARES SAC se dedica a la exploración y explotación de yacimientos mineros. Dentro de sus estructuras a ser explotadas se encuentra, un conjunto de estructuras mineralizadas, que está emplazada en contacto entre la marga silicificada y el intrusivo de composición monzonítico, controlada por la Veta Thalía. La propuesta del presente estudio, es la determinación geomecánica de la masa rocosa de la mina, en base a ello realizar el diseño de los tajeos de explotación, por el método grafico caracterizando las condiciones geotecnicas del macizo rocoso con el propósito de garantizar que las operaciones mineras sean seguras, asimismo, genere mayor productividad. Es la razón, por la que en este estudio se buscara el dimensionamiento geomecanico para la estabilidad del minado de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿De qué manera el dimensionamiento geomecanico influye en el análisis de estabilidad del minado de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021?

1.2.2. Problemas secundarios

- ¿En qué medida la evaluación del comportamiento del macizo rocoso, aplicando un mapeo geomecanico, determinan las discontinuidades de las familias existentes en la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021?
- ¿Cuáles son los parámetros de estabilidad durante el minado de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021?

- ¿Cuál es la relación entre el método gráfico y método numérico (elementos finitos) la estabilidad de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Realizar el dimensionamiento geomecánico aplicando el método grafico de estabilidad con la finalidad de hallar la altura máxima de banco y su longitud de minado garantizando la estabilidad del minado de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 respectivamente.

1.3.2. Objetivos específicos

- Evaluar y estudiar el comportamiento del macizo rocoso, aplicando un mapeo geomecanico, determinando así las familias de discontinuidades existentes en la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021
- Determinación de las propiedades de la masa rocosa.
- Determinar los parámetros de estabilidad durante el minado de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021
- Clasificación geomecánica de la masa rocosa.
- Identificar la relación entre el método gráfico y método numérico (elementos finitos) la estabilidad de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021.

1.4. 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 existen 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, Phase, 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 la veta Thalía, 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.

1.5. Importancia

La importancia de este trabajo de investigación se expresa en “el hecho de que, el avance de la tecnología en la geomecánica, no solo permite disminuir los accidentes por caída de rocas, sino también a través de los conocimientos geomecánicos podemos realizar el dimensionamiento de los tajeos de explotación y al mismo tiempo obtener mayores volúmenes de producción; es decir mejorar la minería de escala. De igual manera, este trabajo de tesis tiene un mayor alcance, ya que aparte de contribuir con esta información al personal técnico de la empresa, también se hará extensivo a estudiantes, docentes y profesionales de especialidades afines; y a toda persona involucrada con el quehacer minero”.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis general

El dimensionamiento geomecánico influye significativamente en el análisis de estabilidad del minado de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021.

1.6.2. Hipótesis específica

- La evaluación del comportamiento del macizo rocoso, aplicando un mapeo geomecánico, influye en gran medida para determinar la discontinuidad de las familias existentes en la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021
- Los parámetros de estabilidad influyen significativamente en el sostenimiento durante el minado de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021
- Existe una relación significativa entre el método gráfico y método numérico (elementos finitos) la estabilidad de la veta THALIA entre los niveles 4265 y 4300 unidad minera Pallancata 2021

1.7. Variables e indicadores

1.7.1. Variable dependiente

Análisis de estabilidad del minado

Indicadores

- Apertura
- Rugosidad

1.7.2. Variable independiente

Dimensionamiento Geomecanico.

- Mapeo geomecánico
- Propiedades geomecánicas de la mina
- Esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3

Tabla 1. Identificación de variables dependientes e independientes

Nombre	Indicadores	Tipo	Nivel de Medición
Dimensionamiento Geomecanico	Mapeo geomecánico	Cuantitativa	Continua
	Propiedades geométricas de la mina	Cuantitativa	Continua
	Esfuerzos principales σ_1 , σ_2 y σ_3	Cuantitativa	Continua
	Clasificaciones geomecánicas RMR, Q y GSI	Cuantitativa continua	Intervalo
Análisis de estabilidad del minado	Apertura	Cuantitativa	continua
	Rugosidad	Cuantitativa	Discreta

*Nota: Elaboración Propia

CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO

2.1. Ubicación

“La compañía minera ARES SAC políticamente se encuentra ubicado en el distrito de coronel Castañeda, Provincia de Parinacochas y Departamento de Ayacucho. Geográficamente se encuentra ubicada a una altura de 4 450 m.s.n.m.” (INGEMMET, 2021).

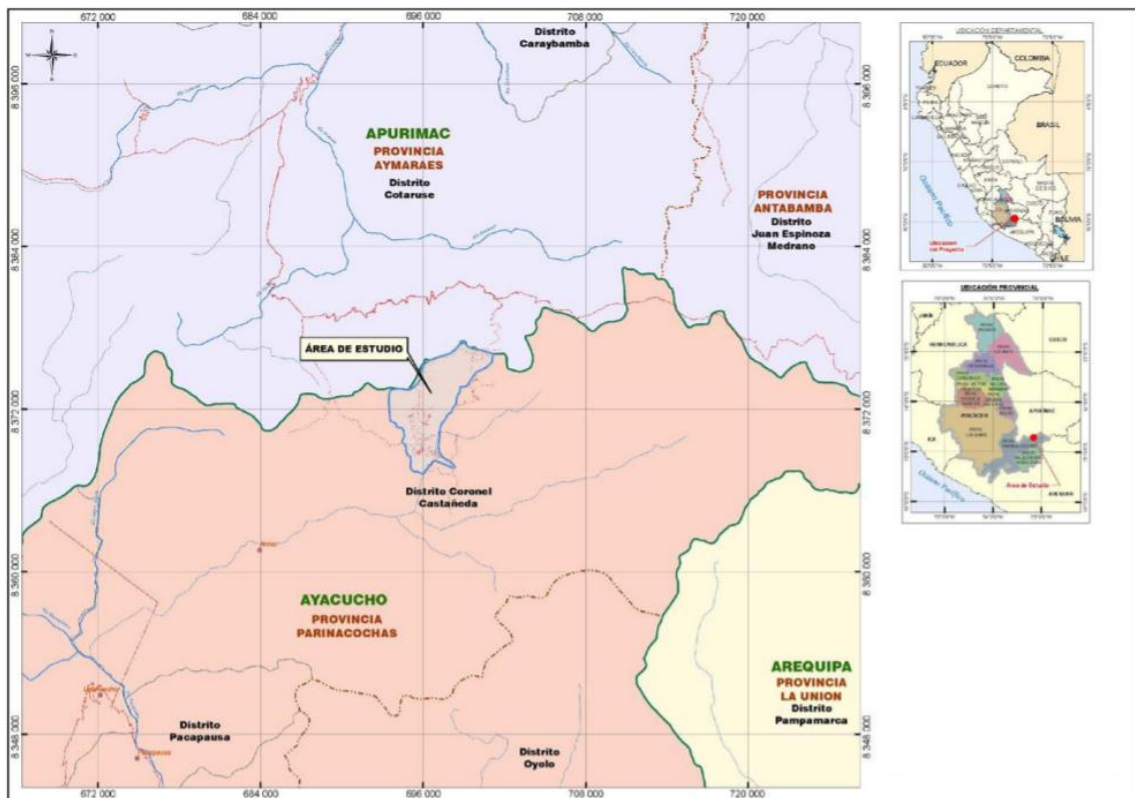


Figura 1. Ubicación de la mina

Fuente: Compañía Minera ARES SAC

2.2. Clima y vegetación

“La cuenca del proyecto, así como la Unidad Minera se encuentra en la cabecera del río Ocoña con estaciones pluviométricas dispersas siendo las estaciones administradas por el Senamhi más cercanas: Chalhuanca, Acomayo, Abancay, Livitaca, Antabamba, Urayhuma y Pampachiri” Senamhi, 2019).

2.3. Geología

2.3.1. Geología del yacimiento

a) Geología regional

El tipo de formación se encuentra dentro del arco magmático del mioceno del sur de los andes peruanos, el cual se desarrolló como respuesta a la subducción de la Placa de Nazca debajo del margen occidental de la Placa Sudamericana; esta se desarrolló en el Mioceno con una orientación promedio de N78°E con una tasa de convergencia de 10.8 cm/año. Se tuvo 3 fases tectónicas principales: Peruana (Campaniano), Incaica (Paleoceno – Eoceno) y Quechua. Desde el Eoceno Superior al Oligoceno, el arco magmático está representado por la secuencia inferior del Grupo Tacaza con edades de 41 a 23 Millones de años (Ma) conformado principalmente por rocas piroclásticas. Para la fase Quechua en el Mioceno Medio hace 17 Ma en gran parte del Oeste Peruano hubo una erosión con la subsecuente deposición de la secuencia Sillapaca (Mioceno Inferior a Medio, 16-8 Ma) recubriendo en discordancia angular el Grupo Tacaza en dos facies, una facie volcánica (Grupo Sillapaca) y una Facie volcánica sedimentaria (Grupo Maure). El Grupo Sillapaca (también conocido como Formación Alfabamba) se compone de rocas piroclásticas riolíticas a dacíticas. El Grupo Maure se compone de intercalaciones de areniscas tobáceas grises a verdosas, areniscas conglomeráticas subredondeados y estratos de tobas blanco amarillentas. Discordante sobre esta unidad yacen los volcánicos Saycata de rocas porfídicas y brechas con clastos de andesita en una pasta lávica. Los depósitos fluvio-glaciares del cuaternario cubren localmente los afloramientos de estas unidades.

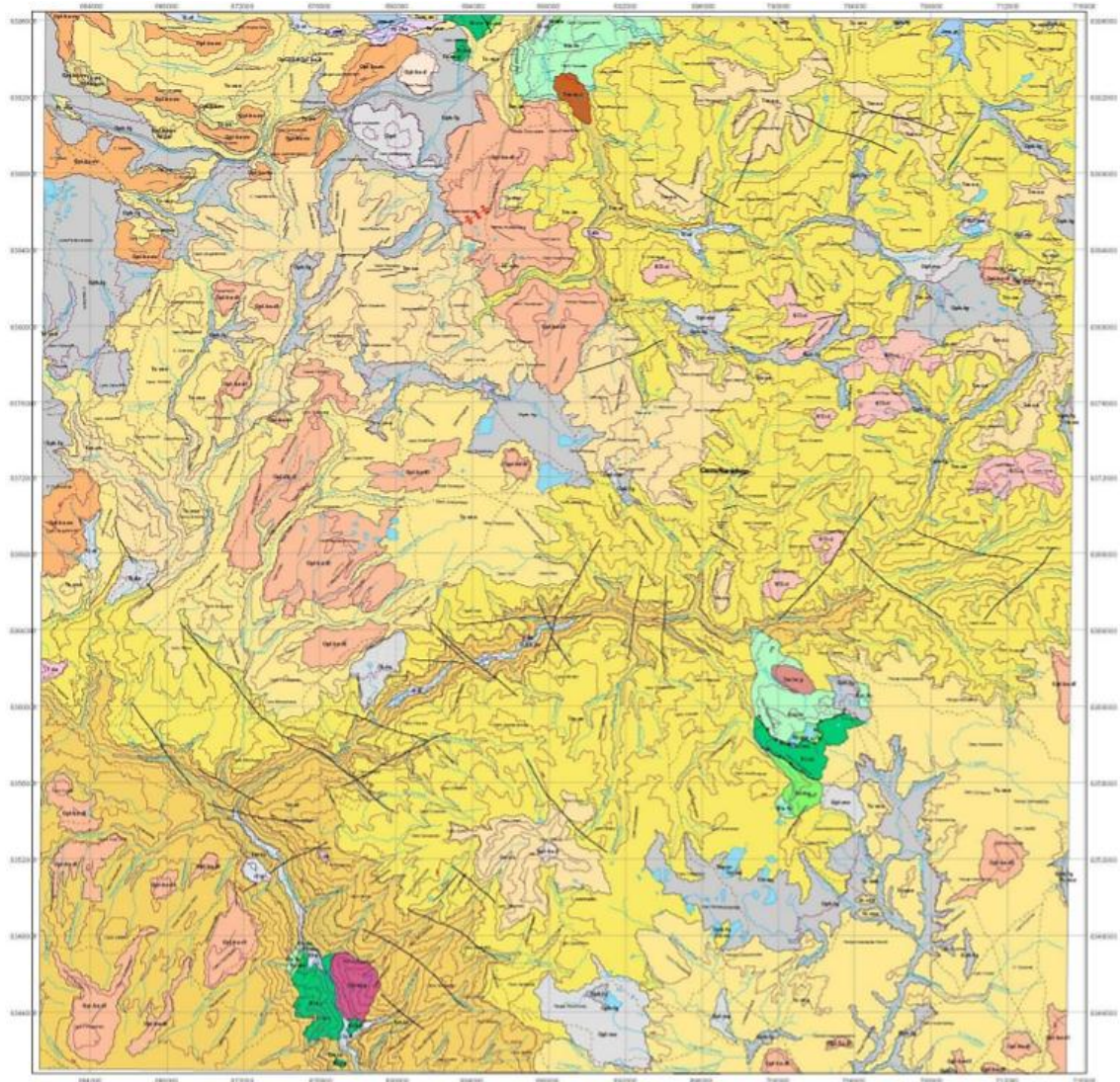


Figura 2. Plano Geología regional

Fuente: Departamento de Geología

b) Geología local

- Formación Aniso: Cubriendo en concordancia a la Formación Alpabamba y en discordancia a la Formación Saycata, con afloramientos de tobas de cristales y lapilli ricas en pómez con moderada a fuerte presencia de cristales rotos de cuarzo hialino a biotita. Cerca de la zona de Pablo los horizontes de toba 38 Lapilli presenta granulometría más gruesa con fragmentos de riolita de hasta 15cm de diámetro en capas de 40cm que se acuñan rápidamente. Esta unidad tiene un moderado a fuerte fracturamiento hacia los afloramientos con rumbos NE-SW con apertura de sus juntas de 5-20mm, argilización leve a moderada entre fracturas. Los afloramientos son escasos ya que se encuentran cubiertos por sedimentos cuaternarios de 2 a 15m de espesor.

- **Formación Saycata:** Aflorando en las zonas más altas depositándose sobre las tobas riolíticas, de una composición de flujos andesíticos de color gris a gris oscuro. Esta unidad presenta un fuerte fracturamiento vertical con rumbos NE-SW y NW-SE con apertura de sus juntas de 5 a 70mm, las fracturas no presentan mayor alteración por la silicificación.
- **Unidad Volcánica Inferior:** Aflora en los valles de los ríos Suyamarca y Pallancata y en la Quebrada Palca; se compone de una secuencia de tobas líticas y tobas lapilli de composición andesítica a dacítica formando capas delgadas de coloración gris verdosa a blanquecina, intercalándose frecuentemente con flujos andesíticos de textura porfirítica a afanítica, formando capas cuyo espesor llegan hasta los 50m en afloramiento pero con un espesor promedio de 5 y 10m. También se observa niveles de tobas lapilli gruesas con brechas volcánicas y tobas andesíticas en una matriz de ceniza pertenecientes al basamento cretácico. La presencia de estos flujos andesíticos intercalados favorece el ascenso rápido de magmas menos diferenciados dando lugar a la formación de sistemas volcánicos andesíticos.
- **Unidad Volcánica Intermedia:** Cubre en forma discordante a la secuencia de tobas y flujos andesíticos inferior; los afloramientos de esta unidad es una secuencia de tobas de cristales y lapilli de composición riodacítica a riolítica, ricas en pómez y fuerte presencia de cristales rotos de cuarzo hialino y biotita, Este tipo aflora en las zonas topográficas más altas y se extiende en dirección NW y se puede correlacionar con, los volcánicos de la formación Saycata.
- **Unidades Intrusivas:** Se presentan en forma de domos de lava riolítica y stocks de cuarzo monzonítico; los domos riolíticos se presentan en la zona NE con una coloración gris a gris rosada, con textura afanítica y frecuente bandeamiento de flujo en la zona de contacto, presentándose moderada a fuerte diseminación de piritita y algunos diques de riolita de aspecto opalino. Los domos que afloran son los del cerro Urbaque, cerro Coripacocha, cerro Ranichico y el cerro Sarnahuiry al SE del poblado de Santa Rosa. Los stocks de cuarzo monzonítico aflora únicamente en el margen izquierdo del río Suyamarca formando un cuerpo de 1x0.3 Km enlogado en dirección NE presentando abundantes cristales de feldespatos potásico y plagioclasas.

- Depósitos Cuaternarios: Entre los cuales se tienen depósitos fluvio-glaciares recientes conformado por arcillas plásticas y grava fina; depósitos fluvio-glaciares antiguos formando terrazas más amplias y discontinuas muy compresibles los cuales llegan a los 0.5m de espesor; depósitos coluviales constituido por clastos angulosos de riolita poco denso; depósitos eluviales compuesto de la meteorización de las tobas de la formación Aniso constituido por limos arcillosos medianamente compactos; depósitos morrénicos recientes entorno a la Laguna Patococha de una coloración beige blanquecina constituido por grava y cantos de tobas formando un suelo compacto; depósitos morrénicos antiguos los cuales son remanentes de morrenas laterales constituido por grava y bloques heterogéneos de rocas volcánicas en una matriz de limo arcillosos formando un conjunto compacto y sustenta la abundante vegetación ichu; depósitos morrénicos muy antiguos de gran espesor, el tamaño de los cantos y gravas varían de un flanco a otro.

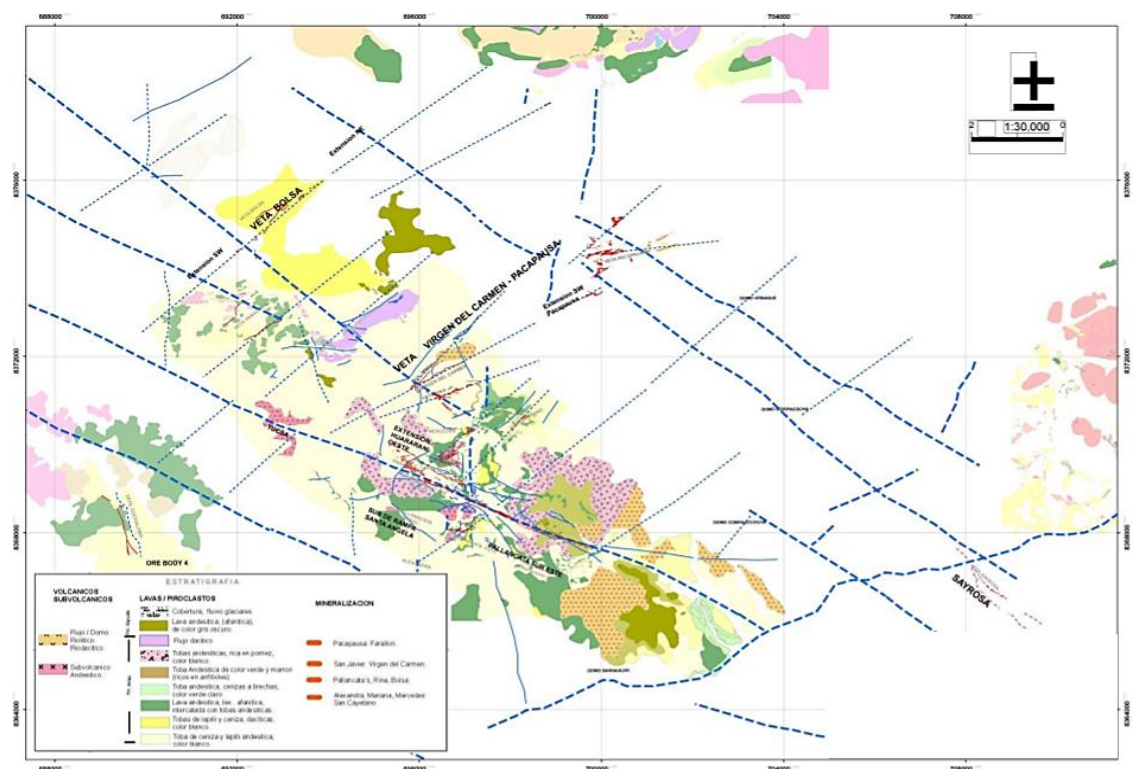


Figura 3. Plano Geología local

Fuente: Departamento de Geología

c) Geología estructural

Un importante control estructural en el emplazamiento de los yacimientos epitermales es el incremento de permeabilidad causado por las fracturas cercanas a la superficie, muchos de ellos asociados con estructuras volcánicas. Sumándose a ello las fallas

regionales que guían el emplazamiento de la fuente del calor magmático influenciando la subsecuente actividad hidrotermal. En toda la zona de Pallancata se han identificado tres sistemas de órdenes:

- Primer Orden: Dado por el alineamiento andino NW en donde se han identificado a las vetas Pallancata y el sistema RinaCharo, de alto ángulo de buzamiento hacia el sur. También encontrándose lineamientos estructurales sin mineralización económica.
- Segundo Orden: Dado por el alineamiento antiandino NE el cual alberga estructuras de relleno de cuarzo como las vetas Royropata, Yanacochita, Bolsa, Makarena el cual podrían tener una relación estructural con las vetas NE de la zona de Selene norte. Se han encontrado fallas importantes como la Falla Farallón.
- Tercer Orden: Dado por el alineamiento EW cronológicamente posterior al sistema NE el cual alberga estructuras importantes tales como las vetas Pablo, Yurika, Luisa, Pacapausa. Este sistema habría aperturado otro sistema NE de orden inferior emplazándose estructuras menores como San Javier, Paola, Huararani, Pilar.

Localmente en la zona de Pablo el sistema de fallamiento que presenta es subparalelo a la veta con una persistencia de más de 20m, estos fallamientos no son pegados a la estructura.

La roca de la caja techo se presenta muy alterada y brechada a ligeramente alterada con espaciamentos de 6 a 20cm, persistencia de 3 a 10m, aperturas menores de 1mm, paredes lisas a ligeramente rugosas, rellenos duros de cuarzo y calcita. La zona mineral se presenta en fracturamiento de regular a intenso ligeramente silicificado con espaciamentos entre 4 a 15cm, persistencias de 3 a 10m, aperturas mayores a 5mm, paredes rugosas, rellenos suaves mayores de 5mm. La roca de la caja piso se presenta en fracturamiento menos intenso que la caja techo con espaciamentos de 20 a 60cm, persistencias de 3 a 10m, aperturas menores que 1mm, ligeramente alteradas.

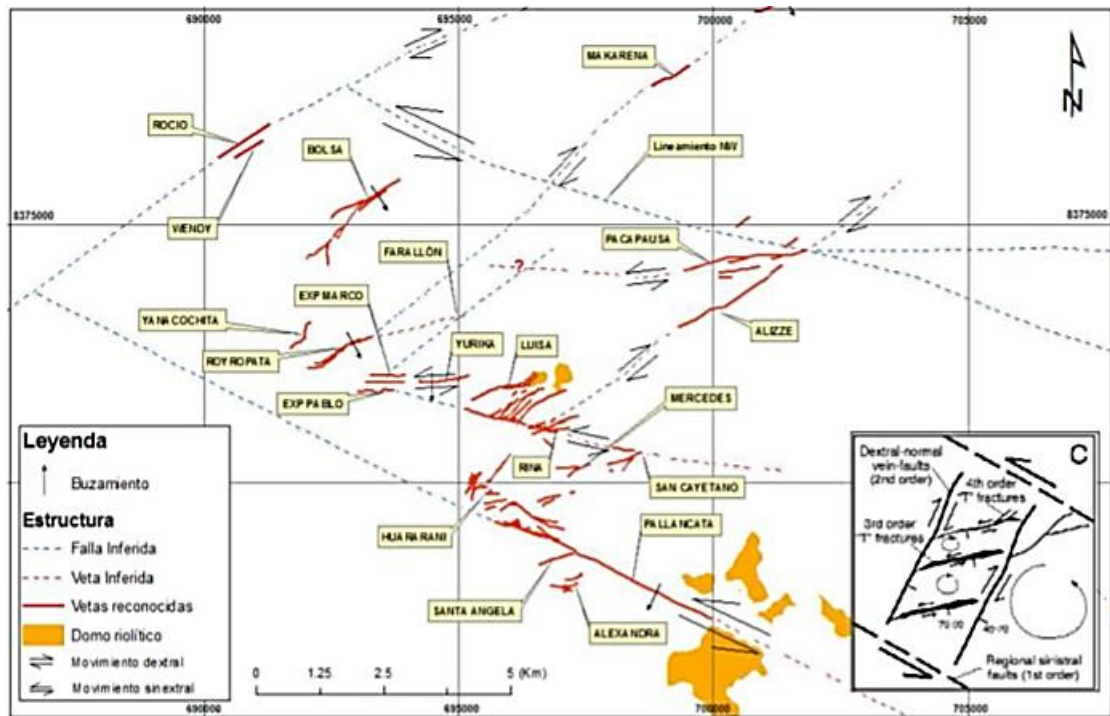


Figura 4. Plano Geología estructural

Fuente: Departamento de Geología

2.4. Antecedentes de la Investigación

González, (2018), En su investigación “Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotécnica, 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. En la Estación de medición N° 4 se deberá sostener con Cimbras metálicas tipo H6 en un tramo de 100 metros. Conclusión N°02: El coeficiente de seguridad influye directamente en la elección del tipo de sostenimiento del túnel. Además, si el F.S es mayor que 1.5, se logra la estabilidad de las labores durante la vida útil del túnel. Este trabajo se relaciona con la investigación planteada ya que muestra cómo influye la evaluación y F.S. de manera directa en la elección del tipo de sostenimiento de un túnel, lo cual resulta un aporte importante”. (Quispe, 2018).

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”.

“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).

Cartaya, (2001), resumen tesis doctoral “Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país”, departamento de Geología, Instituto Superior Minero Metalúrgico, en cuyas conclusiones indica:

- Los resultados del estudio del agrietamiento de los macizos rocosos muestran que un gran porcentaje de ellos se presentan agrietados, lo que se relaciona a las formas preponderantes en que se manifiestan la pérdida de su estabilidad y el mecanismo de actuación de la presión.
- Como resultado de la evaluación de la estabilidad de los macizos rocosos según su calidad y estabilidad se obtiene que predominan los macizos de calidad regular, aunque en diferentes sectores y obras se presentan macizos en mal estado, lo que es condicionado además de los problemas estructurales, por el deterioro que ellos han sufrido por efectos del agua, la erosión y la atmósfera subterránea.
- Se obtienen un grupo de criterios geomecánicos – estructurales que pueden ser aplicados para el diseño de excavaciones y obras subterráneas, fundamentando su empleo.

2.5. Bases teóricas

El estudio se fundamenta en información recopilada y bibliografía investigada por diferentes autores. Los resultados del presente estudio están encaminados a la caracterización Geomecánica del macizo rocoso, mediante la recopilación de datos en campo e información geológica.

2.5.1. 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.”

2.5.1.1. Mecánica de rocas

Según Hoek & Brown (1980), afirman que: “La investigación en Mecánica de Rocas empezó en 1952 en Sud África. La SACSIR, estableció un equipo para investigar problemas relativos a las presiones de las rocas en las minas de oro a gran profundidad.”

Los problemas de estabilidad relacionados con la construcción de excavaciones en las masas rocosas han dado lugar a la aparición de ciencia llamada Mecánica de Rocas.

Además, cuando se analiza las presiones sobre el macizo rocoso “El estudio de respuesta de la roca a estos cambios requiere la aplicación de técnicas analíticas. La mecánica de rocas forma parte de la geomecánica y estudia la respuesta de todos los materiales geológicos, incluyendo los suelos” (Hoek & Brown, Criteros de Rotura , 1980).

“Teniendo en cuenta que la mecánica de rocas es una disciplina distinta en la ingeniería, está claro que su aplicación práctica efectiva demanda una apreciación filosófica integrada con otras áreas de la geomecánica. La mecánica de rocas, mecánica de suelos, hidrología y geología estructural son la base de la ingeniería de minas. Las áreas mencionadas constituyen la base conceptual y factual de aquellos procedimientos que se pueden desarrollar para el control y predicción del comportamiento de la roca durante la actividad del minado”. (Hoek & Brown, Criteros de Rotura , 1980).

2.5.2. 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).

2.5.2.1. Caracterización de las discontinuidades

Palmstrom, (2001) indica que, “desde el punto de vista de la ingeniería, un conocimiento del tipo y frecuencia de las juntas y fisuras a menudo son más importante que los mismos tipos de roca. Las discontinuidades condicionan de una forma definitiva las propiedades y el comportamiento resistente, deformacional e hidráulico de los macizos rocosos”. “La resistencia al corte de las discontinuidades es el aspecto más importante en la determinación de la resistencia de los macizos

rocosos duros fracturados, y para su estimación es necesario definir las características y propiedades de los planos de discontinuidad siguientes”. (Gonzales L. , 2002):

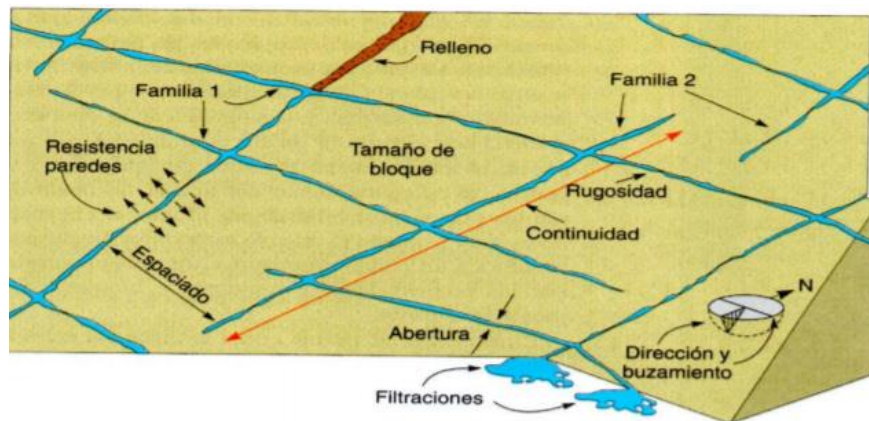


Figura 5. Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades.

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

2.5.2.2. Orientación de las discontinuidades

La orientación de una discontinuidad en el espacio está definida por su buzamiento y por su dirección de buzamiento. Su medida se realiza mediante una brújula con clinómetro en mapeo con técnicas tradicionales o mediante el uso de softwares como SirovisiónTM en mapeo con técnicas modernas.

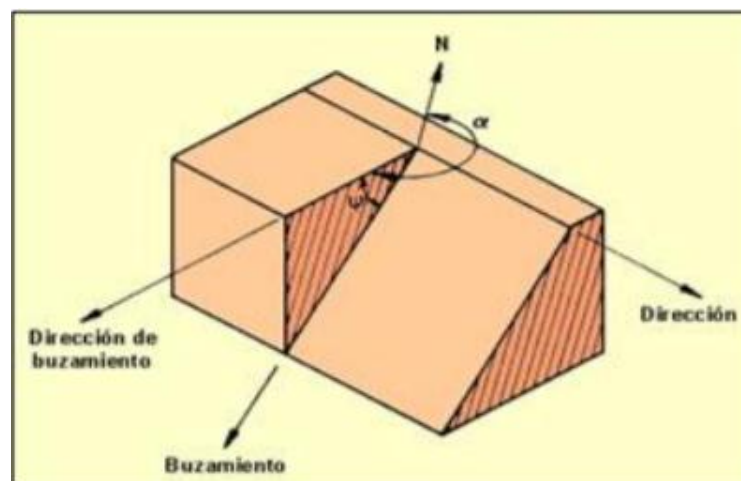


Figura 6. Vista isométrica del plano mostrando dirección de buzamiento y buzamiento de una discontinuidad.

Fuente: (Gonzales L. , 2002).

“Las discontinuidades sistemáticas se presentan en familias con orientación y características más o menos homogéneas. La orientación de las discontinuidades con

respecto a las estructuras u obras de ingeniería condiciona la presencia de inestabilidades y roturas a su favor”. (Gonzales L. , 2002).

2.5.3. Macizo rocoso

En toda construcción de un proyecto de excavación es de suma importancia contar con la información necesaria sobre las características litológicas estructurales, de los esfuerzos e hidrología de un macizo rocoso por ende se requiere llevar estas condiciones del macizo rocoso a valores numéricos, a fin de calcular y dimensionar a la obra y a sus etapas.

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.

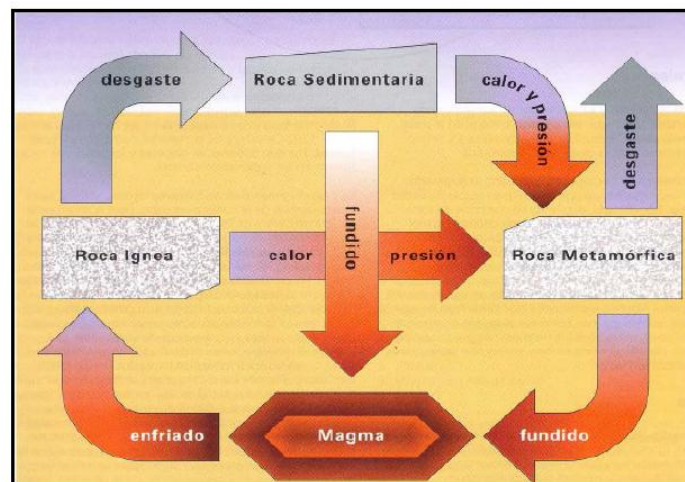


Figura 7. Ciclo de la Roca

Fuente: Escobar Saraice, A. (2013, p. 30)

2.5.4. 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.

2.5.5. Rock Mass Rating (RMR)

Este sistema fue presentado por el profesor Bieniawski en 1973, y actualizado en 1989. Este sistema clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, valorando seis parámetros, a saber:

i) la resistencia a la compresión uniaxial; ii) RQD; iii) espaciamiento de las discontinuidades; iv) condición de las discontinuidades (apertura, relleno, meteorización, persistencia y rugosidad); v) orientación de las discontinuidades, y vi) presencia de agua (Celada, Tardáguila, Rodríguez, Varona , & Bieniawsk, 2014). Enseguida se definen los parámetros mencionados anteriormente.

2.5.5.1. Resistencia a la compresión uniaxial (RCU)

Parámetro que permite caracterizar y clasificar la matriz rocosa. La resistencia determina la competencia de la roca para mantener unido todos sus componentes y depende principalmente de la composición mineralógica de la roca y grado de alteración (Rodríguez, 2007). Esta se puede obtener por criterios de campo (ISRM, 1978), por ensayos de resistencia en laboratorio, o por correlaciones con el Martillo Schmidt. Para este trabajo se usaron la primera y la última, debido a que no se contó con presupuesto para los ensayos de laboratorio.

2.5.5.1.1. Martillo de Schmidt

“El Martillo de Schmidt o esclerómetro es un instrumento diseñado para realizar ensayos de dureza, siendo éste un método no destructivo [...] Aunque en un principio se creó para estimar la resistencia a la compresión simple del concreto, el martillo se ha modificado convenientemente para dar lugar a nuevos modelos, algunos de los cuales resultan apropiados para estimar la compresión simple en roca, ya que por su tamaño y la manejabilidad del aparato puede aplicarse sobre la matriz de la roca y sobre las caras de las discontinuidades”. Por medio de éste, se mide la resistencia al rebote de la superficie de la roca, dato utilizado para hallar la resistencia a la compresión uniaxial, correlacionándolo mediante el gráfico de Miller (1965) que

contempla la densidad de la muestra y la orientación del martillo respecto al plano ensayado (LOzano, 1978, págs. 1 - 3).

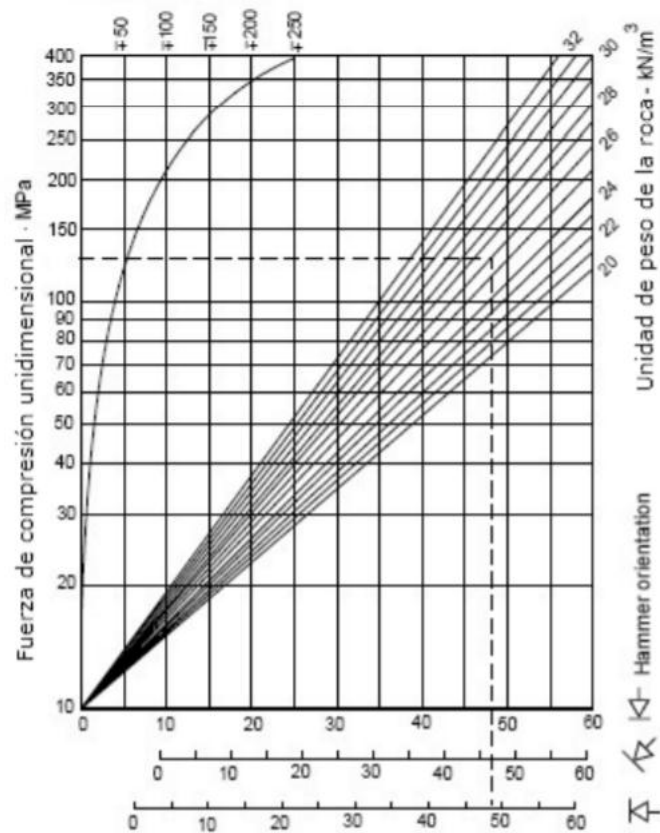


Figura 8. Ábaco para hallar la resistencia a la compresión uniaxial a partir del Martillo de Schmidt.

Fuente: Fine (Civil Engineering Software), Parámetros de Barton-Bandis, s. f.

2.5.5.2. Criterio de RMR (89) de Bieniawski

Esta clasificación de RMR (Rock Mass Rating), toma los siguientes parámetros para determinar la calidad del macizo rocoso.

Tabla 2. Parámetros RMR

Nº	PARÁMETROS DE RMR
1	Resistencia a la compresión uniaxial
2	RQD (Rock Quality Designation)
3	Espaciamiento de las discontinuidades
4	Condición de las discontinuidades
5	Condiciones de las aguas subterráneas
6	Orientación de las discontinuidades

Fuente: Elaboración propia

Este RMR (89) o básico califica con valor mínimo de 0 a un valor máximo de 100 de la suma de los 5 parámetros mencionados.

Parameter		Range of values							
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	For this low range-uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Drill core Quality RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Couge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge > 5 mm thick or Separation >5 mm Continuous		
		Rating		30	25	20	10	0	
5	Ground water	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10-25	25-125	> 125		
		(Joint water press)/(Mayor principal σ)	0	< 0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
		Rating		15	10	7	4	0	

Figura 9. Criterios RMR de Bieniawski 1989 (Tomado de Celada y otros, 2014)

Fuente: Celada y otros, 2014

El problema de esta tabla es que toma valores promedio en algunos parámetros como la resistencia a la compresión uniaxial, el RQD y el espaciamiento de las discontinuidades, en un rango muy amplio. Para mejorar el resultado de los parámetros mencionados se utilizan ábacos más exactos.

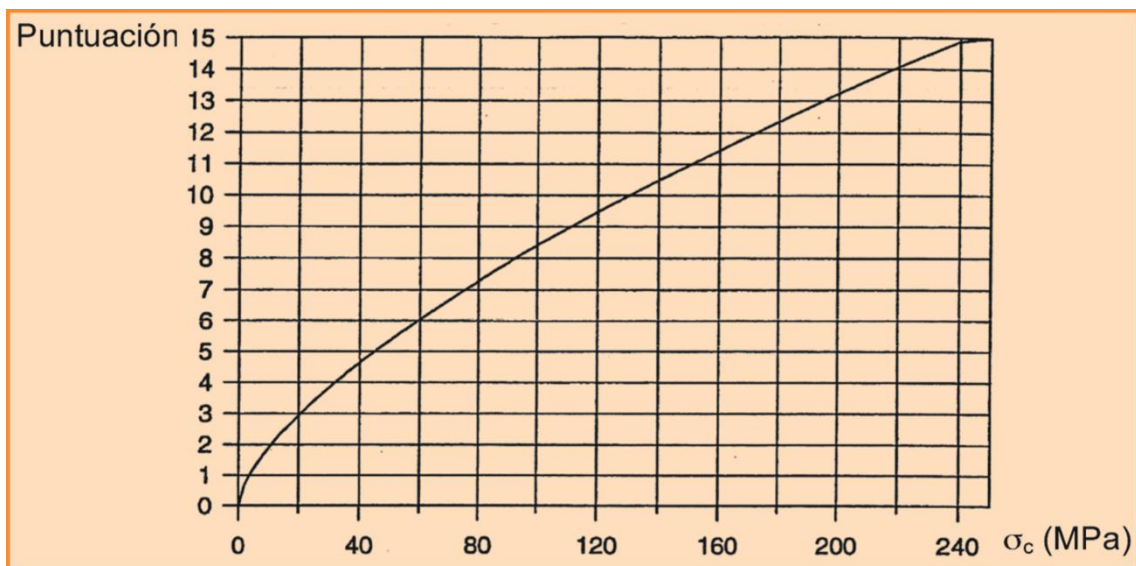


Figura 10. Puntaje por Resistencia a la compresión uniaxial (Tomado de Bieniawski, 1989).

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

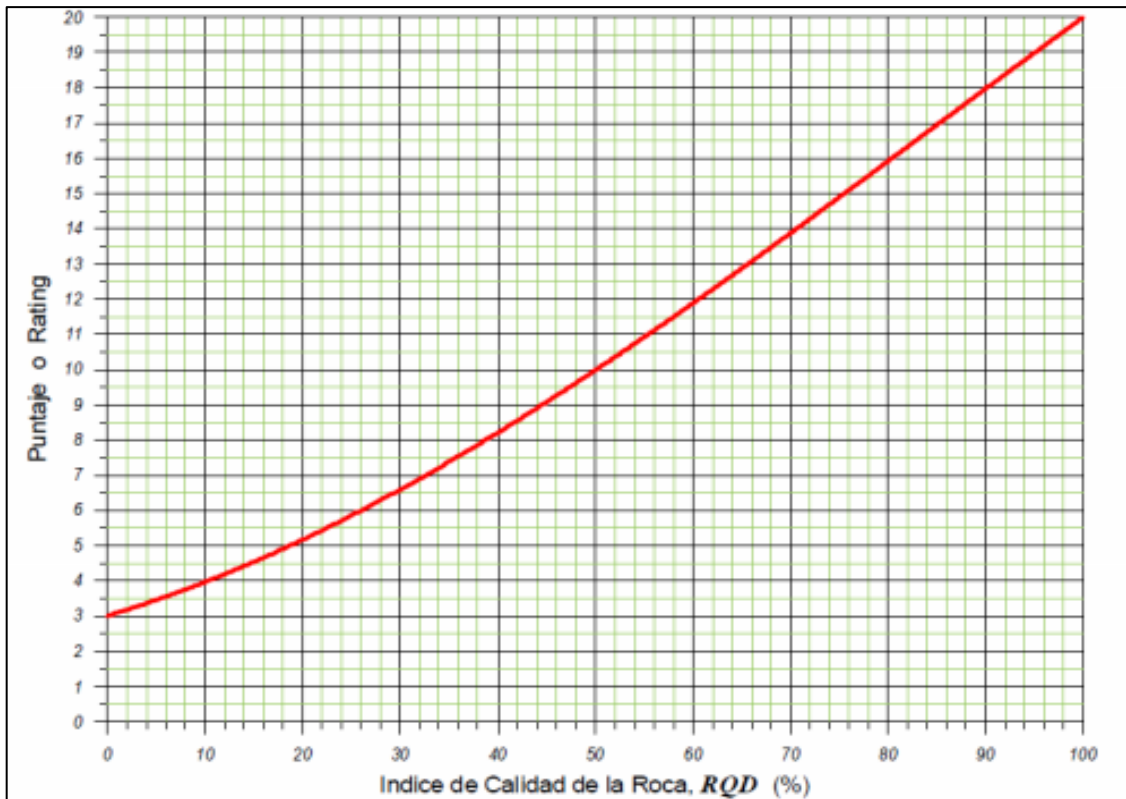


Figura 11. Puntaje por RQD (Tomado de Bieniawski, 1989).

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

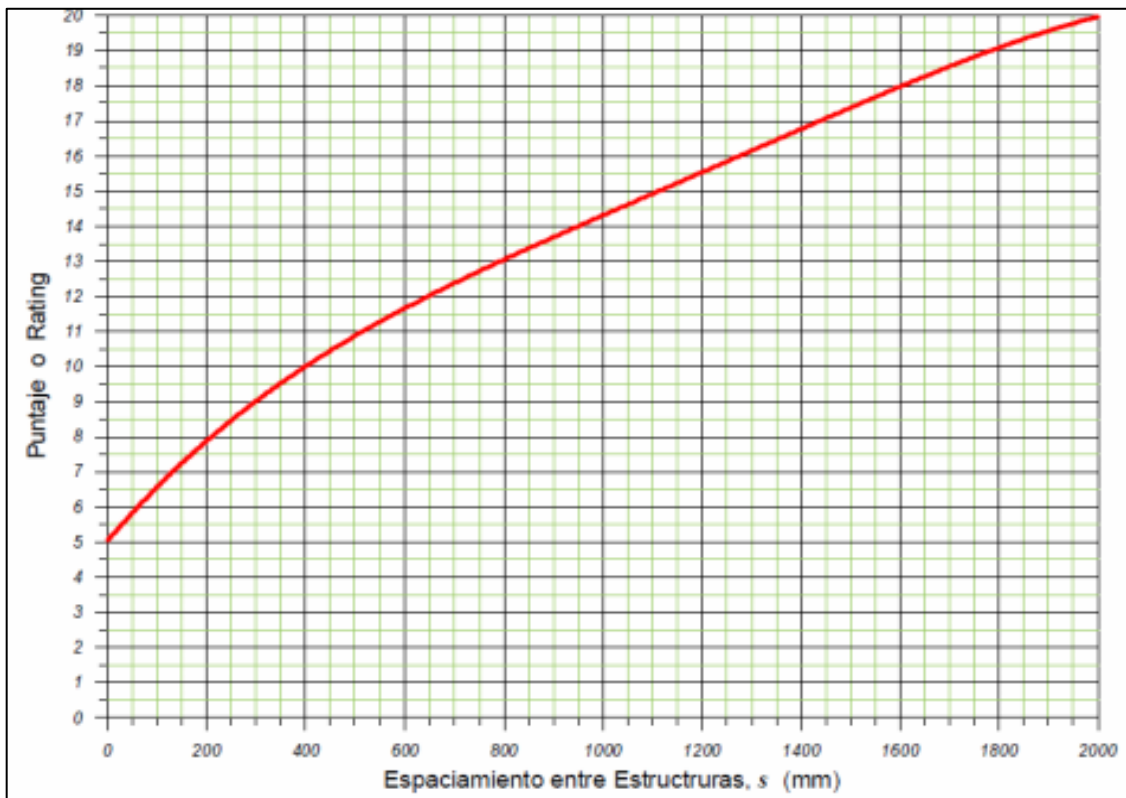


Figura 12. Puntaje por espaciamiento de las discontinuidades (Tomado de Bieniawski, 1989)

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

Tabla 3. Resumen de puntaje del RMR

PUNTAJES RMR					
RQD (%)		RCU (Mpa)		ESPAC. (mm)	
0	3	0	1	0	5
2	3	5	1.5	100	6.5
4	3.25	10	2	200	8
6	3.5	15	2.5	300	9
8	3.75	20	3	400	10
10	4	25	3.5	500	11
12	4.25	30	4	600	11.5
14	4.5	35	4.5	700	12.5
16	4.75	40	4.75	800	13
18	5	45	5	900	13.5
20	5.25	50	5.5	1000	14.5
22	5.5	55	6	1100	15
24	5.75	60	6.5	1200	15.5
26	6	65	6.75	1300	16
28	6.25	70	7	1400	17
30	6.5	75	7.5	1500	17.5
32	7	80	8	1600	18
34	7.25	85	8.5	1700	18.5
36	7.5	90	8.75	1800	19
38	8	95	9	1900	19.5
40	8.5	100	9.5	2000	20
42	8.75	105	9.75		
44	9	110	10		
46	9.25	115	10.5		
48	9.5	120	10.75		
50	10	125	11		
52	10.5	130	11.25		
54	10.75	135	11.5		
56	11	140	12		
58	11.5	145	12.1		
60	12	150	12.25		
62	12.5	155	12.5		
64	12.75	160	12.75		
66	13	165	13		
68	13.5	170	13.25		
70	14	175	13.4		
72	14.5	180	13.5		
74	14.75	185	13.75		
76	15	190	13.9		
78	15.5	195	14		
80	16	200	14.1		
82	16.5				
84	16.75				
86	17				
88	17.5				
90	18				
92	18.5				
94	18.75				
96	19				
98	19.5				
100	20				

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

Posterior a obtener el resultado del RMRb se procede a una corrección o ajuste por orientación de labor en este caso respecto de la Galería 4250 respecto a las discontinuidades.

STRIKE PERPENDICULAR TO TUNNEL AXIS				Strike parallel to Tunnel Axis		Irrespective of Strike Dip 0°-20°
Drive with dip		Drive against dip		Dip.	Dip	
Dip 45-90	Dip 20-45	Dip 45-90	Dip 20-45	45-90	20-45	
Very favorable	Favorable	Medium	Unfavorable	Very unfavorable	Medium	Medium
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

Figura 13. Ajuste RMR según orientación de las discontinuidades principales (Tomado de Celada y otros, 2014).

Fuente: Tomado de Celada y otros, 2014

Una vez encontrada el valor del RMR ya corregido se logra conseguir el tipo de calidad del macizo rocoso que están divididos en 5 tipos.

Tabla 4. Clases de Macizo Rocosos por RMR y Tipo de sostenimiento (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

CLASE DE MACIZO ROCOSO	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
		PERNOS DE ANCLAJE REPARTIDO ($\phi = 20 \text{ mm}$)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS DE ACERO
I Muy Buena RMR 81-100	A plena sección de avances de 3 m.	Generalmente no requieren sostenimiento excepto Algún perno ocasional		
II Buena RMR 61-80	A plena sección. Avances de 1 a 1,5 m finalizar el sostenimiento a 20 m del frente.	Bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 2,5 m y con malla ocasional	50 mm de corona donde requiera	Ninguna
III Media RMR 41 – 60	En bóveda y destroza. Avance de 1,5 – 3m en bóveda. Iniciar el sostenimiento después de cada pega. Finalizar el sostenimiento a 10 m del frente	Empernado sistemático de 4 m de longitud espaciados 1,5 – 2m en corona y hastiales con malla en la corona.	En corona 50 – 100 mm y en hastiales 30 mm	Ninguna
IV Mala RMR 21-40	En bóveda y destroza. Avance de 1 – 1,5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.	Empernado sistemático de 4 – 5 m de longitud, espaciados 1 – 1,5 m en corona y hastiales, con malla.	En corona 100 – 150 mm y en hastiales 100 mm	Donde se requieran cerchas ligeras espaciadas 1,5 m
V Muy mala RMR < 20	En secciones múltiples. Avances de 0,5 – 1,5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de la voladura	Empernado sistemático de 5 – 6 m de longitud; espaciados 1 - 1,5 m en corona y hastiales, con malla y bulonado de piso.	En corona 150 – 200 mm ,en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm	Cerchas medias o pesadas espaciadas 0,75 m con blindaje de chapas y en caso necesario paraguas contrabóveda.

Fuente: MTC

2.5.6. Criterio Q de Barton

Desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974, modificada en el año 2000 por Barton y Grimstad. El Q muestra una descripción de la masa rocosa de una abertura subterránea. Está basado en 6 parámetros mostrado en la siguiente fórmula.

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

Tabla 5. Parámetros de Q

PARAMETROS DE Q	
Q	Parámetro que oscila entre 0,001 y 1000.
RQD	Rock Quality Designation
Jn	Índice de diaclasado - grado de fracturación del macizo
Jr	Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas
Ja	Índice que indica la alteración de las discontinuidades
Jw	Coefficiente reductor por la presencia de agua
SRF	Coefficiente dependiente del estado tensional existente

Fuente: Elaboración propia

Tabla 6. Puntaje RQD para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016)

1.- INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	
Descripción	RQD %
MUY POBRE	0 - 25
POBRE	25 - 50
REGULAR	50 - 75
BUENA	75 - 90
EXCELENTE	90 - 100

Fuente: MTC

Tabla 7. Puntaje Jn para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

2.- NUMERO DE DISCONTINUIDADES	
Descripción	J n
Masiva o con muy poca discontinuidad	0.5 - 1.0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades o mas	15
(roca muy fracturada)	
Roca triturada (Terrosa)	20

Fuente: MTC

Tabla 8. Puntaje Jr para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016)

FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES		
	DESCRIPCION	Jr
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, Onduladas	2
D	Lustrosas Ondulantes	1.5
E	Rugosas o irregulares, planares	1.5
F	Lisas, Planares	1
G	Lustrosas, Planares	0.5
H	Zona conteniendo arcillas en cantidad	1
	suficiente como para impedir el contacto	
	entre las superficies que limitan la fractura	
J	Zona de material arenoso en cantidad	1
	suficiente como para impedir el contacto	
	entre las superficies que limitan la fractura	

Fuente: MTC

Tabla 9. Puntaje Ja para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016)

FACTOR DE ALTERACION DE LAS DISCONTINUIDADES		
DESCRIPCION		Ja
a) Contacto entre superficies de la discontinuidad (sin relleno de mineral, solo recubrimientos)		
A	Ajustadas, rellenas con material compacto	0.75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1
C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegración de la roca.	2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción cohesiva.	3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica cloritas, etc.) cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas de 1- 2 mm de espesor	4
b) Contacto entre superficies de la discontinuidad se produce después de 10cm de (relleno de mineral fino)		
F	Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada libre de partículas arcillosas	4
G	Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta de 5mm. de espesor) de material arcilloso compacto.	6
H, I	Relleno continuo (hasta de 5mm. De espesor) de material arcillosos compacto con bajo grado de consolidación	8
J	Relleno continuo de arcilla expansivas (Montmorillonita) el valor de Ja dependerá del % de expansión, el tamaño de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.	8 - 12
c) No contacto entre superficies de la discontinuidad despues de cizalla (relleno de mineral grueso)		
K, L.M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	6 - 8 ó 8 -12
N	Zona de arcilla limosa o arenosa	5
O, P, Q	Zonas potentes y continuas de arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	10 -13 ó 13 - 20

Fuente: MTC

Tabla 10. Puntaje J_w para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

FACTOR DE REDUCCION POR CONTENIDO DE AGUA EN FRACTURAS		
DESCRIPCION		J_w
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	0.66
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas sin relleno	0.5
D	Flujos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno	0.33
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0.2 - 0.1
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminución en el tiempo	0.1 - 0.05

Fuente: MTC

Tabla 11. Puntaje SRF para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

FACTOR DE REDUCCION POR TENSIONES		
DESCRIPCION		SRF
A) Las zonas débiles intersecan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de rocas a medida que la excavación del túnel va avanzando.		
A	Muchas zonas débiles de arcilla con evidencias de desintegración química roca circundante muy suelta cualquier profundidad	10
B	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad menor 50m)	5
C	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor 50m.	2.5
D	Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta. (cualquier profundidad)	7.5
E	Zona de falla aislada en roca competente profundidad menor a 50 m.	5
F	Zona de falla aislada en roca competente profundidad mayor a 50 m.	2.5
G	Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente fracturada, en terrones, cualquier profundidad.	5

Fuente: MTC

Al final se obtendrá un valor para Q y estos valores se muestran en la siguiente tabla.

DESCRIPCION DEL MACIZO	Q
EXCEPCIONALMENTE MALO	0.001 - 0.01
EXTREMADAMENTE MALO	0.01 - 0.1
MUY MALO	0.1 - 1
MALO	1 - 4
REGULAR	4 - 10
BUENO	10 - 100
EXTREMADAMENTE BUENO	100 - 400
EXCEPCIONALMENTE BUENO	400 - 1000

Para la aplicación del sostenimiento, Barton indicó que se debe determinar el diámetro equivalente (D_e) y revisar el tipo de excavación para asignarle el valor del coeficiente de seguridad (ESR).

El valor del diámetro equivalente se calcula:

$$D_e = (\text{Ancho o altura de la excavación}) / \text{ESR}$$

Tabla 12. Valores de ESR según tipo de excavación (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

CATEGORÍA DE EXCAVACIÓN	DESCRIPCIÓN	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 - 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles, galerías y socavones para grandes excavaciones	1.6
C	Cámara de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarriles menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso	1.3
D	Casa de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túneles.	1
E	Estaciones nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarriles, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0.8

Fuente: MTC

Ya conociendo el valor de Q, ESR y De para determinar el tipo de sostenimiento que se utilizara.

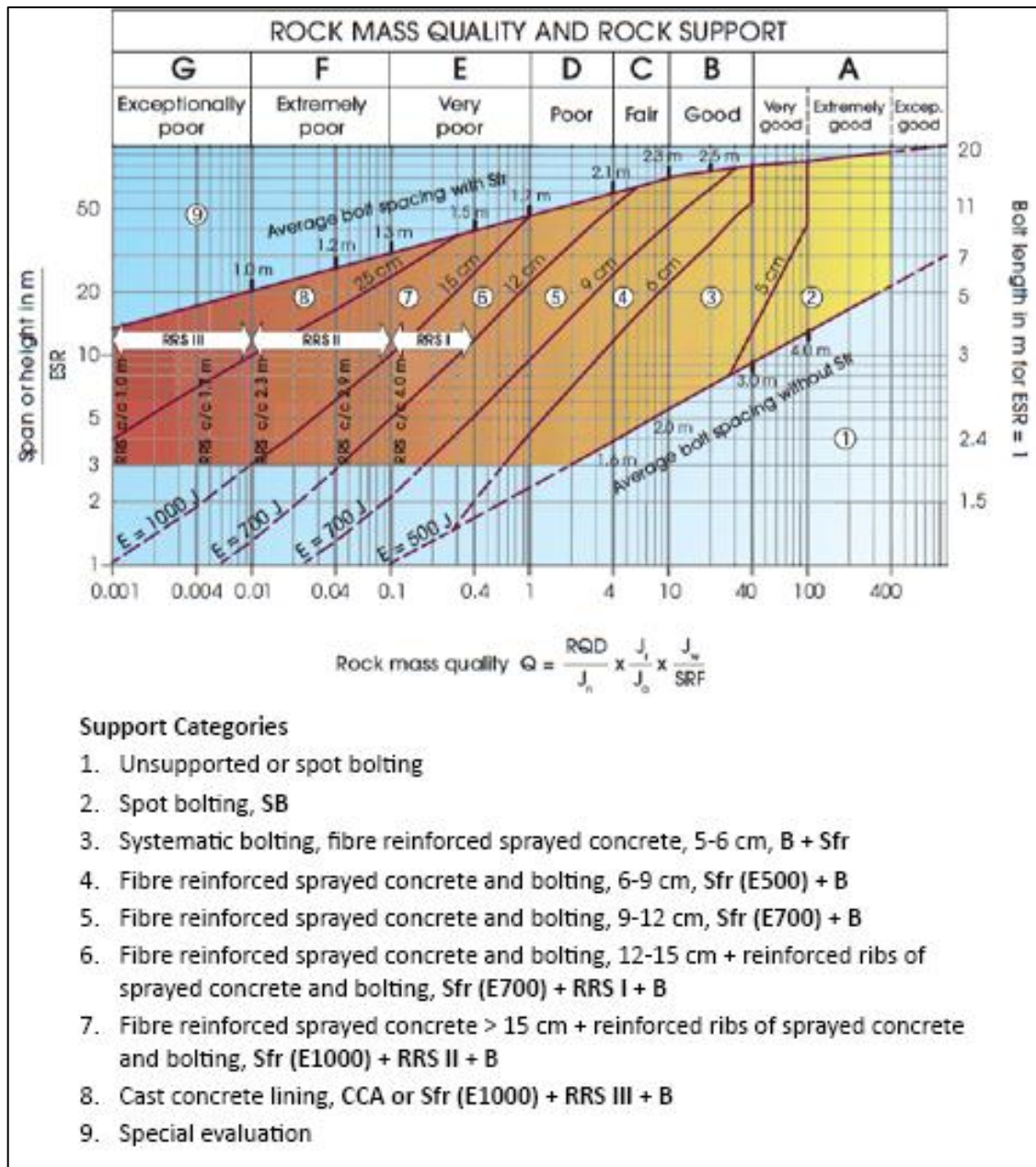


Figura 14. Tipo de sostenimiento según valor de De, ESR y cálculo de Q de Barton

Fuente: Bieniawski, 1989

2.5.7. Criterio de GSI

Hoek & Brown, (1980) El GSI (Geological Strength Index) importante para estimar la disminución de la resistencia del macizo rocoso en diferentes condiciones geológicas, utilizando el criterio de rotura de Hoek y Brown. Es un índice esencialmente cualitativo y se basa en la fracturación, alteración de las discontinuidades, tamaño de bloques y estructura geológica del macizo rocoso tal como se muestra en la tabla.

En la siguiente tabla se muestra un método muy interesante para determinar el índice GSI, es el método de los 4 pasos.

- **Paso 1.** Condiciones de fracturamiento del macizo rocoso.
- **Paso 2.** Condiciones de Resistencia, Alteración y Relleno.
- **Paso 3.** Unir clasificación del Paso 1 y Paso 2.
- **Paso 4.** Determinación de sostenimiento.

COMPAÑIA MINERA EL AGUILA SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I (Modificado)					
A SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES B PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional). C PERNO SISTEMÁTICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional). D PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más malla de refuerzo obligatoria. (SHOTCRETE 5.0 cm sin fibra). E PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 5.0 cm con fibra. F PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 10.0 cm con fibra. (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).	CONDICIONES SUPERFICIALES BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA). REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). MALA (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA). MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MÁS DE 5 mm).				
ESTRUCTURA LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)		(A)	(A)	(A)	—
MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).		(A)	(A)	(B)	(D)
MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).		(A)	(C)	(D)	(E)
INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).		(C)	(D)	(E)	(F)
		LF/B	LF/R	LF/M	
		FB	FR	FM	
		MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM
		IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM

Figura 15. GSI y tipo de sostenimiento (tomado de Rodríguez, 2020).

Fuente: Compañía minera ARES SAC

2.5.8. Método gráfico de estabilidad

El “Método Gráfico de Estabilidad” desarrollado por Mathews y modificada por Potvin & Milne, es una técnica empleada para el dimensionamiento geomecánico de tajeos, esta ha demostrado ser una herramienta adecuada para el diseño subterráneo.

Fundamento

“El método gráfico de estabilidad para dimensionamiento de tajeos se fundamenta en el estudio realizado en una serie de casos en minas subterráneas. Esta técnica toma en consideración los principales factores de influencia en el diseño estable de los tajeos. La información sobre la estructura, la resistencia del macizo rocoso, los esfuerzos alrededor de las excavaciones, el tamaño, la forma y la orientación de las excavaciones con respecto a la orientación de los sistemas de discontinuidades críticas presentes en el macizo rocoso para dimensionar un tajeo en distintos escenarios (desde el autosoporte hasta el colapso)”

2.6. Definiciones conceptuales

Según Tamayo (1993), la definición de términos básicos "es la aclaración del sentido en que se utilizan las palabras o conceptos empleados en la identificación y formulación del problema." (p. 78). “Consiste en dar el significado preciso y según el contexto a los conceptos principales, expresiones o variables involucradas en el problema formulado”.

2.6.1. Mecánica de rocas

“La mecánica de rocas es la ciencia teórica y práctica del comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos; es la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico” (Hoek & Brown, 1980).

2.6.2. Caracterización geomecánica de macizos rocosos

La caracterización geomecánica del macizo rocoso constituye la fase inicial en todo estudio geológico – geomecánico e implica la descripción de las características particulares que intervienen en el comportamiento geomecánico frente a procesos de minado (parámetros de la roca intacta, parámetros de las discontinuidades estructurales, la hidrogeología). La caracterización de macizos rocosos se basa en las observaciones y descripciones tomadas en afloramientos y sondajes diamantinos.

2.6.3. Factores que influyen en las condiciones de estabilidad

“Los factores que influyen en las condiciones de estabilidad de la masa rocosa de las excavaciones subterráneas, son: La litología, intemperización y alteración, la estructura de la masa rocosa, los esfuerzos, el agua subterránea, la forma tamaño y orientación de las excavaciones, el esquema y secuencia de avance de minado, la voladura, el tiempo de exposición abierta de la excavación y los estándares de sostenimiento”.

2.6.4. Clasificaciones geomecánicas

“Las clasificaciones geomecánicas determinan la sistemática del diseño empírico en ingeniería de rocas y relacionan la experiencia práctica obtenida en distintos proyectos con las condiciones particulares de cada lugar. El propósito de las clasificaciones geomecánicas es proporcionar un índice numérico que nos indica la calidad del macizo rocoso. Existe una amplia gama de sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos, sin embargo, los más utilizados y que tienen una relevancia histórica son: Terzaghi (1946), Laufer (1958), Deere (1967), Wickham (1972), Bieniawski (1973, 1989), Barton (1974), Laubscher (1977). Aberturas mineras permanentes. Excavaciones que tendrán una larga duración, cercanas a la vida de la mina por ser importantes para el minado. Ejemplo: piques, chimeneas, galerías de nivel, etc”.

2.6.5. Caída de rocas

La caída de rocas constituye uno de los mayores riesgos en el minado subterráneo. Por esta razón, para que las operaciones mineras sean seguras, es importante que el personal de la mina identifique los problemas de inestabilidad de la masa rocosa, de esta manera adoptar medidas adecuadas para prevenir los accidentes por caída de rocas.

Geomecánica. Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades. Actividad minera es el ejercicio de las actividades de exploración, explotación, labor general, beneficio, comercialización, y transporte minero, en concordancia con la normatividad vigente. Explotación. Desarrollo de las operaciones mineras en sí, de un yacimiento dado.

2.6.6. Minería

Actividad desarrollada por el hombre para la extracción de productos minerales que se encuentran en la corteza terrestre y que tienen algún valor económico.

2.6.7. Nivel

Son galerías horizontales de un frente de trabajo existente en una mina; es usual trabajar las minas desde un pozo, estableciendo niveles a intervalos regulares, generalmente con una separación de 50 metros o más.

2.6.8. Tajo

Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral. Banco de mineral o desmonte. Término usado en minería para definir rocas de diferente tamaño. Banco o cara. Es la parte de cualquier mina subterránea o a cielo abierto donde se va a efectuar trabajos de excavación.

2.6.9. Echadero

Es una labor minera vertical o semivertical que sirve como medio de transporte del mineral o desmonte de un nivel a otro. Burden. "Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados" (Konya).

2.6.10. Esfuerzo

Es el conjunto de fuerzas que afectan a un cuerpo material y tienden a deformarlo, Los esfuerzos tectónicos pueden ser básicamente de tres tipos:

2.6.11. Compresión

Producido por fuerzas que actúan convergentemente en una misma dirección. Como consecuencia se produce un acortamiento de la corteza.

2.6.12. Distensión

(Tensión, estiramiento o tracción) Producida por fuerzas divergentes que actúan en una misma dirección. Como consecuencia se produce un estiramiento de la corteza.

2.6.13. Esfuerzo normal (σ)

Es la componente normal del esfuerzo, es decir la componente perpendicular al plano sobre el cual actúa el esfuerzo.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

En este capítulo se relatará el conjunto de estrategias que se seleccionaron para recoger la información necesaria para la comprobación de las hipótesis.

3.1. Metodología de Investigación

3.1.1. Tipo

La presente investigación persigue fines de descripción directos e inmediatos. Asimismo, busca sentar las bases para la aplicación en una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. De acuerdo a la intervención del investigador es de tipo experimental, ya que manipula la variable. Por otro lado, la planificación de la toma de datos es prospectiva, ya que el investigador analizará datos in situ.

“Este estadio se lleva a cabo cuando el investigador va a diseñar el programa para luego evaluarlo, o también como pretest cuando va a evaluar un programa ya elaborado, que no ha sido aplicado en un contexto particular”.

“La importancia de la investigación descriptiva radica, entre otras cosas, en que ella, junto con la investigación exploratoria, constituye la base y el punto de partida para los tipos de investigación de mayor profundidad”. (Hurtado, 2010).

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

Es una investigación de Nivel Explicativo porque se pretende detectar relaciones entre eventos, particularmente aquellas que permiten comprender por qué los eventos

ocurren y bajo cuales condiciones. 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 (procesos explicativos, procesos generadores).

Los objetivos se enfocan en la exploración y evaluación geomecánica del macizo rocoso de la veta Thalia unidad minera Pallancata 2021.

“El nivel perceptual, o primer nivel indica una aproximación inicial al evento, en la cual apenas se alcanzan a percibir los aspectos más evidentes del mismo; por eso, los objetivos que corresponden a este nivel son” “comparar y un evento desconocido con uno conocido”. (Hurtado, 2010)

3.1.4. Diseño

“Por su finalidad de estudio, la presente investigación de acuerdo a las variables planteadas, el objetivo general y objetivos específicos de la investigación es de tipo cuasi experimental”.

“El diseño de investigación es el diseño cuasiexperimental. 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)

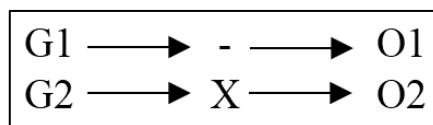


Figura 16. Diseño de Investigación

*Nota: Elaboración Propia

Donde:

- G1: Grupo de Análisis del Macizo Rocosó
- G2: Grupo de Análisis del Macizo Rocosó
- O1: Observación 1
- O2: Observación 2
- X: Tratamientos, estímulo o implementación experimental.

3.1.5. Población

La población de esta investigación está constituida por el Macizo Rocosó que se encuentra en la veta Thalia unidad minera Pallancata 2021.

Según Gonzales, Abel (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”.

3.1.6. Muestra

En el caso de la investigación la muestra es el macizo rocoso perteneciente a los niveles **4265 Y 4300** de la veta Thalia unidad minera Pallancata 2021.

El mismo Gonzales, Abel (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”.

3.1.7. Muestreo

El tipo de muestreo es no probabilístico, es decir el muestreo realizado fue de forma intencional dentro de la compañía minera ARES SAC.

En la presente investigación; se utilizó el método científico. En la actualidad según (Cataldo, 1992): “El estudio del método es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “Método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar objetivos. deductivo – inductivo. Observación - Análisis y comparación.

Para ello se emplearán los siguientes pasos.

Análisis de datos antiguos.

Visitas a campo

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 ARES SAC 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 en la veta Thalía compañía minera ARES SAC.

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 unidad minera Pallancata 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, Abel (2014) la observación "es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis.

EVALUACION GEOMECANICA 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: DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO APLICANDO EL MÉTODO GRAFICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA THALIA NIVELES 4265 Y 4300 METODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS UNIDAD MINERA PALLANCATA 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.)									
	RUMBO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALORACION			
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		VALOR ESTIMADO								
A	%	B	%	N° Fract. / ml.	R. COMPRE. UNIAXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
					RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
					ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3			
TIPO ESTRUJ.	ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS	CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	
	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO			ESPEJOR	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
					RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)		4C		
					RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)		4D		
					ALTERACION	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)		4E		
					AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)		5		
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =														
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 geólogo 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 esquirlas 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		

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

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

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.



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/cm ²	3 - 4 Kp/cm ²	2 - 3 Kp/cm ²	1 - 2 Kp/cm ²	< 1 Kp/cm ²
	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

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

EVALUACION GEOMECANICA
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 DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO APLICANDO EL MÉTODO GRAFICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA THALIA NIVELES 4265 Y 4300 METODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS UNIDAD MINERA PALLANCATA 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

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO

LUGAR: _____
 NIVEL: _____
 LABOR: _____

POR: _____
 FECHA: _____
 HOJA: _____

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
	RUMBO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO	RANGO DE VALORES					VALOR ESTIMADO	VALORACION		
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)			<25(2) <5(1) <1(0)	1
A	%	B	%	Nº Fract. / ml.	RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		CONDICION DE JUNTAS	ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
	RUMBO, DIR.	BUZAM.		TIPO	ESPESOR	COMENTARIOS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	
							ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	
							RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	
							RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	
							ALTERACION	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	
							AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =														
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 geólogo 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 esquirlas 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		

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

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

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.




 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	Maia	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		0° - 20°	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	Cualquier direccion	
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media	Muy desfavorable	


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

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.
- d) También se aplicarán software de simulación phase2 para la determinación de los factores de estabilidad con el uso de sostenimiento y factor de seguridad.

CAPÍTULO IV

RECOLECCIÓN DE DATOS Y PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

4.1. Investigaciones geomecánicas básicas

Para realizar la caracterización y dimensionamiento geomecánico del macizo rocoso se utilizaron las clasificaciones geomecánicas basadas en el RMR 89 de Bieniaswky, GSI de Hoek y Sistema Q de Barton, así mismo, se realizaron logueos, mapeos geomecánicos e interpretaciones geotécnicas entre los niveles 4265 y 4300, ver figura 17.

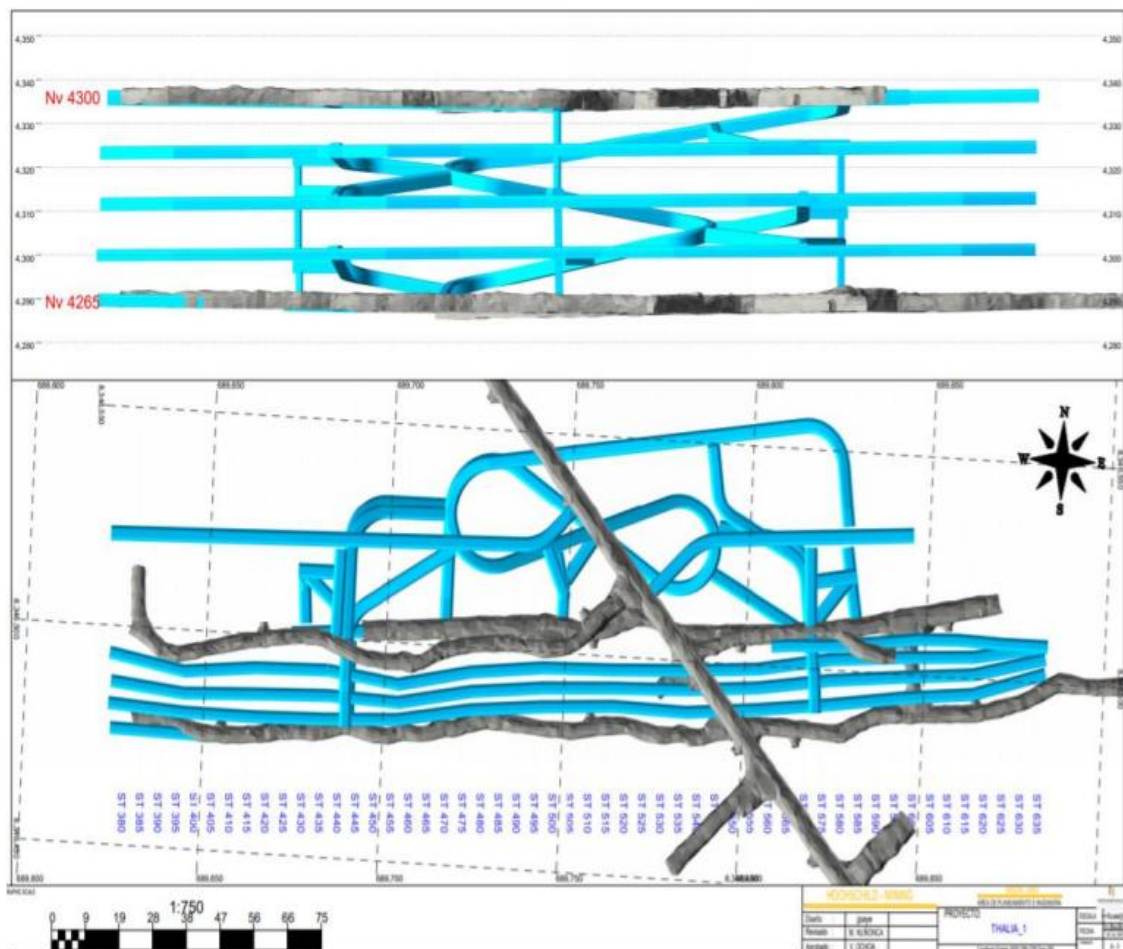


Figura 17. Proyecto Veta Thalia

*Nota: Elaboración Propia

4.1.1. Procedimiento para el cálculo por el método grafico de estabilidad

- Se realizarán cuatro secciones representativas desde los niveles 4265 - 4300, de acuerdo a los dominios estructurales del macizo rocoso y se procede a calcular el Método Grafico de Estabilidad (N'), Radio Hidráulico (RH) y el ELOS porcentaje de dilución.
- Los resultados obtenidos indican que se para minar bancos de 10m de altura las longitudes de acuerdo a la calidad de roca y considerando el ancho de minado son de 40 y 20m para la zona de estudio. Los resultados obtenidos en la caja techo, caja piso y veta, se muestran en los cuadros adjuntos. Para la interpretación de los cuadros se deberá tomar en cuenta lo siguiente.
 - N° Método Grafico de Estabilidad
 - RH Radio Hidráulico
 - H Altura de banco (De acuerdo al Buzamiento Inclinado)

Los valores obtenidos a tomar en cuenta son de las rocas encajonantes, es decir la caja techo y caja piso deben ser de buena consistencia a fin de evitar lajamiento después de la limpieza del mineral. Entonces en los tramos 1, 2 y 3 se puede realizar minado con longitud de 40m y en el tramo 4, se deberá minar una longitud de 20m. ver cuadros 1, 2, 3 y 4.

4.1.2. Clasificaciones geomecánicas

RMR '89 de Bieniawski

La clasificación geomecánica de Bieniawski '89, consta de los siguientes seis parámetros usados para clasificar una masa rocosa con el sistema RMR:

- Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso
- Designación de la calidad de la roca (RQD)

Espaciamiento de las discontinuidades

- Condición de las discontinuidades
- Condiciones del agua subterránea
- Orientación de las discontinuidades

En la aplicación de este sistema de clasificación, la masa rocosa es dividida en un número de regiones estructurales y cada región es clasificada separadamente. Los bordes de las regiones estructurales generalmente coinciden con algún rasgo

estructural principal tal como una falla o con un cambio en el tipo de roca. En algunos casos los cambios significativos en el espaciamiento o características de las discontinuidades, dentro de un mismo tipo de roca, puede requerir la división de la masa rocosa en un número de pequeñas regiones estructurales o dominios, en la tabla 1, se muestra el resumen de la aplicación del sistema RMR.

Tabla 13. Sistema RMR '89 de Bieniawski

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR)									
PARAMETRO		RANGO DE VALORES						VALORACION	
ROJ (Mpa)		>250 (15)	100 - 250 (12)	50 - 100 (7)	25 - 50 (4)	<25 (2), <5 (1), <1 (0)	1		
ROD (%)		90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	25 - 50 (8)	<25 (3)	2		
ESPACIAMIENTO		> 2m (20)	0.6 - 2m (15)	0.6 - 0.2m (10)	0.2 - 0.05m (8)	< 0.05m (5)	3		
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m (6)	1 - 3m (4)	3 - 10m (2)	10 - 20m (1)	> 20m (0)	4A		
	APERTURA	Cerrada (6)	< 0.1mm (5)	0.1 - 1.0mm (4)	1 - 5mm (1)	> 5mm (0)	4B		
	RUGOSIDAD	Muy Rápida (6)	Rápida (5)	Ligera (3)	Lisa (1)	Esqueleto de falla (0)	4C		
	RELLENO	Limpio (6)	Duro <5mm (4)	Duro >5mm (2)	Suave <5mm (1)	Suave >5mm (0)	4D		
	INTERPERISMO	Sana (6)	Ligero (5)	Moderado (3)	Muy Intemp (2)	Descompuesto (0)	4E		
AGUA SUBTERRANEA		Secco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Gotosa (4)	Flujo (0)	5		
RMR BASICO =									
AJUSTE POR ORIENTACION DE ESTRUCTURAS							6		
RMR AJUSTADO =									
CORRECCION POR ORIENTACION DE LAS ESTRUCTURAS									
MUY FAVORABLE		FAVORABLE		MEDIA		DEFAVORABLE		MUY DEFAVORABLE	
0		-2		-5		-10		-12	
DIRECCION PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL				DIRECCION PARALELA AL EJE DEL TUNEL				BUZAMIENTO 0° - 20° CUALQUIER DIRECCION	
EXCAVACION CON BUZAMIENTO		EXCAVACION CONTRA BUZAMIENTO							
BUZ 45° - 90°	BUZ 20° - 45°	BUZ 45° - 90°	BUZ 20° - 45°	BUZ 45° - 90°	BUZ 20° - 45°				
MUY FAVORABLE	FAVORABLE	MEDIA	DEFAVORABLE	MUY DEFAVORABLE	MEDIA	DEFAVORABLE			
CLASE DE MACIZO ROCOSO									
RMR	61 - 80	51 - 60	41 - 50	31 - 40	21 - 30	< 20			
DESCRIPCION	II - BUENA	III - A / REGULAR - A	III - B / REGULAR - B	IV - A / MALA - A	IV - B / MALA - B	V / MUY MALA			

GSI de Hooke

El índice de resistencia geológica (GSI) es un índice de caracterización de macizos rocosos que evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios: estructura geológica y condición de la superficie de las juntas. Tiene gran aceptación en el Perú por su facilidad de uso entre el personal de operaciones. El índice GSI fue modificado por C. Vallejo (2002) con el objetivo de utilizar las tablas originales de manera práctica y sencilla de clasificar cualitativamente al macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido. Cabe señalar que el índice GSI fue originalmente desarrollado con la finalidad de obtener parámetros para el criterio de falla de Hoek & Brown, por lo que Vallejo recurre a las equivalencias del GSI con RMR para recomendar y dimensionar el sostenimiento. Las tablas resultan ser muy prácticas para ser empleadas solo para los colaboradores o trabajadores, sin embargo, corresponderá al personal especializado del área de geomecánica de cada empresa, la adecuación específica, así como la evaluación y/o revisión de su aplicación. En el Anexo A se encuentran las tablas modificadas de GSI, ver tabla 14.

Tabla 14. Índice GSI

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL						VOLUMEN DE BLOQUE, V _b	
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)			
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (apertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>La relación del GSI con RMR, en condiciones secas y sin corrección por orientación es la siguiente: GSI=RMR(seco) - 5</p> <p>El RMR con el índice Q se relacionan mediante la siguiente relación: RMR=15Log Q+50 (Barton, 95)</p> <p>Para relacionar el GSI con el RMI se toma en cuenta los parámetros Jc (condición de fracturas) y V_b (volumen de bloque).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CORRELACIÓN GSI modificada y RMR'</p>		<p>DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc>250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLIN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALEMENTE)</p> <p>SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA >1 cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO.(Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>							
<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<100cm.</p>	100cm 50cm 40cm	90 85 80 75						1m ³	
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<20cm</p>	20cm 15cm 10cm		70 65 60					1dm ³	
<p>MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<10cm.</p>	8cm 6cm			55 50 45					
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<5cm.</p>	4cm 2cm				40 35 30 25			1cm ³	
<p>TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)</p>	1cm					20 15 10 5			
C. VALLEJO, 2011		12 4.5 1.7 0.67 0.25 0.1							
		FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, J _c							

Fuente: Vallejo (2002)

Sistema Q de Barton

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso utilizando 6 parámetros distintos:

- RQD
- Número de familias de fracturas.
- Rugosidad de la fractura o discontinuidad más desfavorable.
- Grado de alteración o relleno a lo largo de las fracturas más débiles
- Flujo de agua
- Condición de esfuerzos

Estos 6 parámetros son agrupados en 3 cocientes para dar la calidad global de la masa rocosa Q como sigue:

$$Q = \frac{RQN}{J_m} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_v}{SRF}$$

Dónde:

RQN = Designación de la calidad de la roca

Jn = Número de familias de fracturas

Jr = Número de rugosidad de las fracturas

Ja = Número de alteración de las fracturas

Jw = Numero de reducción por agua en las fracturas.

SRF = Factor de reducción de esfuerzos

La calidad de la roca puede variar de Q = 0.001 a Q = 1000 sobre una escala logarítmica de calidad del macizo rocoso.

4.1.3. Distribución de discontinuidades

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades tanto de los tajos en estudio, el procesamiento de datos se realizó mediante mapeos geomecánicos “Clasificación del índice Geológico de Resistencia” (GSI) propuesto por Hoek (1995).

4.1.4. Clasificación de la masa rocosa en labores permanentes

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos – 1989) y la Clasificación del índice Geológico de Resistencia (GSI) propuesto por Hoek (1995).

4.2. Prueba de Hipótesis

Prueba de normalidad del Factor de Seguridad Vs Esfuerzo

Formulación de las hipótesis Nula (H0) y Alterna (H1)

H0: La distribución de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades no difiere de la distribución normal.

H0: $p \geq 0,050$

H1: La distribución de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades difiere de la distribución normal.

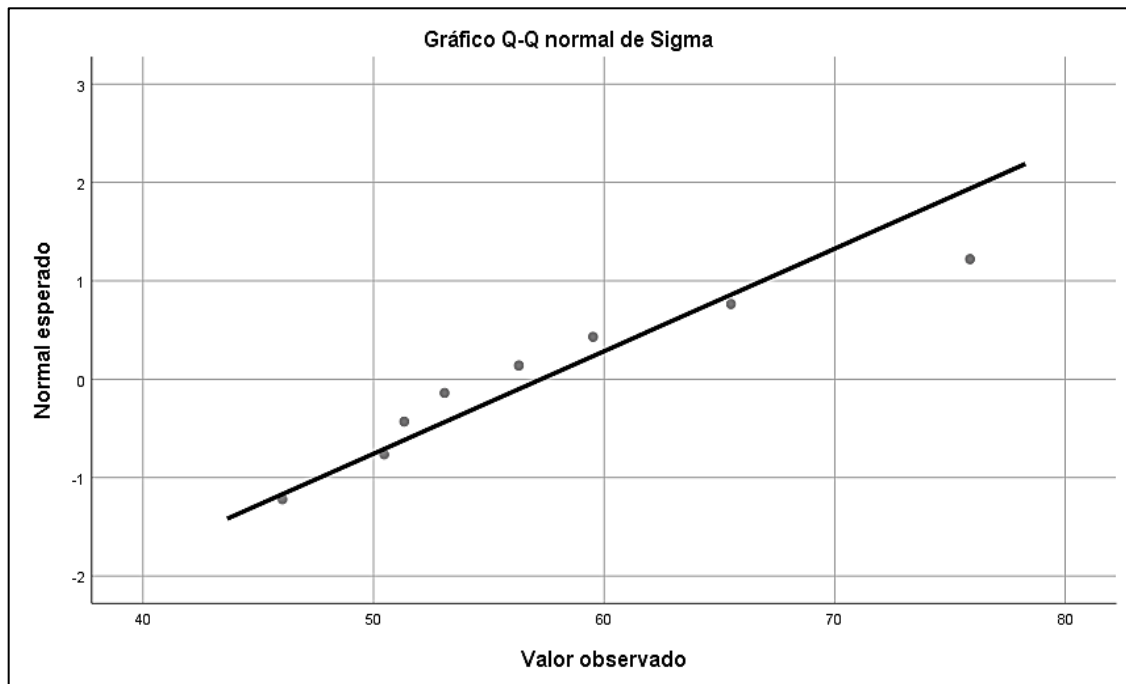
H1: $p < 0,050$

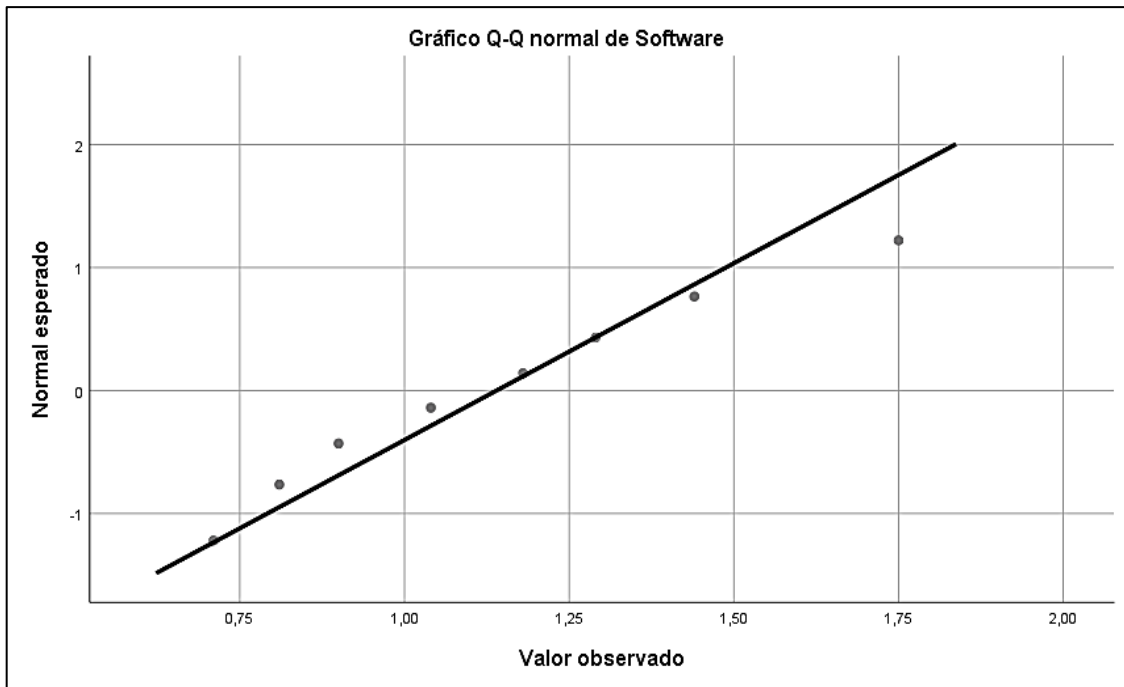
Tabla 15. Prueba de normalidad de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades

	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Estudio Geomecanico	0,925	8	0,468
Clasificación de las Discontinuidades	0,966	8	0,862

Fuente: Elaboración Propia

Conclusión: Como el nivel de significancia asintótica bilateral obtenido (0,468 y 0,862) es mayor al nivel de significación ($\alpha=0,050$) entonces no se rechaza H_0 , es decir se acepta que: La distribución de la variable estudio Geomecanico Vs Clasificación de las discontinuidades no difiere de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica en la comprobación de la hipótesis.





a) Pruebe la hipótesis de que el factor de seguridad del estudio geomecánico medio poblacional de la veta Thalía es de 1.2 para una significancia $\alpha=0,05$

Solución

Paso 1:

H0: El factor de seguridad del estudio geomecánico medio poblacional de la veta Thalía es menor igual a 1.2.

(Si el p-valor $\geq 0,05$)

H0: $\mu \leq 1.2$

H1: El factor de seguridad del estudio geomecánico medio poblacional de la veta Thalía es mayor de 1.2 (Si el p-valor $< 0,05$)

H1: $\mu > 1.2$

Paso 2: $\alpha = 0,05$

Paso 3: Se utiliza la prueba t de Student para una muestra, ya que los datos del post-test provienen de una distribución normal.

Paso 4: Regla de decisión

Se rechaza H0 si el p-valor $< 0,050$

Tabla 16. Estadísticas de Prueba

Estadísticas para una muestra				
	N	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Software	8	1,1400	0,34797	0,12303

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 17. Prueba de Hipotesis

	Valor de prueba = 1.2					
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
					Inferior	Superior
Software	-0,488	7	0,641	-0,06000	-0,3509	0,2309

Fuente: Elaboración Propia

Para un 95% de confianza se rechaza H0, es decir se acepta que: El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina debe ser mayor de 1.2.

CAPÍTULO V ANÁLISIS Y RESULTADOS

5.1. Resumen del cálculo por el método gráfico de estabilidad

Los valores obtenidos a tomar en cuenta son de las rocas encajonantes, es decir la caja techo y caja piso deben ser de buena consistencia a fin de evitar lajamiento después de la limpieza del mineral. Entonces en los tramos 1, 2 y 3 se puede realizar minado con longitud de 40m y en el tramo 4, se deberá minar una longitud de 20m.

Tabla 18. Tramo 1, Longitud de minado recomendado es de 24m (Influencia de la caja piso)

TRAMO 1				
UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.2	12	28
VETA	4.65	4.5	12	36
CAJA PISO	3.67	4.0	12	24

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 19. Tramo 2, Longitud de minado recomendado es de 21m (Influencia de la veta)

TRAMO 2				
UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.40	12.00	33
VETA	2.54	3.80	12.00	21
CAJA PISO	3.20	4.00	12.00	24

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 20. Tramo 3, Longitud de minado recomendado es de 24m (Influencia de la caja piso)

TRAMO 3				
UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	5.25	4.50	12.00	36
VETA	4.36	4.40	12.00	33
CAJA PISO	3.53	4.00	12.00	24

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 21. Tramo 4, Longitud de minado recomendado es de 16m (Influencia de la caja piso)

TRAMO 4				
UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.40	12.00	33
VETA	2.18	3.50	12.00	17
CAJA PISO	1.92	3.40	12.00	16

*Nota: Elaboración Propia

- Por estabilidad estructuralmente controlada, se tiene sistemas de juntas subparalelas predominantes que acompañan a la mineralización, en algunos casos forman cuñas biplanares susceptibles de ser sostenidas con shotcrete y pernos en los subniveles y cable bolt de acuerdo a diseño en los bancos abiertos.
- Se realizó el cálculo para dimensiona la longitud de los cables, siendo estos de 5m a un espaciamiento de 2.5 a 3.0m, su colocación se realizará de acuerdo a las zonas donde se requiera.
- La dilución proyectada según ELOS, utilizando el ábaco para vetas angostas de Capes (2008), adecuado para este tipo de vetas, proyecta una dilución promedio para los tramos evaluados de 16%.
- Con los resultados obtenidos se proponen las siguientes longitudes de minado.

Tabla 22. Propuesta de Longitud de minado (Influencia de la caja piso)

TRAMO	UBICACIÓN	N'	RH	h (m)	Longitud Estable (m)
TRAMO 1	CAJA PISO	3.67	4.00	12.00	24
TRAMO 2	VETA	2.54	3.80	12.00	21
TRAMO 3	CAJA PISO	3.53	4.00	12.00	24
TRAMO 4	CAJA PISO	1.92	3.40	12.00	16

*Nota: Elaboración Propia

5.2. Aspectos estructurales

Caracterización del Macizo Rocoso

Basado en las clasificaciones geomecánicas aplicadas en la toma de datos de campo para la caracterización del macizo rocoso es que presentamos una tabla resumen acerca de las codificaciones y tipos de roca utilizadas, ver tabla la tabla 23.

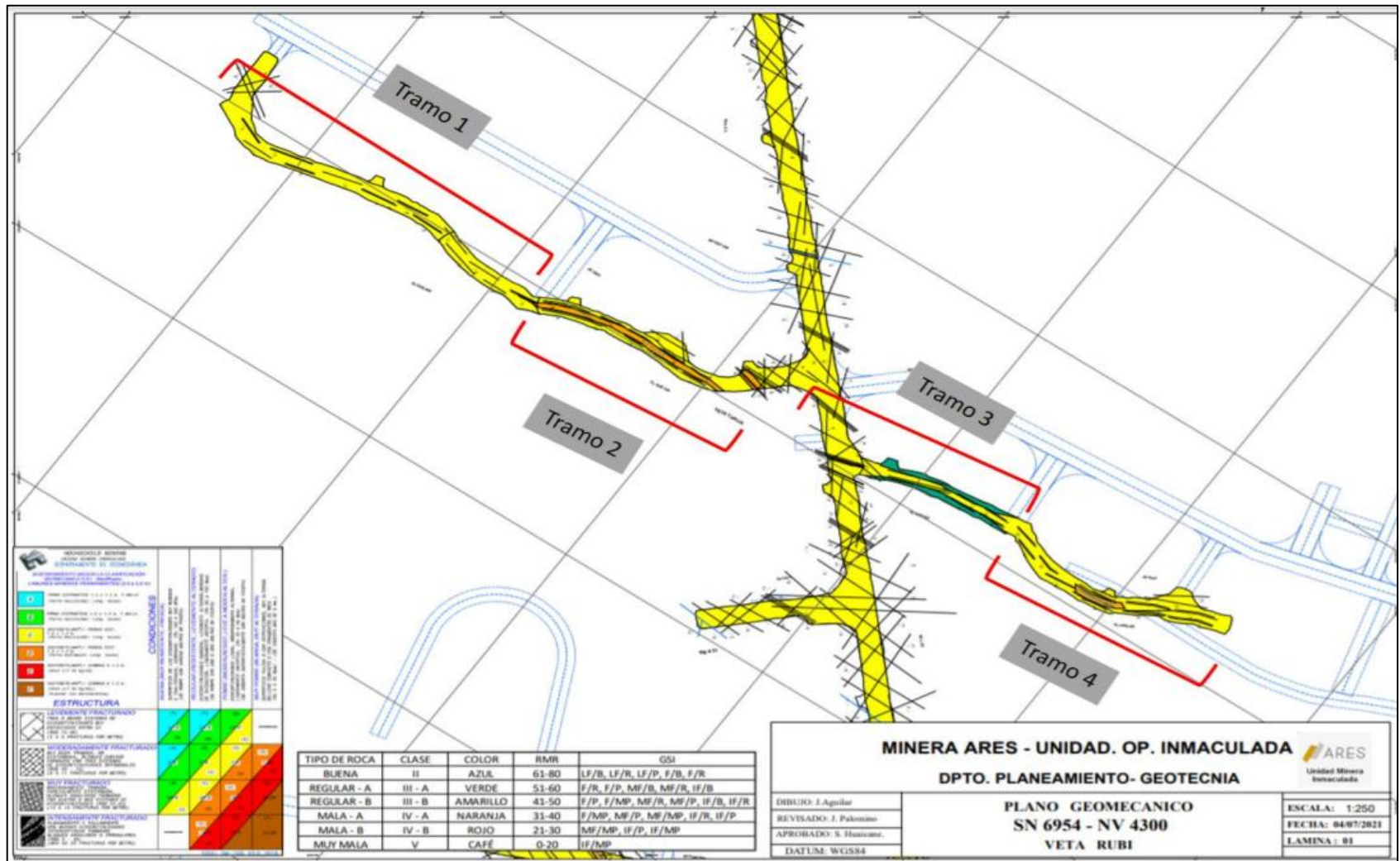
Tabla 23. Clasificaciones geomecánicas indicando el tipo de roca.

CUADRO DE CLASIFICACION GEOMECANICA SISTEMA RMR y GSI				
TIPO DE ROCA	CLASE	COLOR	RMR	GSI
BUENA	II	AZUL	61 - 80	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R
REGULAR - A	III - A	VERDE	51 - 60	F/R, F/P, MF/B, MF/R, IF/B
REGULAR - B	III - B	AMARILLO	41 - 50	F/P, F/MP, MF/R, MF/P, IF/B, IF/R
MALA - A	IV - A	ANARANJADO	31 - 40	F/MP, MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P
MALA - B	IV - B	ROJO	21 - 30	MF/MP, IF/P, IF/MP
MUY MALA	V	CAFÉ	0 - 20	IF/MP

*Nota: Elaboración Propia

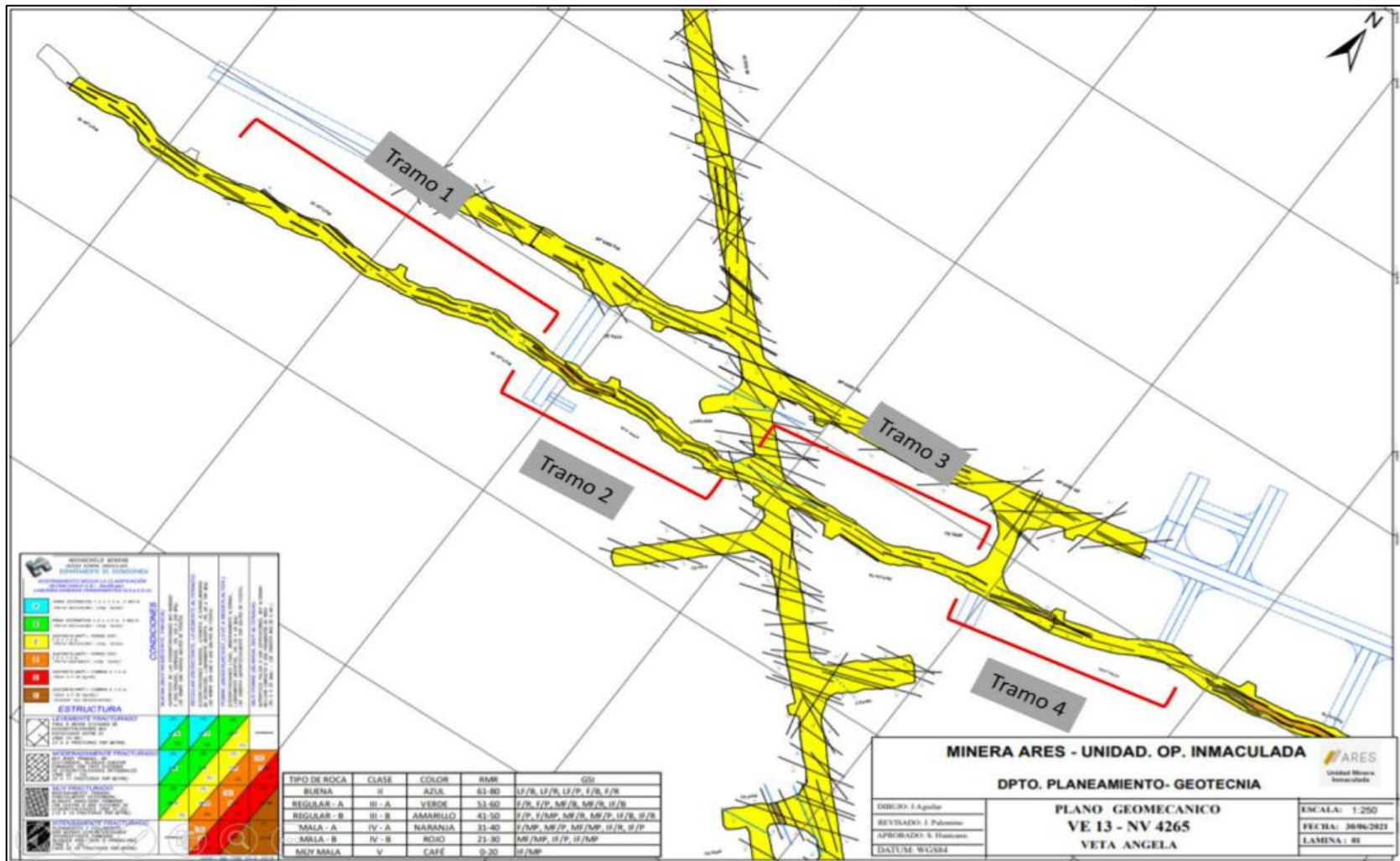
Mapeo geomecánico Nivel 4300

Se ha realizado el mapeo geomecánico estructural de la veta THALIA en los niveles 4265 y 4300, en donde se puede apreciar calidades de roca tipo III-B entre las rocas encajonantes y estructura mineralizada, también en algunos tramos se tiene roca tipo IVA para la veta, con dos y tres dominios estructurales predominantes en una litología andesítica con debris flow, ver plano 1 y 2.



Plano 1, Mapeo Geomecánico del Nivel 4300, Veta THALIA

*Nota: Elaboración Propia



Plano 2, Mapeo Geomecánico del Nivel 4265, Veta THALIA

*Nota: Elaboración Propia

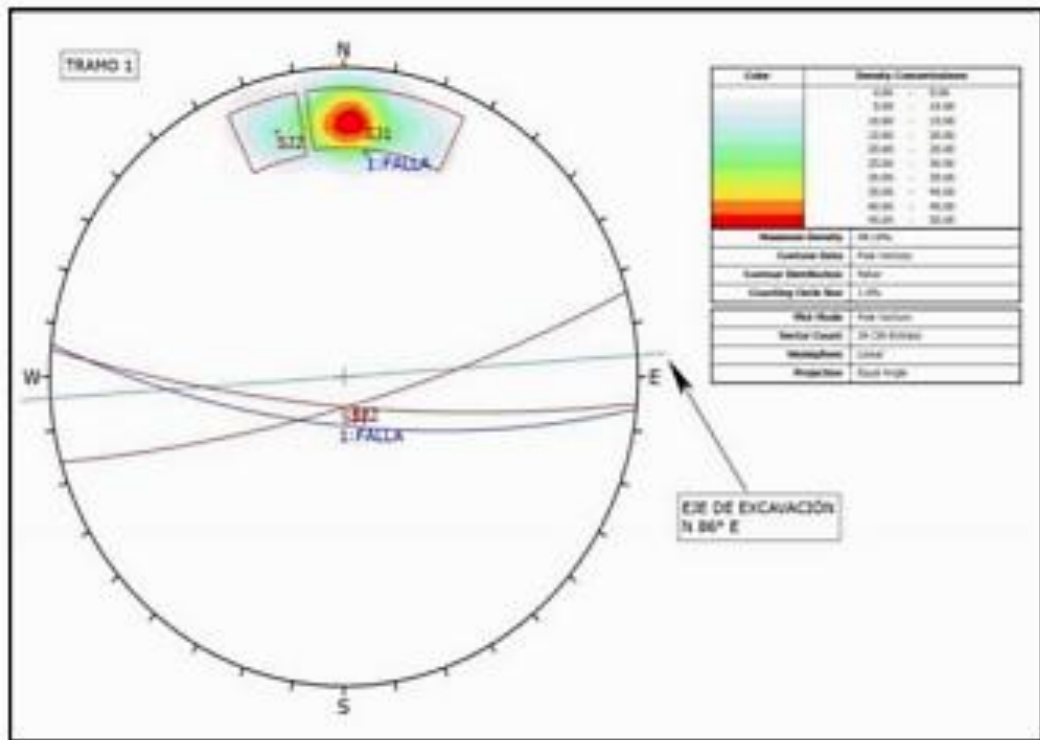


Figura 18. Proyeccion estereografica tramo 1

*Nota: Elaboración Propia

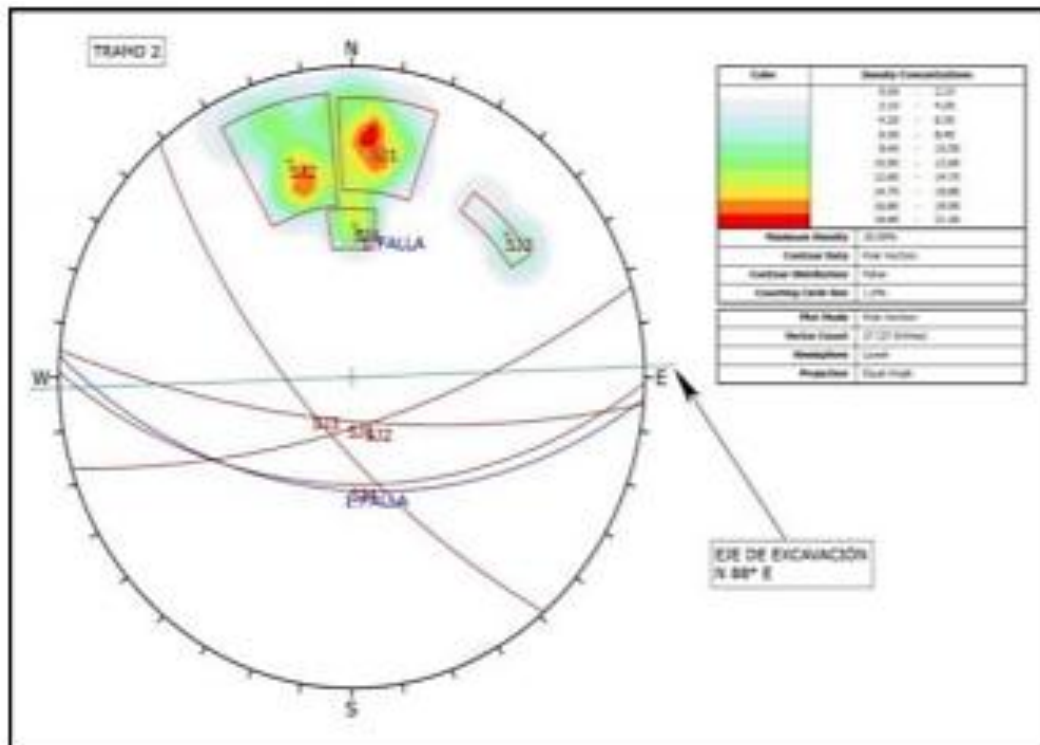


Figura 19. Proyeccion estereografica tramo 2

*Nota: Elaboración Propia

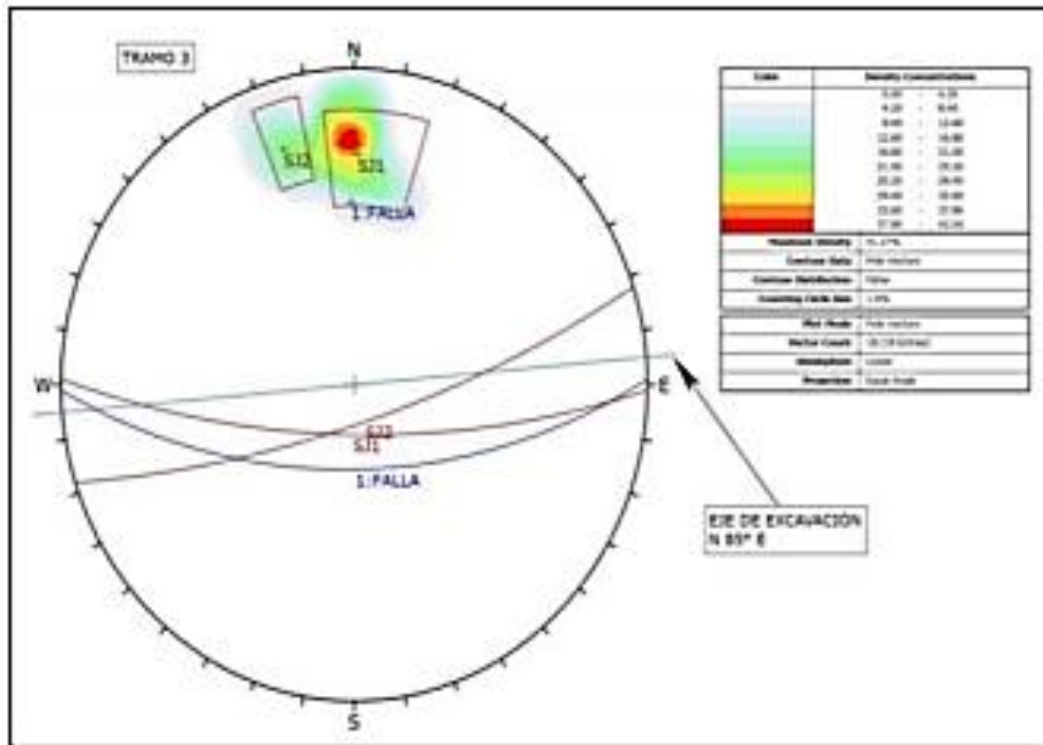


Figura 20. Proyección estereográfica tramo 3

*Nota: Elaboración Propia

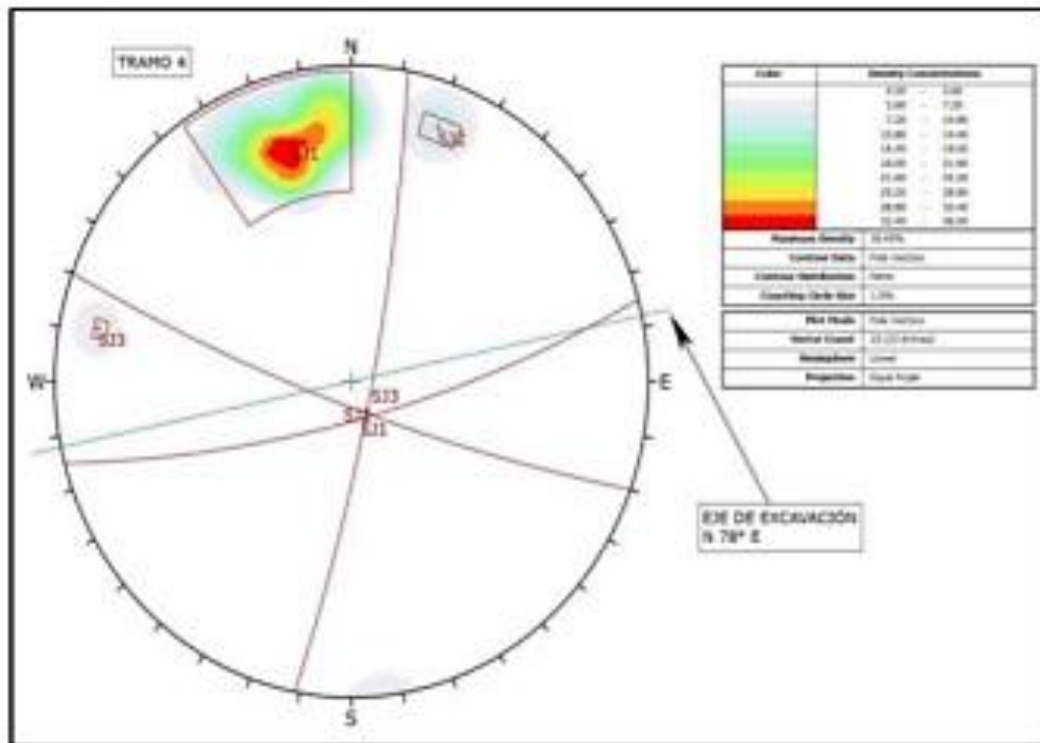


Figura 21. Proyección estereográfica tramo 4

*Nota: Elaboración Propia

De acuerdo a las proyecciones estereográficas de los tramos 1, 2, 3 y 4, se tiene predominancia de un sistema de juntas con una falla que acompaña a la mineralización en la caja techo, también dos sistemas de juntas perpendiculares al avance con algunas fracturas secundarias, no se aprecian presencia de cuñas importantes que puedan generar inestabilidad a la excavación.

5.3. Cálculo del método gráfico de estabilidad

El dimensionamiento de tajeos se fundamenta en el estudio realizado en una serie de casos en minas subterráneas. Esta técnica toma en consideración los principales factores de influencia en el diseño estable de los tajeos, para nuestro caso se evaluó la veta Thalía desde el Nv 44265, hasta el Nv 4300, ver figura 22.

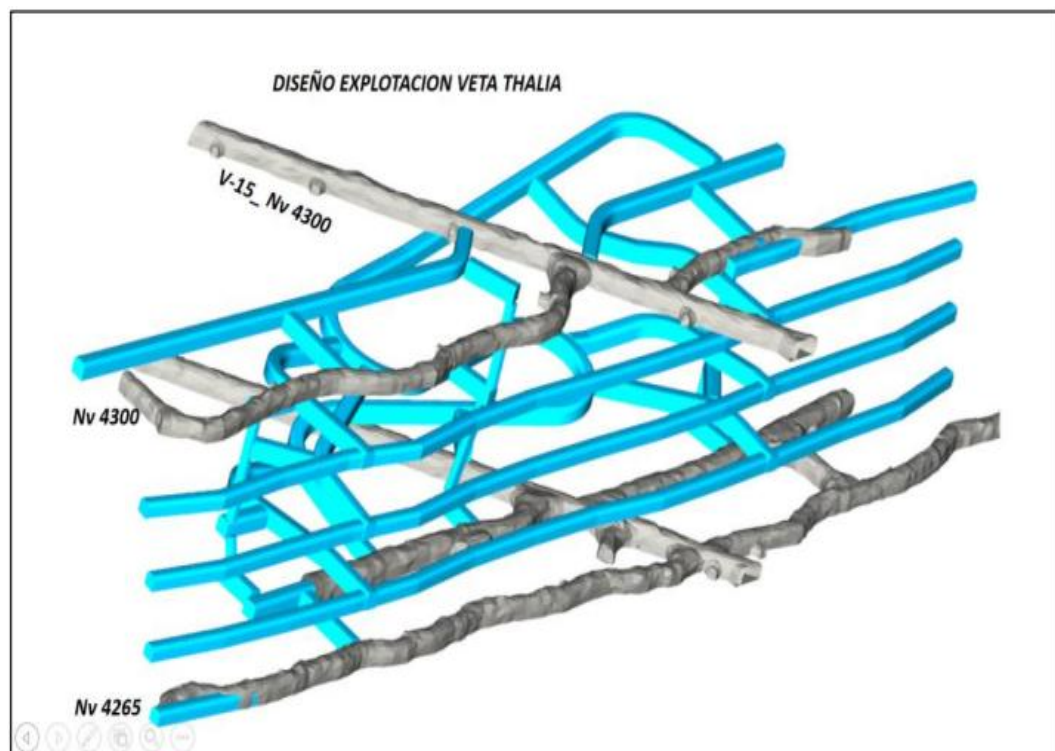


Figura 22. Proyecto Veta Thalía

*Nota: Elaboración Propia

Se han considerado realizar este tipo de análisis en cuatro secciones representativas a través de toda la longitud de la veta:

- Tramo 1
- Tramo 2
- Tramo 3
- Tramo 4

El procedimiento para dimensionar los tajeos aplicando el método gráfico de estabilidad se fundamenta en el cálculo de los siguientes parámetros:

5.4. Procedimiento del cálculo

Número de estabilidad N´

Representa la respuesta del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado, el cual considera la calidad del macizo rocoso expresado en el índice Q´ modificado el factor de reducción por esfuerzos en la roca, el factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades con respecto a la orientación del eje del tajeo, el factor de ajuste por efecto de la gravedad sobre las cuñas de techo y pared que forman el arreglo estructural de los sistemas de discontinuidades con el tajeo.

Dónde:

Q´: índice de calidad "Q" modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

• Cálculo de Q´:

El índice "Q" del macizo rocoso se calcula de los resultados del mapeo geológico - geotécnico realizado en las excavaciones Subterráneas. Para estimar el valor del índice Q´ modificado, con la restricción de que el factor esfuerzos activos J_w/SRF se considera igual a la unidad. El valor del índice "Q" para el macizo rocoso se estima a través de la siguiente ecuación.

$$Q = \frac{RQN}{J_m} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_v}{SRF}$$

Dónde: RQD: Grado de fracturamiento del macizo rocoso.

Jn: Numero de sistemas de discontinuidades presentes en el macizo rocoso en estudio.

Jr: Numero de rugosidad de las discontinuidades.

Ja: Numero de alteración de las discontinuidades.

Jw: Factor de reducción por presencia de agua en las discontinuidades.

SRF: Factor de reducción por esfuerzos en el macizo rocoso.

Entonces para hallar el Q´ se utilizará la siguiente fórmula:

- **Cálculo de A:** Este factor toma en cuenta la influencia de los altos esfuerzos que reducen la estabilidad de la masa rocosa. El valor A se determina de la relación de la resistencia a la compresión simple de la roca intacta dividida por el máximo esfuerzo inducido paralelo a la superficie de la pared analizada del tajeo.
- **Cálculo de B:** Este factor toma en cuenta la presencia de discontinuidades con orientación desfavorable respecto a la superficie de cualquiera de las caras de un tajeo. Para determinar este factor en la cara de un tajeo, primero se determina la diferencia entre el rumbo del sistema de discontinuidades principales que intercepta a la cara y el rumbo de la cara del mismo tajeo, con esto definiremos la curva de factor de orientación de discontinuidades por diferencia de rumbo. En un segundo paso se determina el valor de la diferencia de buzamiento entre el sistema principal de discontinuidades y la cara del tajeo el cual es ubicado en el eje horizontal, y mediante el trazo de una línea vertical se intercepta a la curva de factor de orientación obteniendo el valor de Factor de orientación "B" en el eje vertical
- **Cálculo de C:** Este valor considera la orientación de la superficie que se está analizando. Se asigna un valor de ocho (8) para el diseño de las paredes verticales y un valor de dos (2) para los techos horizontales. Este factor refleja la naturaleza inherente más estable de una pared vertical en comparación con una pared horizontal. El factor C sugiere que el valor de Q puede aumentarse cuatro (4) veces para una pared vertical en comparación con una pared de techo horizontal.

Radio Hidráulico

Es el área de la superficie dividida por el perímetro de la pared expuesta que se está analizando. El radio hidráulico se incrementa con un aumento del área de la superficie del tajeo, y a medida que se incrementa el valor del radio hidráulico, disminuirá la estabilidad del tajeo, ver figura 23.

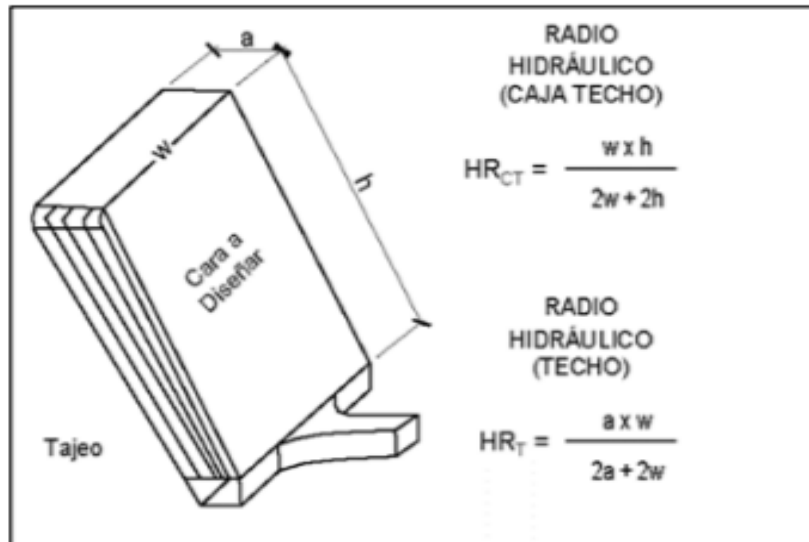


Figura 23. Radio hidráulico

*Nota: Elaboración Propia

5.5. Cálculo del método gráfico de estabilidad para el tramo 1

Se tomaron los datos del macizo rocoso con características representativas y dominios estructurales similares para este tramo. A continuación, se muestran los cálculos matemáticos, ver tabla 24, 25, 26, 27 y 28.

- **Cálculo de Q**

Tabla 24. Cálculo de Q' en el tramo 1

TRAMO 1					
UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
CAJA TECHO	70	9	1.0	2.0	3.889
VETA	55	9	1.0	3.0	2.037
CAJA PISO	75	9	1.0	2.0	4.167

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de A**

Tabla 25. Cálculo de Q' para la CT, Veta y CP

UBICACIÓN	sc (Mpa)	mi	sI	σ_c/σ_I	A
CAJA TECHO	60	20	11.3	5.3	0.48
VETA	60	19	11.3	5.3	0.48
CAJA PISO	65	20	11.3	5.8	0.55

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de B**

Tabla 26. Cálculo de B

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.4
VETA	0.8
CAJA PISO	0.4

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de C**

Tabla 27. Cálculo de C, de la sección S-1

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinación superficie del tajeo)	b (Inclinación junta crítica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	70.0	-	5.9
	Veta	70.0	-	5.9
Deslizamiento	Caja piso	-	70.0	4.0

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de N'**

Tabla 28. Cálculo de C, de la sección S-1

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	3.89	0.48	0.40	5.95	4.44
VETA	2.04	0.48	0.80	5.95	4.65
CAJA PISO	4.17	0.55	0.40	4.00	3.67

*Nota: Elaboración Propia

Dimensionando el tajeo para el tramo 1

Dimensionando el tajeo por el método gráfico de estabilidad con los valores obtenidos de N', realizamos las correlaciones con el radio hidráulico (RH) en el ábaco del método gráfico de estabilidad propuesto por Mathews y luego modificado por Potvin y Nickson, se muestran los resultados en la figura 24.

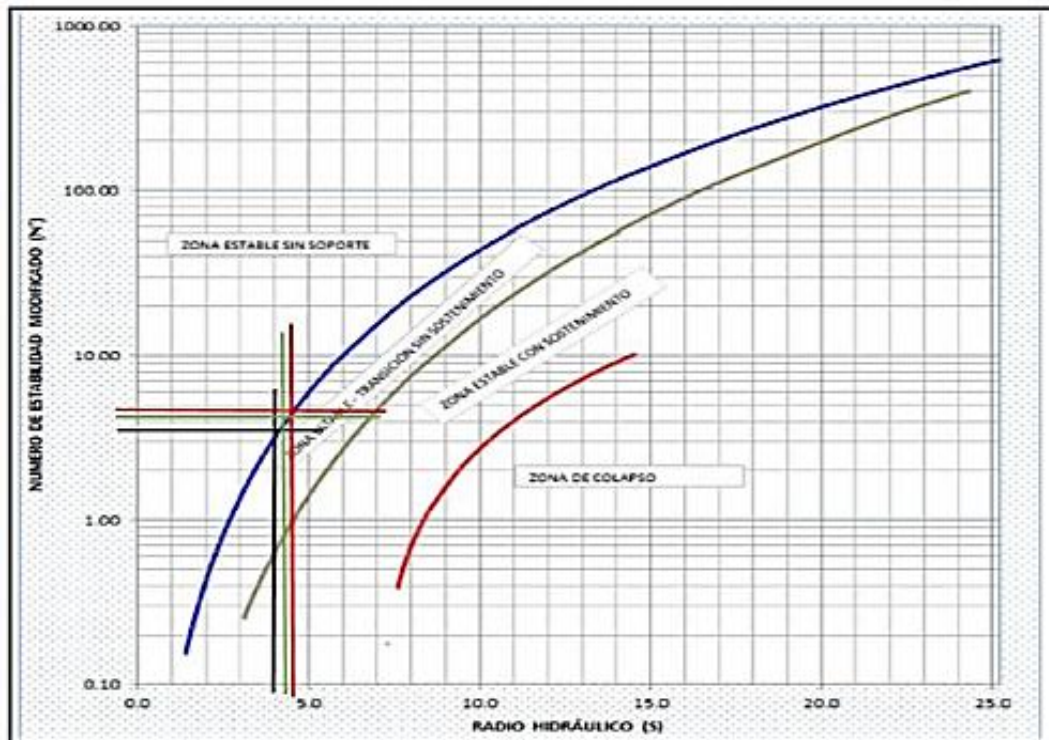


Figura 24. Gráfico de estabilidad modificado (N')

Los resultados indican que para este sector considerando una altura de banco de 12m, se puede obtener para la caja techo una longitud de 28 m; para la caja piso 24 m y para la veta 36 m, ver el cuadro 6. Entonces para realizar la abertura del tajeo se debe tener en cuenta la estabilidad de las rocas encajonantes, en este caso la caja piso es la de menor longitud debido a la calidad de roca.

Tabla 29. Resultados del dimensionamiento de tajeo para el tramo 1

TRAMO 1

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.2	12	28
VETA	4.65	4.5	12	36
CAJA PISO	3.67	4.0	12	24

*Nota: Elaboración Propia

Cálculo del método grafico de estabilidad para el tramo 2

De igual manera en el tramo 2, se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares. A continuación, se muestran los cálculos matemáticos en las tablas 30, 31, 32, 33 y 34.

- **Cálculo de Q**

Tabla 30. Cálculo de Q' en el tramo 2

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
CAJA TECHO	70	9	1.0	2.0	3.889
VETA	55	12	1.0	3.0	1.528
CAJA PISO	75	9	1.0	2.0	4.167

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de A**

Tabla 31. Cálculo de A

UBICACIÓN	sc (Mpa)	mi	sl	σ/σ_1	A
CAJA TECHO	60	20	11.3	5.3	0.48
VETA	45	19	11.3	4.0	0.35
CAJA PISO	60	20	11.3	5.3	0.48

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de B**

Tabla 32. Cálculo de B

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.4
VETA	0.8
CAJA PISO	0.4

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de C**

Tabla 33. Cálculo de C

Tipo de Caida	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinacion superficie del tajeo)	b (Inclinacion junta critica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	70.0	-	5.9
	Veta	70.0	-	5.9
Deslizamiento	Caja piso	-	70.0	4.0

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de N'**

Tabla 34. Cálculo de N , tramo 2

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	3.89	0.48	0.40	5.95	4.44
VETA	1.53	0.35	0.80	5.95	2.54
CAJA PISO	4.17	0.48	0.40	4.00	3.20

*Nota: Elaboración Propia

- **Dimensionando el tajeo para el tramo 2**

Dimensionando el tajeo en el tramo 2, con los valores obtenidos del número de estabilidad N' , realizamos las correlaciones con el radio hidráulico (RH) en el ábaco del método gráfico, ver figura 25.

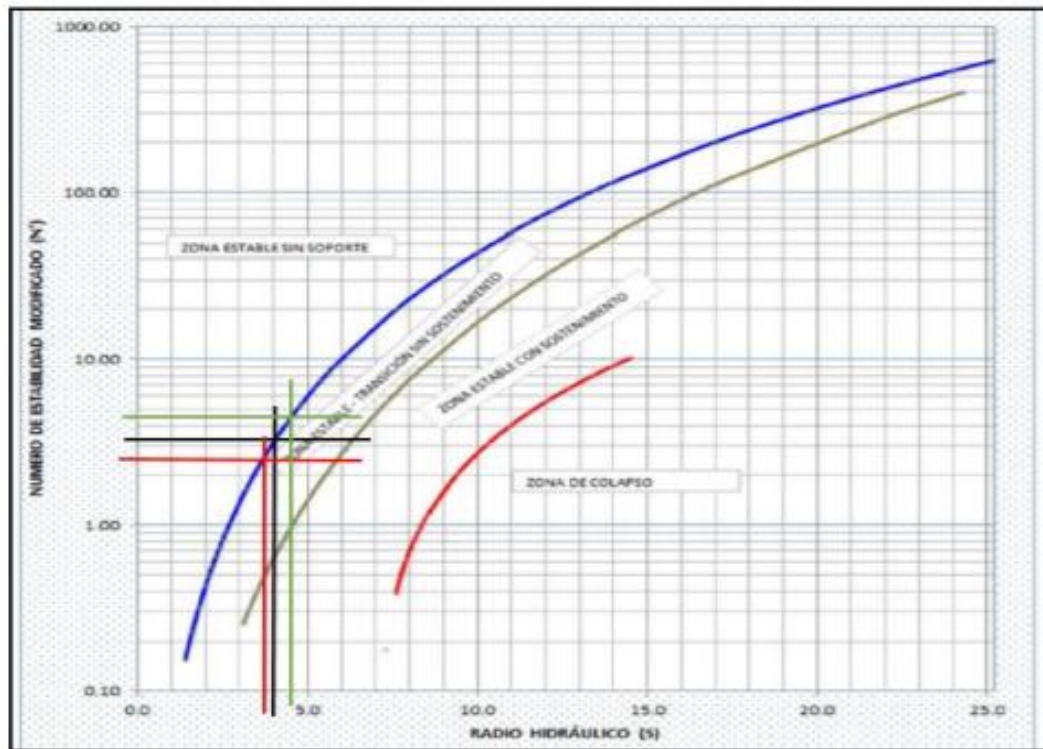


Figura 25. Gráfico de estabilidad modificado (N')

Los resultados indican que para este sector considerando una altura de banco de 12m, se puede obtener para la caja techo una longitud de 33 m; para la caja piso 24 m y para la veta 21m, entonces por calidad de roca asumimos los resultados de la veta ya que representa menor calidad de roca y este dato deberá tomarse en cuenta para la apertura del minado, ver cuadro12.

Tabla 35. Resultados del dimensionamiento del tramo 2.

TRAMO 2

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.40	12.00	33
VETA	2.54	3.80	12.00	21
CAJA PISO	3.20	4.00	12.00	24

*Nota: Elaboración Propia

Cálculo del método grafico de estabilidad para el tramo 3

Se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares, a continuación, se muestran los cálculos matemáticos en las tablas 36, 37, 38, 39 y 40.

- **Cálculo de Q'**

Tabla 36. Cálculo de Q'

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'
CAJA TECHO	75	9	1.0	2.0	4.167
VETA	55	9	1.0	3.0	2.037
CAJA PISO	75	9	1.0	2.0	4.167

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de A'**

Tabla 37. Cálculo de A'

UBICACIÓN	sc (Mpa)	mi	sl	σ_c/σ_l	A
CAJA TECHO	65	20	11.3	5.8	0.53
VETA	60	19	11.3	5.3	0.45
CAJA PISO	65	20	11.3	5.8	0.53

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de B**

Tabla 38. Cálculo de B

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.4
VETA	0.8
CAJA PISO	0.4

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de C**

Tabla 39. Cálculo de C

Tipo de Caida	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinacion superficie del tajeo)	b (Inclinacion junta critica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	70.0	-	5.9
	Veta	70.0	-	5.9
Deslizamiento	Caja piso	-	70.0	4.0

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de N**

Tabla 40. Cálculo de N

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	4.17	0.53	0.40	5.95	5.25
VETA	2.04	0.45	0.80	5.95	4.36
CAJA PISO	4.17	0.53	0.40	4.00	3.53

*Nota: Elaboración Propia

Dimensionando el tajeo para el tramo 3

Dimensionando el tajeo y con los valores obtenidos del N', realizamos las correlaciones con el radio hidráulico (RH) en el ábaco del método gráfico de estabilidad, ver figura 10.

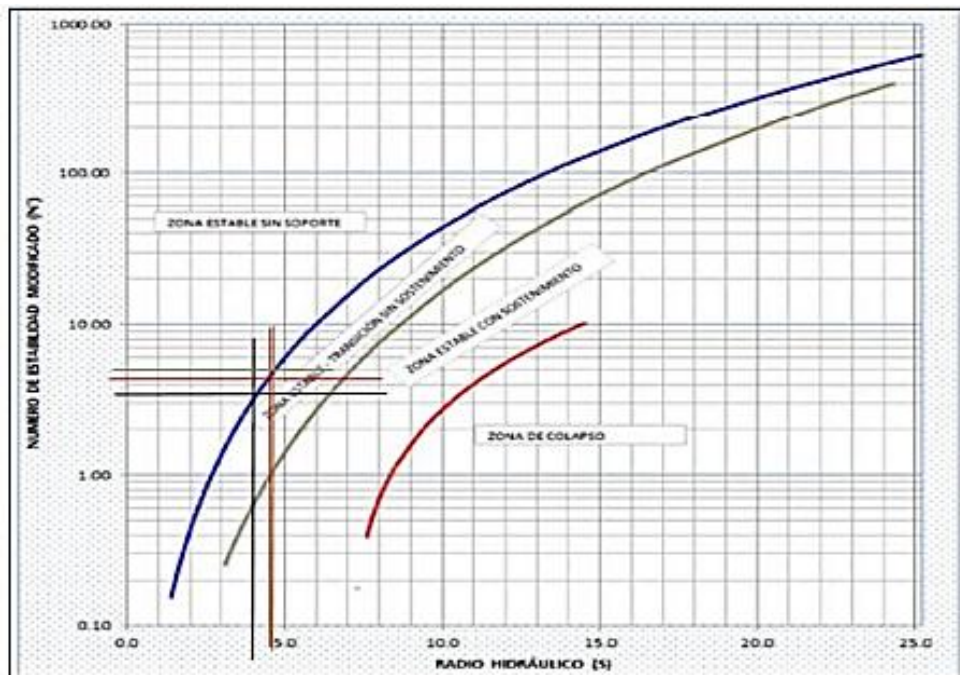


Figura 26. Gráfico de estabilidad modificado (N')

Los resultados indican que, para este sector con una altura de banco con 12 m, se obtiene para la caja techo una longitud de 36 m; para la caja piso 24 m y para la veta 33 m, entonces tomamos los datos de la caja piso por ser de menor condición geomecánica, ver la tabla 41.

Tabla 41. Cálculo de N' y longitud estable para el tramo 3.

TRAMO 3

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	5.25	4.50	12.00	36
VETA	4.36	4.40	12.00	33
CAJA PISO	3.53	4.00	12.00	24

*Nota: Elaboración Propia

Cálculo del método grafico de estabilidad para el tramo 4

Para el tramo 4, se tomaron datos por presentar características representativas y dominios estructurales similares, a continuación, se muestran las tablas 42, 43, 44, 45 y 46.

- Cálculo de Q'

Tabla 42. Cálculo de Q'

UBICACIÓN	RQD	J_n	J_r	J_a	Q'
CAJA TECHO	70	9	1.0	2.0	3.889
VETA	55	12	1.0	3.0	1.528
CAJA PISO	75	12	1.0	2.5	2.500

*Nota: Elaboración Propia

- Cálculo de A'

Tabla 43. Cálculo de A'

UBICACIÓN	sc (Mpa)	mi	s1	σ/σ_1	A
CAJA TECHO	60	20	11.3	5.3	0.48
VETA	45	19	11.3	4.0	0.3
CAJA PISO	60	20	11.3	5.3	0.48

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de B**

Tabla 44. Cálculo de B

Longitud del tajeo (mts)	Factor B
CAJA TECHO	0.4
VETA	0.8
CAJA PISO	0.4

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de C**

Tabla 45. Cálculo de C

Tipo de Caída	Longitud del tajeo (mts)	a (Inclinacion superficie del tajeo)	b (Inclinacion junta critica)	Factor C
Caidas por gravedad o Lajamiento	Caja techo	70.0	-	5.9
	Veta	70.0	-	5.9
Deslizamiento	Caja piso	-	70.0	4.0

*Nota: Elaboración Propia

- **Cálculo de N**

Tabla 46. Cálculo de N

UBICACIÓN	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	3.89	0.48	0.40	5.95	4.44
VETA	1.53	0.30	0.80	5.95	2.18
CAJA PISO	2.50	0.48	0.40	4.00	1.92

*Nota: Elaboración Propia

Dimensionando el tajeo para la sección S-4

Dimensionando el tramo 4, con los valores obtenidos del N', realizamos las correlaciones con el radio hidráulico (RH) en el ábaco del método gráfico de estabilidad, ver figura 27.

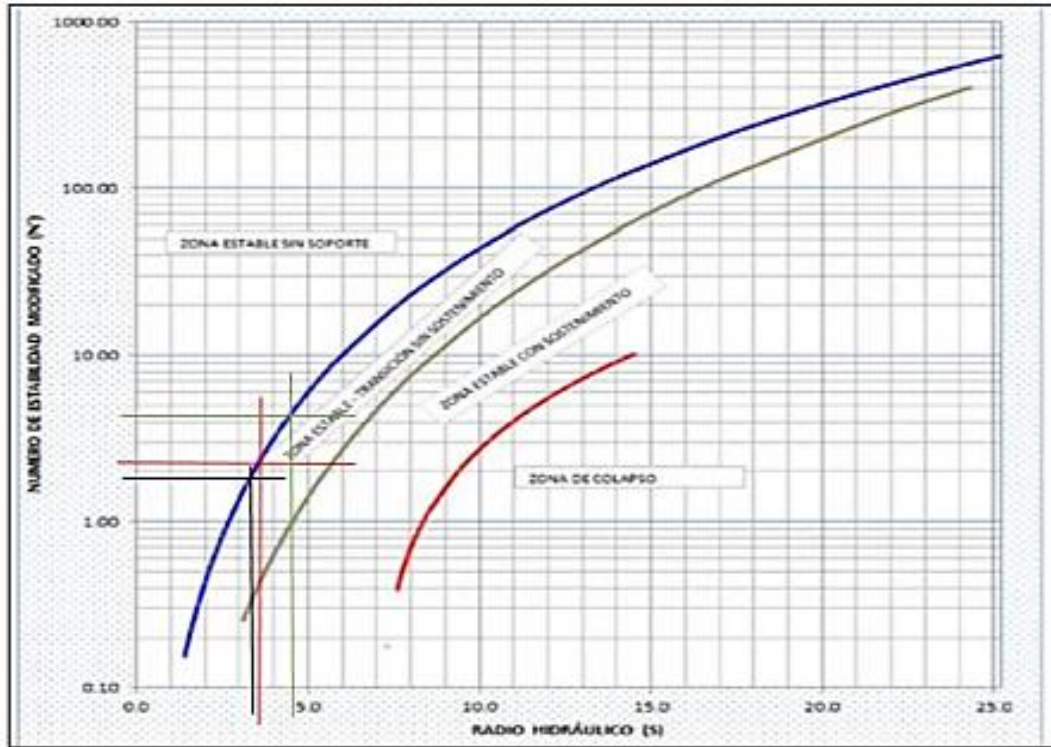


Figura 27. Gráfico de estabilidad modificado (N')

Los resultados indican que, para este sector, se obtiene para la caja techo una longitud de 33 m; para la caja piso 16 m y para la veta 17 m, ver el cuadro 24, por lo tanto, se toma como dato referencial la caja piso por ser de menor consistencia.

Tabla 47. Cálculo de N' y longitud estable, para el tramo 4

TRAMO 4

UBICACIÓN	N'	RH	h	Longitud Estable (m)
CAJA TECHO	4.44	4.40	12.00	33
VETA	2.18	3.50	12.00	17
CAJA PISO	1.92	3.40	12.00	16

*Nota: Elaboración Propia

5.6. Simulaciones con elementos finitos (phases_2)

Se realizaron simulaciones de esfuerzos inducidos en ambiente elástico con la finalidad de observar el comportamiento del macizo rocoso con las diferentes aberturas desde los niveles 4265 hasta 4300.

- TRAMO 1 No se observa inestabilidad después de realizar la apertura de los taladros largos, los contornos del perímetro de la excavación para este tipo de análisis de esfuerzos inducidos muestran un factor de seguridad promedio de 1 (Estable crítico sin sostenimiento), entonces antes de realizar la apertura de la excavación se colocará el sostenimiento consistente en cable bolt y con ellos los factores de seguridad incrementaran su valor, ver figura 28.

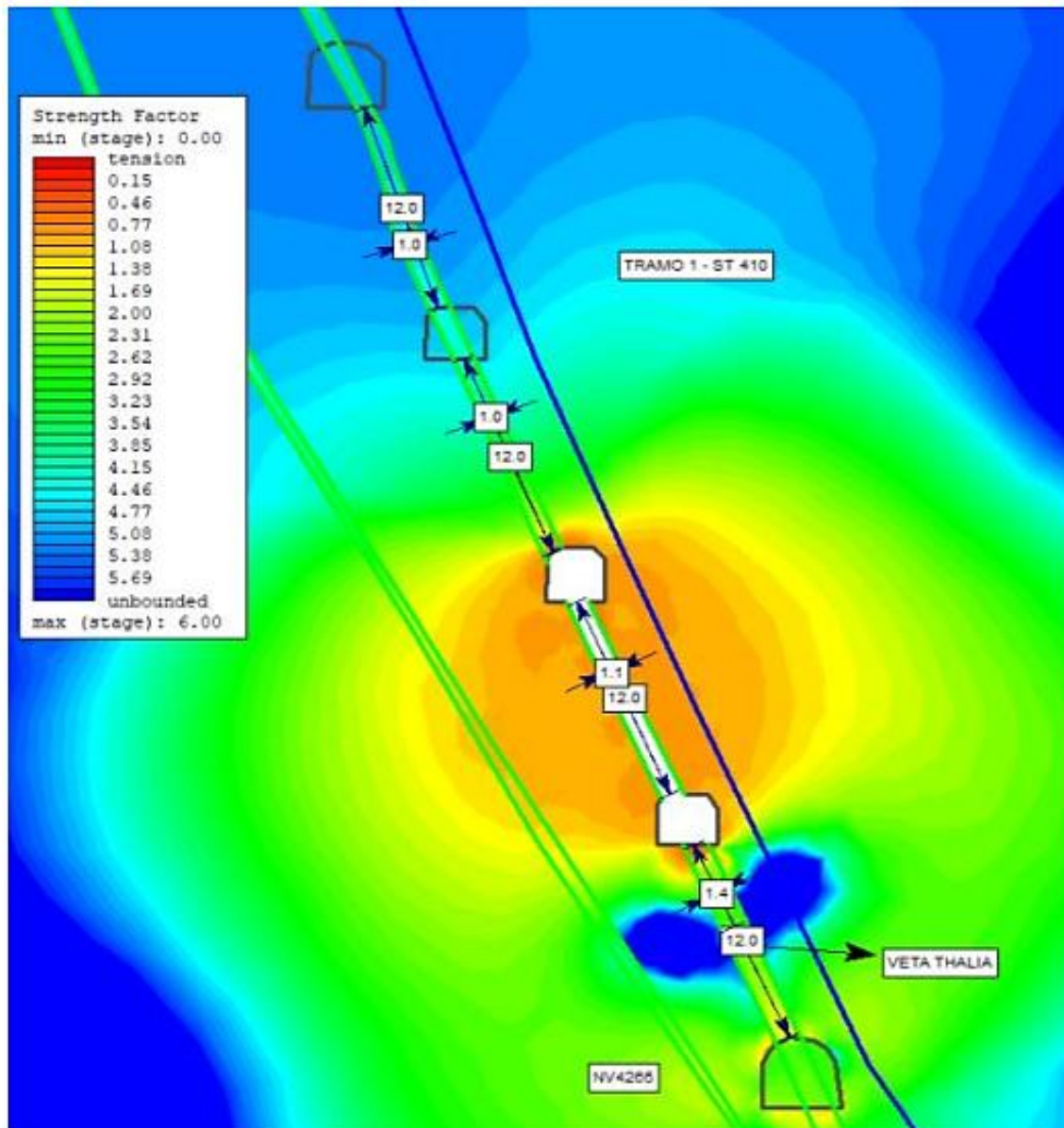


Figura 28. Tramo 1 – ST 410, Apertura de niveles principales de explotación propuesto

*Nota: Elaboración Propia

- TRAMO 2 En esta sección se tiene la presencia de una intercalación litológica horizontal de debris flow con andesita, entonces de acuerdo al análisis de esfuerzos inducidos se mantiene estable la excavación después de la apertura con factores de seguridad de 1.08 sin sostenimiento y este valor se incrementará al momento de colocar el tipo de sostenimiento acorde a la calidad de roca ver figura 29.

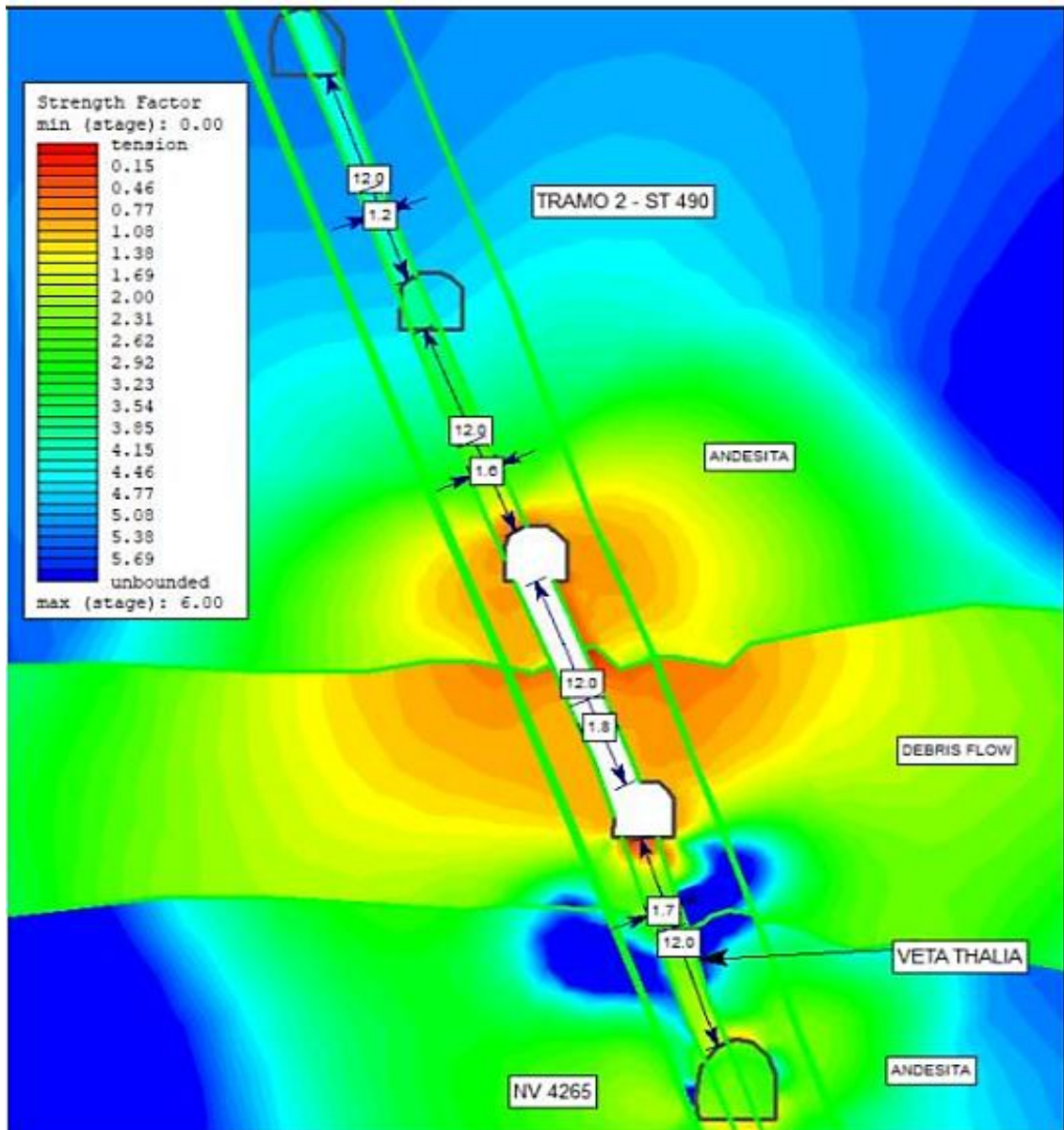


Figura 29. Tramo 2, ST – 490, Apertura de niveles principales propuesto.

*Nota: Elaboración Propia

- TRAMO 3 En esta sección se aprecia cierta deformación pegado a la caja techo, debido a la presencia de una falla pegado al contacto con el mineral, sin embargo, se mantiene estable con un FS 1.08, ver figura 14. En este tramo se colocará el soporte adecuado a fin de mantener estable la excavación antes de la explotación.

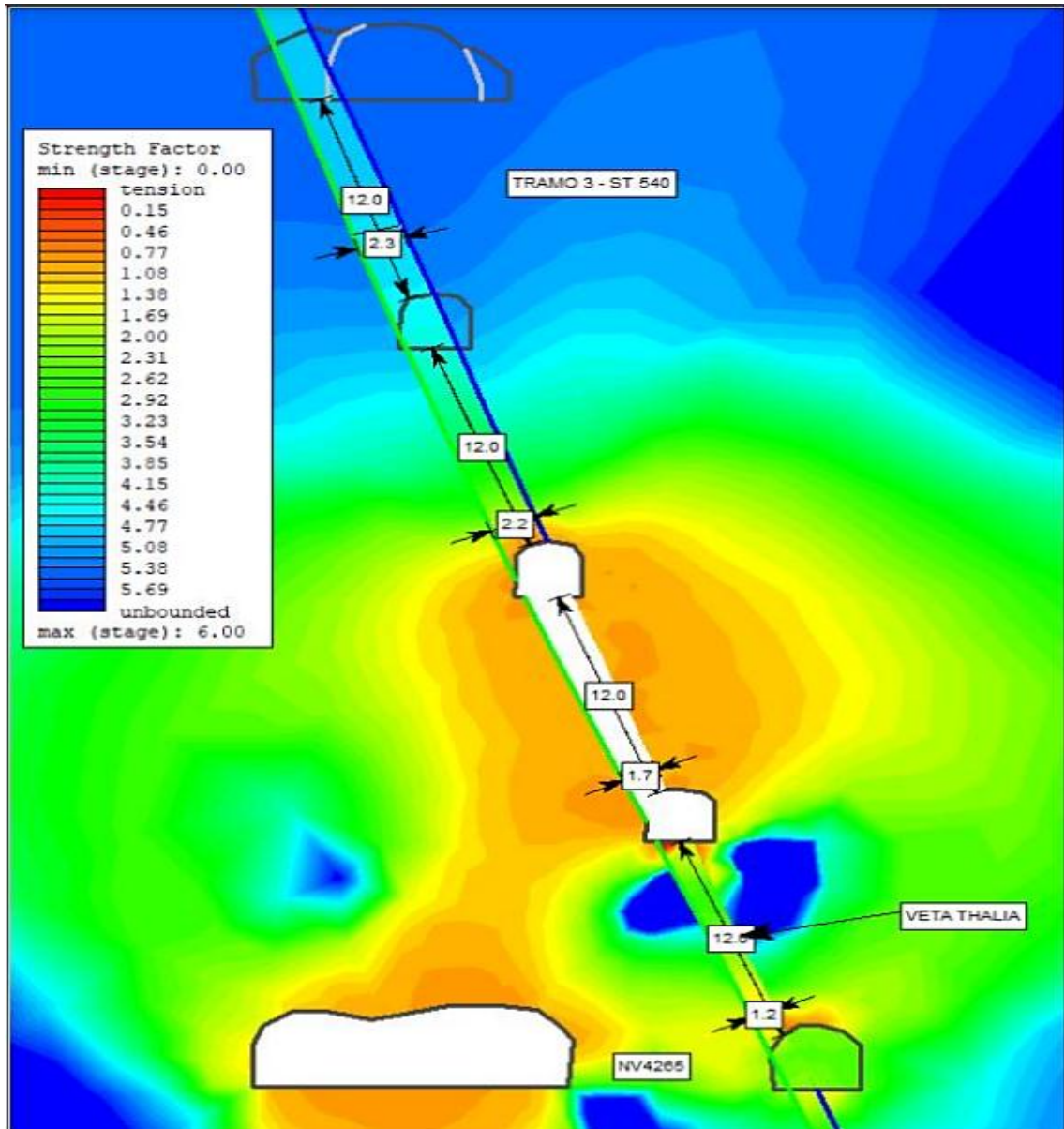


Figura 30. Tramo 3, ST – 540, Apertura de niveles principales propuesto.

*Nota: Elaboración Propia

- TRAMO 4 En esta sección, se observa que el macizo rocoso se comporta de manera estable en un ambiente elástico de esfuerzos inducidos sin sostenimiento, los factores de seguridad son 1.08 y deberá incrementarse con la aplicación del sostenimiento acorde a la calidad de roca, ver figura 31.

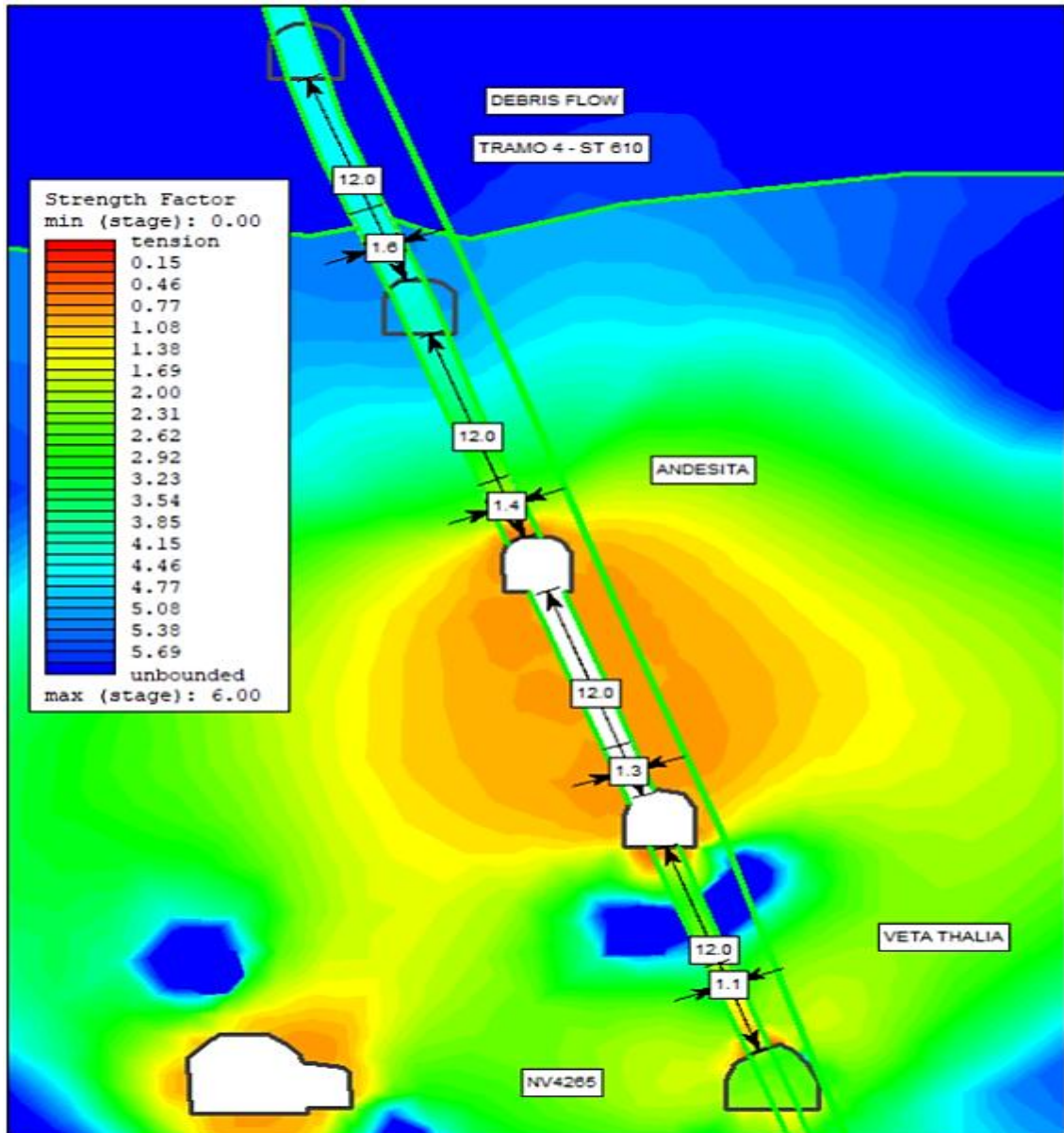


Figura 31. Tramo 4, ST – 610, Apertura de subniveles principales propuesto.

*Nota: Elaboración Propia

COLOCACION DE CABLE BOLT

Para la colocación del cable bolting, se tomó en cuenta los resultados obtenidos con el cálculo del radio hidráulico y el número de estabilidad para los cuatro tramos evaluados. Los resultados obtenidos indican la colocación de cable bolt de 5m de longitud a un espaciamiento 2.5 a 3.0 m, ver las tablas 48, 49, 50, 51, y figura 32.

Tabla 48. Tramo 1

UBICACIÓN	N'	RH
CAJA TECHO	4.44	4.2
VETA	4.65	4.5
CAJA PISO	3.67	4.0

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 49. Tramo 2

UBICACIÓN	N'	RH
CAJA TECHO	4.44	4.40
VETA	2.54	3.80
CAJA PISO	3.20	4.00

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 50. Tramo 3

UBICACIÓN	N'	RH
CAJA TECHO	5.25	4.50
VETA	4.36	4.40
CAJA PISO	3.53	4.00

*Nota: Elaboración Propia

Tabla 51. Tramo 4

UBICACIÓN	N'	RH
CAJA TECHO	4.44	4.40
VETA	2.18	3.50
CAJA PISO	1.92	3.40

*Nota: Elaboración Propia

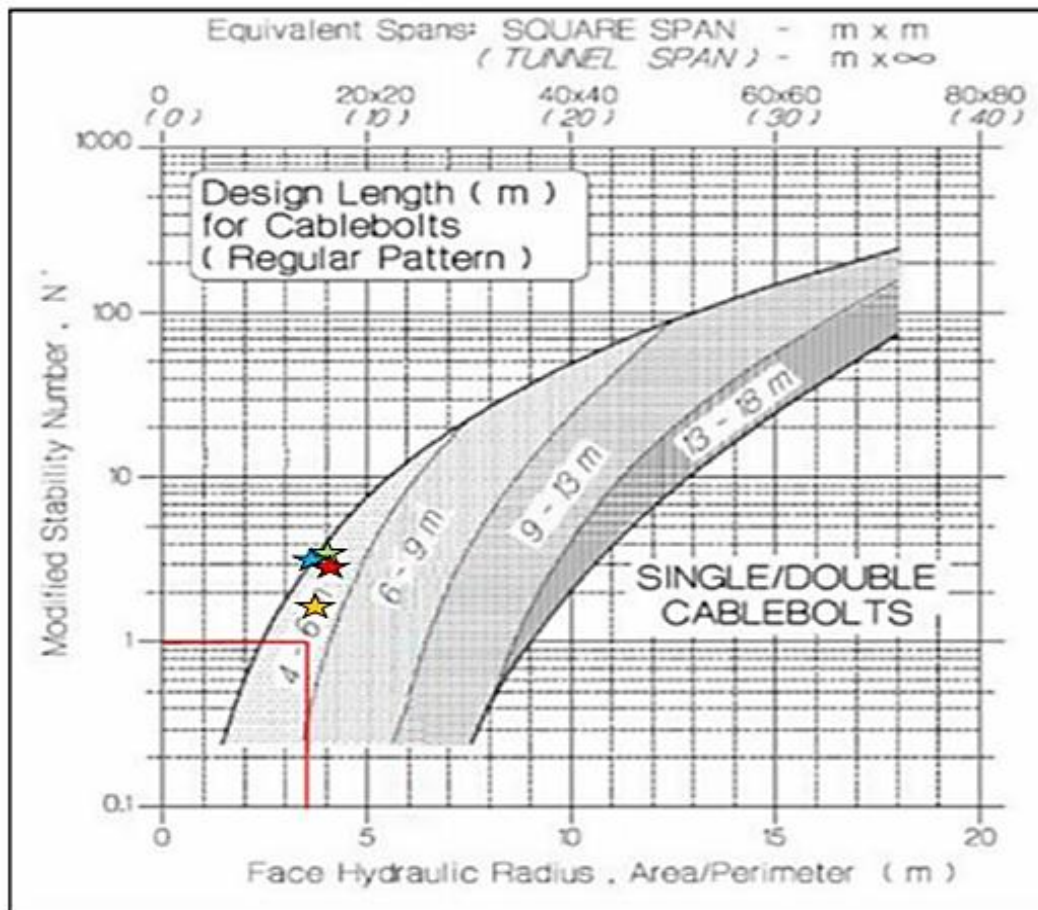


Figura 32. Longitud del cable BOLT

*Nota: Elaboración Propia

CONCLUSIONES

1. De acuerdo a las evaluaciones geomecánicas efectuadas en las secciones más representativas de la veta Thalía, se tomaron los datos más críticos entre las rocas encajonantes y mineral para determinar la longitud de minado horizontal acorde a la calidad de roca y por ello se tiene las siguientes longitudes de minado tramo 1 caja piso 3.67, radio hidráulico 4.00 longitud estable 24m tramo 2 veta 2.54, radio hidráulico 3.80, longitud estable 21m, tramo 3 caja piso 3.53, radio hidráulico 4.00 longitud estable 24m y tramo 4 caja piso 1.92, radio hidráulico 3.40, longitud estable 16m.
2. En respuesta a la hipótesis específica número uno, los mapeos geomecánicos nos muestran tres tipos de familias de discontinuidades que predominan en la veta Thalia unidad minera Pallancata 2021, posteriormente a esta clasificación se hará posible la determinación de las zonas que requieren sostenimiento.
3. Los parámetros obtenidos del análisis mostraron que los sostenimientos a colocar en los subniveles serán de acuerdo a la cartilla de recomendación geomecánica GSI y la colocación de cables serán de acuerdo al resultado del método gráfico de estabilidad
4. Con la determinación del método gráfico y método numérico (elementos finitos) se puede controlar y mejorar la estabilidad de la veta Thalía.

RECOMENDACIONES

- Establecer investigaciones del estado tensional in-situ, de áreas subterráneas prioritarias para la mina.
- Implementar bajo pruebas piloto alternativas en sostenimiento.
- Definir el tipo de sostenimiento más eficaz a ser empleado en las distintas labores de mina, y los taludes de Superficie, así como definir los recursos que se dispondrán para tal fin; teniendo la autoridad suficiente para realizar o detener trabajos de Mina (incluyendo la explotación del mineral en los tajos), y superficie; hasta que se tomen las medidas correctivas para el cumplimiento de las normas, y procedimientos establecidos con relación al tema de sostenimiento. En áreas nuevas, y de preparación definirá el dimensionamiento de puentes, y pilares del sistema de explotación definido.
- Evaluar, planear, participar en la coordinación de trabajos (reuniones de producción), y fiscalizar la correcta aplicación, desarrollo, y actualización permanente de los tipos de sostenimiento.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- 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>
- Caceres, M. (2017). *Evaluación geomecánica del macizo rocoso para sostenimiento de las labores de explotación en mina San Cristóbal – Compañía Minera Volcan S.A.A*”. Repositorio Institucional Universidad San Luis Gonzaga de Ica, Tesis de licenciatura, Ica.
- Cartaya, M. (2001). *Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país*. Repositorio Institucional . Obtenido de <http://revista.ismm.edu.cu/index.php/revistamg/article/view/155/153>
- Cataldo, G. (1992). *Revista de Filosofía . Revista de Filosofía* .
- Celada, Tardáguila, Rodríguez, Varona , & Bieniawsk. (2014). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rcoso*.
- Cruzado, P. (2017). *EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TÚNEL DE LA CENTRAL*. Repositorio Institucional Universidad Nacional de Cajamarca, Tesis para optar el título de Ingeniero Geologo, Cajamarca.
- Gonzales, A. (2014). *Metodología de la investigación* . Lima.
- Gonzales, A. (2018). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso, para su aplicación en geotécnia, 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/Gonz%c3%a1lez%20Maldonado%20Ana%20Gabriela.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Gonzales, L. (2002). *Ingeniería Geológica* .
- Hinostroza. (2019). *Parámetros geomecánicos en la evaluación del macizo rocoso para el diseño del tajeo de producción veta travieso en la Unidad Huarón - Pan American Silver Huarón S.A*. Repositorio Institucional Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion, Cerro de Pasco. Obtenido de http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1011/1/T026_46466006_T.pdf
- Hoek, & Brown. (1980). *Criteros de Rotura* .
- Hoek, & Marinos. (2000). *GSI: A GEOLOGICALLY FRIENDLY TOOL FOR ROCK MASS*.
- Hurtado, J. (2010). *Metodología de la Investigación*. Caracas: Quirón.
- Koppen, W. (1984). *división climática de W. Koppen* .

- Lozano, A. (1978). *Martillo Schmidt (esclerometro)*.
- LOzano, A. (1978). *Martillo Schmitd*.
- 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.
- Melentijevic, S. (2005). *Estabilidad de taludes en macizos rocosos con criterios de rotura no lineales y leyes de fluencia no asociada.* Repositortio Institucional UPM, Tesis Doctoral de Ingenieria Civil. Obtenido de <http://oa.upm.es/722/>
- MINEM. (2018). Accidentes por caída de rocas en los frentes de trabajo.
- Palmstrom. (2001). *METODOLOGÍA PARA PREDECIR Y MANEJAR CONDICIONES DE MASA ROCOSA DIFÍCILES EN TÚNELES SUBEMARIOS DE ROCA DURA (2013)*.
- 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
- Ramirez , & Alejano. (2004). *Mecánica de rocas : fundamentos e ingeniería de taludes.* Obtenido de <http://oa.upm.es/14183/>
- Read, & Stacey. (2009). *Directrices para el Diseño de Talud a Cielo Abierto.*
- Rodriguez. (2007). *Correlación de la resistencia a compresión uniaxial con la humedad y porosidad eficaz en rocas.*
- Suarez, L. (2016). *Descripcion del macizo rocoso (Segunda Edicion ed.)*.
- Tamayo. (1993). *Metodologia de la Investigacion.*
- Valdivia. (1994). *Geologia Estructural Compañía Minera la Caudalosa S.A.*



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 : ARCE LLACTAHUAMAN, Moises Abraham
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO APLICANDO EL MÉTODO GRAFICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA THALIA NIVELES 4265 Y 4300 METODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS UNIDAD MINERA PALLANCATA 2021
Evaluación de la Originalidad : 27 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1723068981

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, 07 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: **162-2021-FIMGC.**

(X) Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO APLICANDO EL MÉTODO GRAFICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA THALIA NIVELES 4265 Y 4300 METODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS UNIDAD MINERA PALLANC

por Moises Abraham Arce Llactahuaman

Fecha de entrega: 06-dic-2021 11:58p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1723068981

Nombre del archivo: Tesis_ARCE_LLACTAHUAMAN_MOISES_ABRAHAM.pdf (5.3M)

Total de palabras: 15110

Total de caracteres: 88408

DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO APLICANDO EL MÉTODO GRAFICO PARA GARANTIZAR LA ESTABILIDAD DEL MINADO DE LA VETA THALIA NIVELES 4265 Y 4300 METODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS UNIDAD MINERA PALLANC

INFORME DE ORIGINALIDAD

27%

INDICE DE SIMILITUD

27%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

18%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1

vsip.info

Fuente de Internet

4%

2

[Submitted to Universidad Continental](#)

Trabajo del estudiante

3%

3

1library.co

Fuente de Internet

3%

4

idoc.pub

Fuente de Internet

2%

5

repositorio.undac.edu.pe

Fuente de Internet

2%

6

repositorio.unh.edu.pe

Fuente de Internet

2%

7

repositorio.unap.edu.pe

Fuente de Internet

1%

hdl.handle.net

8	Fuente de Internet	1 %
9	repositorio.upn.edu.pe Fuente de Internet	1 %
10	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1 %
11	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	1 %
12	repositorio.unfv.edu.pe Fuente de Internet	1 %
13	www.scribd.com Fuente de Internet	1 %
14	cybertesis.unmsm.edu.pe Fuente de Internet	1 %
15	repositorio.unc.edu.pe Fuente de Internet	1 %
16	www.osinergmin.gob.pe Fuente de Internet	1 %
17	www.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
18	cybertesis.uni.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	doku.pub Fuente de Internet	<1 %

20 repositorio.unsa.edu.pe <1 %
Fuente de Internet

21 repositorio.unheval.edu.pe <1 %
Fuente de Internet

22 repositorio.unamba.edu.pe <1 %
Fuente de Internet

23 es.scribd.com <1 %
Fuente de Internet

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo