

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL  
DE HUAMANGA**

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

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA LA  
DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO MINA  
SAN CRISTÓBAL COMPAÑÍA MINERA VOLCÁN 2021.**

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

**PRESENTADO POR:**

**Bach. HUACCE PRADO, Juan Carlos**

**ASESOR:**

**M.Sc. CCATAMAYO BARRIOS, Johnny Henry**

**Ayacucho - Perú**

**2022**

**UNSCH**FACULTAD DE  
INGENIERÍA  
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”**

## **ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS**

### **ACTA N° 047-2022-FIMGC**

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 187-2022-FIMGC-D**, siendo los dieciocho días del mes de julio del 2022, a horas 9:30 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO**, Jurado el **MSc. Jaime PALOMINO CLAUDIO**, 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 **“ANÁLISIS DE LA CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA DETERMINAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO MINA SAN CRISTOBAL VOLCAN 2021”**, sustentado por el Señor **Juan Carlos HUACCE PRADO**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería 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.



Firmado digitalmente  
por Dr. Ing. Efraín Elías  
Porras Flores  
Fecha: 2022.07.23  
17:45:05 -09'00'

**Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**  
Presidente

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

**Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO**  
Jurado



Firmado digitalmente  
por Mg. Ing.  
Ccatamayo Barrios  
Johnny Henry  
Fecha: 2022.07.19  
08:21:10 -05'00'

**MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**  
Jurado - Asesor



Firmado digitalmente  
por Jaime Palomino  
Claudio  
Fecha: 2022.07.18  
12:07:47 -05'00'

**MSc. Jaime PALOMINO CLAUDIO**  
Jurado

Firmado  
digitalmente por  
LEZAMA CUELLAR  
CHRISTIAN

**Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**  
Secretario del Proceso

c.c.:  
Bach. Juan Carlos HUACCE PRADO  
Jurados (4)  
Archivo

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

## **DEDICATORIA**

*Quiero expresar mi gratitud a Dios, quien con su bendición llena siempre mi vida y a toda mi familia por estar siempre presentes.*

*Mi profundo agradecimiento a la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, a toda la Facultad de Ingeniería de minas, a mis profesores, quienes con la enseñanza de sus valiosos conocimientos hicieron que pueda crecer día a día como profesional, gracias a cada una de ustedes por su paciencia, dedicación, apoyo incondicional y amistad.*

## **AGRADECIMIENTO**

A mi Alma Mater. Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga que me ha acogido durante todos los años de mi formación académica profesional.

A mi escuela profesional. Ingeniería de minas, a toda la plana docente que me han inculcado el amor, respeto por la carrera y la ética profesional.

A mi familia. Que son el pilar fundamental en mi desarrollo.

## ÍNDICE

	<b>Pág.</b>
Dedicatoria.....	ii
Agradecimiento.....	iii
Índice .....	iv
Índice de tablas .....	vi
Índice de figuras.....	viii
Resumen.....	ix
Introducción .....	1
<b>CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....</b>	<b>2</b>
1.1. Descripción de la realidad problemática .....	2
1.2. Formulación del problema .....	3
1.2.1. Problema general.....	3
1.2.2. Problemas específicos .....	3
1.3. Justificación de la investigación .....	3
1.4. Planeamiento de hipótesis .....	4
1.4.1. Formulación de hipótesis general .....	4
1.4.2. Formulación de hipótesis específica .....	4
1.5. Objetos de investigación .....	4
1.5.1. Objetivo general.....	4
1.5.2. Objetivo específicos .....	5
1.6. Alcance.....	5
1.7. Variables de investigación. ....	5
1.7.1. Variable independiente .....	5
1.7.2. Variable dependiente.....	6
<b>CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>7</b>
2.1. Antecedentes de la investigación .....	7
2.1.1. Artículos científicos .....	7
2.1.2. Tesis .....	9
2.2. Bases teóricas .....	10
2.2.1. Ubicación .....	10
2.2.2. Método de explotación.....	11
2.2.3. Descripción de los tipos de sostenimiento .....	13
2.2.4. Discontinuidades.....	18

2.2.5. Clasificación RMR (rock mass rating) de Bieniawski.....	23
2.2.6. Sistema Q de clasificación de macizo rocoso .....	28
2.2.7. Dimensión equivalente (De) .....	32
2.2.8. Determinación del tipo de sostenimiento.....	33
2.3. Definición de términos básicos .....	34
2.3.1. Roca intacta.....	34
2.3.2. Macizo rocoso .....	34
<b>CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>35</b>
3.1. Tipo y diseño de investigación.....	35
3.1.1. Tipo de investigación .....	35
3.1.2. Nivel de investigación.....	35
3.1.3. Diseño de Investigación .....	35
3.2. Población y muestra .....	36
3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	36
3.4. Validez .....	37
<b>CAPÍTULO IV RESULTADOS.....</b>	<b>38</b>
4.1. Línea base .....	38
4.1.1. Propiedades físicas de la roca .....	38
4.1.2. Índice Volumétrico (Jv) .....	40
4.1.3. Grado de fracturación del macizo rocoso (RQD) .....	40
4.1.4. Resistencia a la compresión uniaxial (UCS).....	41
4.1.5. Espaciamiento entre discontinuidades .....	41
4.1.6. Condiciones de las discontinuidades.....	42
4.1.7. Presencia de agua .....	43
4.1.8. Orientación de las discontinuidades.....	43
4.2. Clasificación del RMR de Bieniawski .....	44
4.3. Interrelación entre la clasificación de RMR de Bieniawski y el sistema Q.....	57
4.4. Determinación de la dimensión equivalente (De).....	58
4.5. Determinación del tipo de sostenimiento.....	58
4.6. Modelamiento del tipo de Sostenimiento aplicando Phase2.....	61
<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>64</b>
<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>65</b>
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....</b>	<b>66</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
Tabla 1. Identificación de variables dependientes e independientes.....	6
Tabla 2. Reservas de mineral .....	11
Tabla 3. Reservas de mineral por certeza y accesibilidad.....	11
Tabla 4. Características de pernos de anclaje.....	14
Tabla 5. Resistencias típicas a la adherencia del perno.....	14
Tabla 6. Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos....	16
Tabla 7. Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice .....	17
Tabla 8. Clasificación del conteo de discontinuidades volumétricas (Jv).....	19
Tabla 9. Descripción del tamaño de bloques en función de la densidad de discontinuidades .....	20
Tabla 10. Grado de meteorización de los labios de las discontinuidades Bieniawski 1989.....	21
Tabla 11. Índice manual de resistencia de la roca.....	22
Tabla 12. Parámetros RMR.....	23
Tabla 13. Calificación de resistencia del material rocoso .....	24
Tabla 14. Calificación de la asignación de la calidad de la roca (RQD).....	24
Tabla 15. Calificación del espaciado de discontinuidades.....	25
Tabla 16. Calificación de las condiciones de discontinuidad.....	25
Tabla 17. Calificación de las condiciones de agua subterránea .....	26
Tabla 18. Calificación de la evaluación del ajuste por orientación de discontinuidad en túneles .....	26
Tabla 19. Parámetros de diseño y propiedades de la ingeniería del macizo rocoso ..	27
Tabla 20. Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al RMR.....	28
Tabla 21. Designación de calidad de roca.....	29
Tabla 22. Clasificación del macizo rocoso en base al sistema Q.....	31
Tabla 23. Valores de relación de sostenimiento de excavación.....	32
Tabla 24. Categorías de reforzamiento del sistema Q.....	34
Tabla 25. Densidad de las rocas en la Unidad minera San Cristóbal.....	39
Tabla 26. La capacidad de absorción y porosidad de la roca.....	39

Tabla 27.	Jv por estaciones de estudio.....	40
Tabla 28.	RQD por estaciones de estudio.....	41
Tabla 29.	UCS por estaciones de estudio.....	41
Tabla 30.	Espaciamiento entre discontinuidades en cada estación de estudio.....	41
Tabla 31.	Persistencia en cada estación de estudio.....	42
Tabla 32.	Apertura en cada estación de estudio.....	42
Tabla 33.	Relleno en cada estación de estudio.....	42
Tabla 34.	Rugosidad en cada estación de estudio.....	43
Tabla 35.	Alteración en cada estación de estudio.....	43
Tabla 36.	Presencia de agua en las estaciones de estudio.....	43
Tabla 37.	Orientación de las discontinuidades en cada estación de estudio.....	43
Tabla 38.	Estación 1.....	53
Tabla 39.	Estación 2.....	54
Tabla 40.	Estación 3.....	55
Tabla 41.	Estación 4.....	56
Tabla 42.	Estación 5.....	57
Tabla 43.	Relación entre sistema Q y RMR de Bieniawski.....	58
Tabla 44.	Dimensión equivalente (De).....	58
Tabla 45.	Estaciones y su respectivo sostenimiento.....	61



## ÍNDICE DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
Figura 1. Estación N° 1: Q=1.4, De=2.29 .....	59
Figura 2. Estación N° 2: Q=0.84, De=1.87 .....	59
Figura 3. Estación N° 3: Q=9.06, De=4.83 .....	60
Figura 4. Estación N° 4: Q=5.45, De=3.94 .....	60
Figura 5. Estación N° 5: Q=29.66, De=7.76 .....	61
Figura 6. Sección transversal FS <igual de 1.0, hasta de 0,5 próximos a la excavación.....	62
Figura 7. FS con aplicación de Pernos de 19 mm @ 1.3 x 1.5.....	62
Figura 8. Parámetros de diámetro de pernos y espaciamiento a 1.3 x 1.5.....	63
Figura 9. FS luego de aplicación de soporte en sección transversal. SH 10cm de 30 Mpa + Pernos cementados de 19 mm @ 1.2 x1.5.....	63

## RESUMEN

Actualmente la mina San Cristóbal sigue trabajando y necesita nuevas investigaciones sobre la roca que gobierna sus labores. El propósito de este estudio es caracterizar el macizo rocoso para determinar el tipo de soporte en la unidad minera San Cristóbal. Por ello el propósito generar una línea base, para clasificar la roca mediante los métodos Rock Rating (RMR), Barton Q y Dimensiones Equivalentes (De). Primero, la línea base considera las propiedades físicas de la roca, fractura volumétrica, RQD, resistencia a la compresión uniaxial (UCS), distancia entre discontinuidades, estado de discontinuidad, presencia de agua dentro de la discontinuidad y dirección de la discontinuidad. A continuación, se realiza la clasificación RMR de Bienawski utilizando los parámetros obtenidos en la línea de base y luego se asocia con la Q de Barton mediante una expresión. Por tanto, se puede utilizar la Q de Barton para calcular una medida equivalente (De) y trasladarla al diagrama de Grimstad y Barton (1993), que determina el tipo de soporte a utilizar. Finalmente, durante la caracterización de la roca, se determinó la capa de la Estación 1 y se crearon anclajes punteados para cada anclaje de 1,3 m y 1,5 m. Los puntos de la estación 2 se atornillan cada 1,2 m y se anclan a 1,5 m. Los anclajes de 3 puntos de la estación son anclajes de 2,5 m cada 2 m. Los montantes de 4 puntos de la estación se utilizan cada 1,6 m, y los montantes de 2,4 m se utilizan en los siguientes casos. Estación Conexión de 5 puntos Por cada conexión de 2,7 m, 2,7 m. En consecuencia, se llevó a cabo la caracterización del macizo rocoso por ende se obtuvo que en la estación 1 el tipo de sostenimiento deberá ser un atornillado puntual cada 1.3 m, con perno de 1.5m para ESR=1.0. Del mismo modo en la estación 2 se aplicará un empernado a cada 1.2 m, perno de 1.5m para ESR=1.0. En la estación 3 el sostenimiento será empernado puntual cada 2 m, perno de 2.5 m para ESR=1.0

## **INTRODUCCIÓN**

En la minería subterránea, la inestabilidad de las aberturas es uno de los principales problemas, lo que puede generar accidentes de personas y equipos debido a la caída de rocas. Ante este problema, es necesario conocer el estado de la roca donde se encuentra el yacimiento. Esto se determina mapeando y analizando las propiedades físicas y mecánicas de la roca y aplicando un sistema de evaluación geomecánica.

Esta propiedad del cuerpo rocoso permite clasificar la roca para fines de minería y soporte.

La aplicación de la caracterización de rocas en minería subterránea es ahora una ciencia completamente desarrollada, y aunque su presencia en la industria minera es corta, ha sido capaz de interpretar condiciones de estrés y evaluar la caracterización de rocas. Se puede utilizar para diseñar aberturas estables y seguras para el desarrollo. Actualmente, la aplicación de la caracterización de rocas también incluye tareas de superficie y aberturas como: B. Terraplenes de carreteras, terraplenes a cielo abierto, estabilidad de cimientos de puentes y presas cuando el subsuelo es rocoso.

## **CAPÍTULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

#### **1.1. Descripción de la realidad problemática**

La geomecánica es tal vez una de las herramientas tecnológicas más antiguas del mundo, ya que se empleaban los macizos rocosos para el desarrollo de obras. “Todas estas fastuosas obras, contaban con la participación de mineros que desarrollaron una amplia gama de construcciones subterráneas y fortificaciones que hoy se observan y conservan en nuestros días. Sin embargo, la geomecánica como ciencia hace su aparición recién a finales de los años 50, en el entonces, mundo crítico de las obras subterráneas” (López Jimeno, 1998).

En el Perú, por otra parte, país minero por excelencia que cuenta con minería a cielo abierto y minería subterránea surge la necesidad de establecer diversos parámetros geomecánicos, geotécnicos para el uso de sostenimientos en labores, todo ello con el fin de continuar con la explotación de recursos mineros, ya que la diversidad de métodos de explotación, condiciones de profundización y apertura de labores genera una necesidad implementar metodologías que permitan garantizar la estabilidad de labores, es por ello “la importancia de la caracterización geomecánica de los macizos rocosos, lo constituyen sin dudas, las clasificaciones geomecánicas, que surgieron de la necesidad de parametrizar observaciones y datos empíricos, de forma integrada, para evaluar las medidas de sostenimiento en túneles. Las mismas son un método de ingeniería geológica que permite evaluar el comportamiento geomecánico de los macizos rocosos, y a partir de estas estimar los parámetros geotécnicos de diseño y el tipo de sostenimiento de un túnel” (Palmstrom, 1998).

En el caso particular de la unidad minera San Cristóbal “Actualmente se aplica el método de explotación de corte y relleno ascendente, y cámaras y pilares convencionalmente, debido que el yacimiento tiene sus potencias de media a baja y con

buzamiento subhorizontal, por lo que es necesario determinar el tipo de sostenimiento a aplicarse ya que a la fecha la mina sigue en actividades de profundización, por lo tanto, se tiene la necesidad de determinar el tipo de sostenimiento”. “Y dar una solución más favorable al problema de sostenimiento ya que continuamente se viene profundizando las labores”. Para ello se realizará una etapa inicial de investigación por medio de una línea base para determinar condiciones físicas y mecánicas de las rocas así mismo recurriremos a los métodos de RMR, Q de Barton y la determinación de la dimensión equivalente para obtener las longitudes de los pernos y separación entre los mismos para así evitar accidentes que puedan dañar la integridad de los trabajadores.

## **1.2. Formulación del problema**

### **1.2.1. Problema general**

¿De qué manera la caracterización del macizo rocoso determina el tipo de sostenimiento aplicable a la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021?

### **1.2.2. Problemas específicos**

- ¿De qué manera los parámetros del RMR determinan el tipo de sostenimiento en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021?
- ¿Cómo el Q de Barton intervienen la determinación del tipo de sostenimiento en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021?
- ¿Cómo la dimensión equivalente (De) permite conocer la distribución de los pernos en la determinación del tipo de sostenimiento en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021?

## **1.3. Justificación de la investigación**

Esta investigación se justifica en base a los siguientes aspectos:

Teóricamente el trabajo de investigación se justifica en que al aplicar la caracterización geomecánica del macizo rocoso, este permitirá conocer las propiedades físico mecánicas del material para poder determinar qué tipo de sostenimiento es el ideal en labores subterráneas de la Unidad minera San Cristóbal, ya que ahora mismo se han utilizado métodos empíricos para determinar el tipo de soporte. Por lo tanto, mejorar los resultados de estabilidad requiere una investigación más detallada y sostenida para seleccionar el tipo de sostenimiento mediante la caracterización de la roca y actualizar y mejorar la sección de geomecánica de la mina.

En la práctica, la presente investigación contribuirá en analizar el resultado que se obtendrá para llevar a cabo la realización del sostenimiento de nuestras labores, debido a que en esta zona se sigue profundizando los niveles de explotación, por ello será posible plantear la mejor alternativa que brinde seguridad. Así mismo será beneficioso, porque permitirá sentar las bases de investigaciones futuras con referencia al tema en estudio. En el ámbito social, la aplicación de los resultados de la investigación fortalecerá la confianza del personal colaborador de la empresa, brindándoles seguridad, física y continuidad laboral.

#### **1.4. Planeamiento de hipótesis**

Según Hernández, Fernández & Baptista (2006) mencionaron que Las hipótesis son respuestas tentativas a lo que estamos buscando.

##### **1.4.1. Formulación de hipótesis general**

La caracterización del macizo rocoso determina de forma potencial el tipo de sostenimiento aplicable en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021, ya que este determinara las características de entrada de la elección de los métodos de sostenimiento.

##### **1.4.2. Formulación de hipótesis específica**

- Los parámetros del RMR determinan de acuerdo a sus rangos la calidad del macizo rocoso por ende el tipo de sostenimiento aplicable en las labores analizadas.
- El Q de Barton define de acuerdo a las condiciones de la roca el tipo de sostenimiento en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021.
- La dimensión equivalente (De) permite conocer la distribución de los pernos en la determinación del tipo de sostenimiento en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021.

#### **1.5. Objetos de investigación**

##### **1.5.1. Objetivo general**

Caracterizar el macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento en labores subterráneas en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021.

### **1.5.2. Objetivos específicos**

- Conocer de qué manera los parámetros del RMR determinan el tipo de sostenimiento en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021.
- Identificar cómo el Q de Barton intervienen la determinación del tipo de sostenimiento en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021.
- Determinar cómo la dimensión equivalente (De) permite conocer la distribución de los pernos en la determinación del tipo de sostenimiento en la Unidad minera San Cristóbal Compañía Volcán 2021.

### **1.6. Alcance**

Este estudio se limita a utilizar la caracterización de rocas para determinar el tipo de soporte utilizado en el trabajo subterráneo del depósito El Unidad minera Andaychagua. Este estudio le ayudará a elegir el tipo de sostenimiento en la Unidad minera Andaychagua.

### **1.7. Variables de investigación**

Las variables de la investigación fueron las siguientes:

#### **1.7.1. Variable independiente**

- Caracterización del macizo rocoso

##### **a) Definición conceptual**

“La caracterización del macizo rocoso es una metodología que permite evaluar las condiciones de la roca, utilizando las herramientas, a fin de controlar la estabilidad de rocas, estableciendo tipos de sostenimiento en las diferentes labores mineras” (Chura, 2016).

##### **b) Definición operacional**

El macizo rocoso se caracteriza en términos de resistividad y comportamiento de la roca, familias de discontinuidades presentes, espaciamiento de discontinuidades y estallido de masa, propiedades geomecánicas de discontinuidades como continuidad, rugosidad y separación. Su resistencia, la presencia de agua en la unión, la tensión de la masa y los cambios debidos a la excavación.

Empleamos el método de clasificación RMR/RQD, etc.

### 1.7.2. Variable dependiente

- Tipo de sostenimiento

#### a) Definición Conceptual

“El sostenimiento en minería subterránea es parte del trabajo minero que puede incidir en la velocidad y producción de la mina. Por lo que realizarlo de la mejor manera y con buen criterio, contribuye a incrementar la seguridad en las labores”. (Chura, 2016).

#### b) Definición Operacional

Propondremos en función a la correlación que se obtenga de la caracterización del macizo rocoso los elementos adecuados para sostener las labores de desarrollo minero.

**Tabla 1.**

*Identificación de variables dependientes e independientes*

Variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensión	Indicadores	Escala de medición
Caracterización Del macizo rocoso	Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos.	Se determinaran las principales familias de discontinuidades, las propiedades, por medio de las clasificaciones de RMR, Q de Barton para luego proponer el tipo de sostenimiento.	Evaluación Geomecánica	Familias de discontinuidades	Intervalo
	Básicamente este comportamiento geo mecánica depende de los siguientes factores: resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.			Calidad geo mecánica del macizo rocoso por medio del RMR y Q	Razón
				Calculo de dimensión equivalente	Razón
Tipo Sostenimiento	Término usado para describir los materiales y procedimientos utilizados para controlar el desequilibrio generado en el macizo rocoso como resultado de una excavación. El objetivo de aplicar el sostenimiento a una excavación es controlar su estabilidad y mantener la capacidad portante de la roca.	Se medirán según los estándares y normas aplicables, los resultados por medio de la simulación de sostenimiento con software especializado.	Determinación del tipo de Sostenimiento	Análisis de estabilidad	Razón
				Aspectos Litológicos	Razón
				F.S.	Intervalo



## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Antecedentes de la investigación

##### 2.1.1. Artículos científicos

Carrion, *et. al.* (2019). En su artículo *“Geomechanical Characterization And Analysis Of The Effects Of Rock Massif In Zaruma City, Ecuador”* indicaron que la minería como actividad industrial, requiere un estudio integral de todas sus implicaciones para desarrollarla en un ámbito sostenible, como la seguridad industrial, estudios de riesgos, protección de acuíferos e incluso el desarrollo de ciudades. En este contexto centraron su propósito en estudiar las afectaciones en el macizo rocoso ubicado por debajo del casco urbano. “El objetivo del presente proyecto es evaluar la estabilidad del macizo mediante la caracterización geomecánica y valoración de las condiciones de estabilidad existentes, que permitan el delineamiento de estrategias de prevención y control acorde a la seguridad de la ciudadanía”. A partir del análisis realizado, se puede afirmar que el macizo rocoso del sector de estudio presenta valores de MRMR en el rango 26-64 que corresponde a la clasificación normal-mala del macizo, representando condiciones potenciales de inestabilidad, considerando además la ocurrencia de posibles afectaciones que se agravan con el transcurso del tiempo, que permite recomendar líneas de control y prevención que deben ser aplicadas urgentemente.

Mamani, (2019). En su artículo *“Characterization of the rock mass for the design of support in underground excavations”*, Enfocado en la construcción e instalación de las centrales hidroeléctricas Ángel I, II y III. Este problema surge de los numerosos accidentes e incidentes fatales que ocurren en la excavación subterránea debido a la delaminación o caída de roca. Podría decirse que esta es una actividad de alto riesgo realizada por humanos. El relevamiento también se realizó en 2017, ya que esta obra tipo túnel hidráulico requiere una vida útil de al menos 70 años. Se basa en el objetivo de caracterizar el lecho rocoso y construir un soporte de lecho rocoso a lo largo del

túnel. Las propiedades geomecánicas de las rocas presentes en el túnel están determinadas por sus propiedades estructurales, geométricas y discontinuas. Los determinantes de estos últimos son el espaciamiento, la durabilidad o la continuidad, la rugosidad de las grietas, las aberturas, el relleno, la intemperie, la alteración y la presencia de agua. , Siete tipos de roca identificados I, IIA, IIB, IIIA, IIIB, IVA y IVB, lo que permitió ayudar a la construcción durante la excavación subterránea.

Cartaya (2014) En el artículo científico ***“Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país”***, tuvo como propósito “Caracterizar los macizos rocosos de las Minas de cromo Merceditas, Amores y de cobre, de los túneles hidro técnicos de los Trasvases Melones - Sabanilla y Caney - Gilbert., del mismo modo realizar el estudio geológico de los macizos rocosos para conocer los parámetros geomecánicos de los macizos estudiados y proponer criterios geomecánicos estructurales que permitan un mejor diseño de excavaciones y obras subterráneas”. En base a ese propósito, es posible identificar las principales propiedades geomecánicas de las rocas estudiadas, y se han propuesto los modelos geomecánicos más representativos en cada caso. Los resultados del estudio de las grietas en las rocas muestran que la mayoría de ellas están agrietadas. Esto está relacionado con la forma principal en que se presenta el mecanismo de pérdida de estabilidad y acción de presión. Como resultado de evaluar la estabilidad de la roca madre de acuerdo a la calidad y estabilidad, se encuentra que predominan los sólidos de calidad normal en varios campos y operaciones, aunque existen problemas estructurales y existen grumos en mal estado. Por deterioro producido por la acción del agua, la erosión y la atmósfera subterránea.

Jorda, Durand & Romero, (2017) en su artículo ***“Evaluación de la estabilidad de los rebajes y pilar de coronación de las minas abandonadas de S'Argentera (Ibiza, España) mediante clasificaciones geomecánicas, un enfoque empírico y análisis numérico enfocado a una posible explotación turística”*** indicaron que las minas de S'Argentera en Ibiza (Islas Baleares, España) son unas labores subterráneas de plomo argentífero abandonadas. Los autores están considerando permitir el acceso a la parte superior en el futuro, por lo que la estabilidad de la geingeniería de la mina y el contrafuerte de la corona de la mina (el camino entre Santa Eulalia y San Carles Deperalta es parcial). construcción de un complejo minero y un proyecto turístico de

rehabilitación de instalaciones subterráneas. Evaluaron la estabilidad combinando un método empírico de índice Q, un método gráfico de estabilidad y ancho de escala y un método numérico de elementos finitos para el análisis de tensión-deformación. El análisis muestra que las cámaras de la mina son estables, pero pueden no tener un factor de seguridad suficiente. Por lo tanto, se requiere una mejora y un seguimiento selectivos. El modelado de tensión-deformación bidimensional proporciona resultados realistas para la estabilidad actual de la cámara y los posibles deslizamientos de tierra que ya pueden haber ocurrido.

Mateos, Ferrer & Vallejo, (2017) en su artículo “*Materiales rocosos en la Sierra de Tramuntana (Isla de Mallorca, España). Caracterización geomecánica y clasificación geotécnica*” han llevado a cabo una caracterización de los principales parámetros geotécnicos. Con el fin de obtener mapas geotécnicos de orientación para su uso en aplicaciones de riesgos geológicos y estudios de uso del suelo, En base a los valores medios de resistencia a la compresión uniaxial obtenidos para cada material rocoso, se ha desarrollado una clasificación geotécnica, dividiéndose en tres grupos: rocas blandas, rocas moderadamente duras y rocas duras. Los materiales más fuertes son las brechas carbonatadas y conglomerados del Neógeno, así como las calizas liasicas, el entramado de la cadena montañosa.

### **2.1.2. Tesis**

Agramonte, (2019) En su tesis titulada “*Clasificación de la caracterización geomecánica en la minería subterránea en Morro Pelado de la U.E.A. Ana María – La Rinconada*” tuvo como objetivo fue “determinar la clasificación geomecánica de la roca en áreas subterráneas en la actividad minera”. Llegando a la conclusión que “la clasificación geomecánica obtenido según el RMR89 de Bieniawski, se tiene una roca tipo III, roca regular en pizarra con un nivel de significancia de 25.15 y calidad buena; tipo II en cuarcita con un nivel de significancia de 70.79, el dominio estructural de la caracterización geomecánica en ambas calidades de rocas se muestra es un mecanismo de falla de tipo cuña, debido a un comportamiento de discontinuidades de dos a tres familias presentes”. “Los parámetros como la resistencia a la compresión simple, discontinuidades, rugosidad, relleno, espaciado, persistencia, presencia de agua nos detalla los dominios geotécnicos presentes en el macizo rocoso que da como resultado dominio geotécnico del tipo cuña. La estimación del estado macizo rocoso en el futuro

de la estabilidad de las actividades subterráneas la práctica en todas las experiencias anteriores dará métodos de protección y sostenimiento con sustento científico”.

Condori, (2019) En su tesis titulada *“Caracterización geomecánica para el dimensionamiento del sostenimiento, caso mina Titán, Puno”* tiene como propósito “hacer la caracterización geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en la empresa minera Titán en el departamento de Puno”. Concluyo en que “de acuerdo a la información geomecánica analizada, se definieron una unidad principal que corresponde a la cuarcita, a continuación, se hace la descripción de la unidad definida. La unidad geomecánica 1, representa 100% del macizo rocoso, con un grado de fracturamiento de RQD de 50-75% su resistencia a la compresión uniaxial promedio es de 250 MPa y presenta contenido de humedad. De acuerdo a los antecedentes descritos, la calidad del macizo rocoso presente de esta unidad, es de Regular B con un rango de RMR entre 41 – 50 (según RMR de Bienawski). La resistencia compresiva uniaxial ha sido determinada mediante el ensayo de carga puntual, resultando el valor de 270 MPa. Este valor nos indica que la roca intacta es de resistencia muy buena. Se ha observado en el nivel 4700, la presencia del agua que corresponde a condiciones húmedas, lo cual se debe a que el área de evaluación se ubica cercana a estructuras formadas por sistemas de diaclasamiento”. (Condori, 2019).

## **2.2. Bases teóricas**

### **2.2.1. Ubicación**

“La mina de San Cristóbal, políticamente está ubicada en el distrito de Yauli, provincia del mismo nombre, del departamento de Junín Geográficamente se encuentra en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes centrales del Perú; a 11 O Kms. en línea recta, de la ciudad de Lima. Sus coordenadas geográficas son: 75° 05' de longitud Oeste 11° 43' de latitud Sur La altitud media del distrito es de 4, 700 mts sobre el nivel del mar, la mina San Cristóbal es fácilmente accesible, utilizando la carretera central, de la cual, cerca de la localidad de Pachachaca, parte un ramal de 20 kilómetros que conduce a San Cristóbal. Desarrollan el minado con el método METODO DE EXPLOTACION OVER CUT ANO FILL, EN BREASTING denominado también Over Cut and •Filt. Es el método de corte y relleno ascendente en que el mineral es arrancado por cortes horizontales (con cara libre hacia abajo o Breasting) de acuerdo a la recomendación del área de geomecánica”.

**Tabla 2.***Reservas de mineral*

	<b>TMS</b>	<b>Pot. (m)</b>	<b>Au. Gr/TM</b>
Reservas de mineral probado	740,859	1.41	10.52
Reservas de mineral probable	161,797	0.99	12.89
<b>Total</b>	<b>902,656</b>	<b>1.33</b>	<b>10.95</b>

Fuente: VOLCÁN

Por primera vez, la veta Valeria produce reservas de mineral de 211.419 TMS sobre 1,05 my 12,74 Aug/TM. Debe ser accesible desde la lámpara Patrick 2. De igual forma en las reservas de mineral en la veta Esperanza de nivel 2850 y en la veta Shakira de nivel 2870 de la pendiente Esperanza en Far West-E.

**Tabla 3.***Reservas de mineral por certeza y accesibilidad*

<b>Certeza y Accesibilidad</b>	<b>TMS</b>	<b>Pot. (m)</b>	<b>Au. Gr/TM</b>
Probado accesible	533,362	1.61	10.7
Probado eventualmente accesible	207,497	0.88	10.09
Probable (inaccesible)	161,797	0.99	12.89
<b>Total</b>	<b>902,656</b>	<b>1.33</b>	<b>10.95</b>

Fuente: VOLCÁN

**2.2.2. Método de explotación**

Los siguientes métodos son los más apropiados para la mina San Cristóbal, ya que los depósitos son del tipo Philonia, con rendimientos medios a bajos y sin pendiente horizontal.

**a) Corte y relleno ascendente**

“Durante el avance ascendente de la producción, se deja pilares de 3m x 5m, adyacente a las chimeneas principales y un puente de 3m x 20m paralela a la galería” (Volcán, 2021).

***Geometría del yacimiento:***

Forma : Irregular  
 Potencia : Variable, >0.50 m

Buzamiento	: 30° – 40°
Altura litostática	: 200 – 600 m.
Parámetros geométricos del método:	
Dimensiones del sub block (m)	: 20 x 30
Número de cortes horizontales	: 5
Longitud de cortes horizontales (m)	: 14
Ancho de cortes horizontales (m)	: 5
Altura de cortes horizontales (m)	: 1.20 m
Dimensión de los Pilares temporales (m)	: 3 x 5 y 3 x 20
Eficiencias	: 2.50 m <sup>3</sup> /tarea (con winche)
Rendimiento	: 1.25 m <sup>3</sup> /tarea (limpieza manual)
Factor de voladura	: 0.88 Kg/m <sup>3</sup>
Factor de perforación	: 3.57 m/m <sup>3</sup>
Producción por taladro	: 1.22 TM/Taladro
Costo del método	: US\$ 32.06 TM

#### **b) Cámaras y pilares**

“Definido el block rectangular de mineral por chimeneas y galerías, a partir de un subnivel base, se divide el tajeo en cámaras alternadas por pilares rectangulares de 3 m de ancho. Las cámaras tienen la dirección del buzamiento y altura que depende de la potencia de la veta. Una vez que la cámara llega al nivel superior, se retorna desquinchando y sosteniendo los hastiales para completar el ancho de diseño” (VOLCÁN, 2021).

#### ***Geometría del yacimiento:***

Forma	: Tabular e irregular
Potencia	: Variable; 0.30 cm a 2.5 m
Buzamiento	: Sub horizontales: 10° a 30°
Altura litostática	: 200 m – 700 m.
Parámetros geométricos del método:	
Dimensiones del sub block (m)	: 20 x 30
Número de cortes verticales	: 4
Ancho de cortes verticales (m)	: 3
Ancho de cámara (m)	: 14

Número de pilares	: 3
Dimensión de los Pilares temporales (m)	: 3 x 30 y 3 x 20
Rendimiento	: 2.00 m <sup>3</sup> /tarea (con wincha) : 1.11 m <sup>3</sup> /tarea (limpieza manual)
Factor de voladura	: 1.22 Kg/m <sup>3</sup>
Factor de perforación	: 4.61 m/m <sup>3</sup>
Producción por taladro	: 0.94 TM/Taladro
Costo del método C.P	: US\$ 37.51 TM

### 2.2.3. Descripción de los tipos de sostenimiento

Estos son:

- Pernos de anclaje
- Pernos autoperforantes
- Cables de acero
- Puntales de madera
- Cimbras metálicas
- Malla metálica

Según Osinergmin (2017) los soportes más usados en la minería subterránea peruana son:

#### a) Pernos de anclaje

Según Osinergmin (2017), “Los pernos proporcionan esfuerzos a la roca desde el instante mismo de su colocación, logrando que sea partícipe del sostenimiento. Existen muchos tipos de pernos que se diferencian por la característica del anclaje (pernos de expansión, de adherencia o de fricción), o por su capacidad de deformarse (pernos rígidos o pernos dinámicos)”

**Tabla 4.***Características de pernos de anclaje*

<b>Tipo de perno</b>	<b>Resistencia del límite elástico (ton)</b>	<b>Resistencia a la ruptura (ton)</b>
5/8" perno mecánico	6.1	10.2 (grado 690MPa)
Split set (ss-33)	8.5	10.6
Split set (ss-39)	12.7	14
Swellex estándar	N/A	11
Swellex deformable	N/A	9.5
Súper Swellex	N/A	22
20mm barra (# 6)	12.4	18.5
22mm barra (# 6)	16	23
25mm barra (#6)	20.5	30.8
#6 Dywidag	11.9	18
#7 Dywidag	16.3	24.5
#8 Dywidag	21.5	32.3
#9 Dywidag	27.2	40.9
#10 Dywidag	34.6	52
½" Cable bolt	15.9	18.8
5/8" Cable bolt	21.6	25.5
1/4 " x 4" Strap(MS)	25	39

Fuente: Osinergmin, 2017, p.95

El tipo de anclaje utilizado para la roca a anclar depende de las propiedades estáticas de la roca y del efecto que logre (por ejemplo, en condiciones de alto esfuerzo inducido, se requieren pernos dinámicos pero de alta resistencia). Cabe destacar que estos elementos de soporte son resistentes en cuanto a la resistencia a la tracción del acero y presentan diferentes resistencias adhesivas obtenidas en la interfase entre el mortero de cemento y/o resina y la roca madre. La longitud requerida para que la resistencia de la unión alcance la máxima resistencia del acero.

**Tabla 5.***Resistencias típicas a la adherencia del perno*

<b>Tipo de perno</b>	<b>Adherencia de perno (ton/m)</b>
39mm Split set en terreno blando (<45 RMR)	0.75 - 3.6
39mm Split set en terreno resistente (>55 RMR)	2.5 - 5
Swellex estándar en terreno blando (<45 RMR)	8.1 - 13.8
Swellex estándar en terreno resistente (>55 RMR)	9 - 15
Cable bolt en terreno blando (<45 RMR)	24
Cable bolt en terreno resistente (>55 RMR)	28
# 6 Barra en terreno blando (<45 RMR)	12 - 14
# 6 Barra en terreno resistente (>55 RMR)	59

Fuente: Osinergmin, 2017, p.95



Split set. “Los estabilizadores de fricción (Split set) son muy sensibles al diámetro del taladro; para Split set de 39 mm, el taladro será de 35 a 38 mm. No se deberán emplear en rocas suaves. Se emplean en sostenimientos provisionales”. (Osinermin, 2017, p.96)

Pernos cementados sin tensión (rígido). “El perno más empleado en la minería peruana para estabilizar excavaciones permanentes y/o provisionales, es el perno cementado sin tensión (ej. el perno de rosca continua). Es muy efectivo para condiciones estáticas de carga”. (Osinermin, 2017, p.97).

- Se deberá tener en cuenta que la presencia de agua en el taladro lava la pasta de cemento, en este caso es conveniente emplear resina para anclarlo.
- En las minas Peruanas se inyecta la pasta de cemento con el método del “tubo retráctil”, primero se llena el taladro con ayuda de un tubo de PVC de 19 mm de diámetro, luego se introduce el perno (barra helicoidal).
- Los proveedores deberán acreditar la calidad de los materiales, aditivos y proporciones que emplean en la elaboración del cementante, ya que el cemento alcance la más alta resistencia posible.
- La barra debe estar totalmente embebida en la pasta de cemento o en resina.
- Dentro del taladro no deberá existir barra libre sin cemento y la placa de reten debe quedar firmemente bloqueada (en contacto) con la superficie de la roca.
- Si el perno tiene la barra libre de cementante dentro del taladro y además la placa no está bloqueada a la roca, entonces – al menos en ese tramo – el perno no ejercerá acción alguna de refuerzo a pesar de que es la zona que más refuerzo requiere.
- Las tuercas de ajuste de amplio paso, tienden a aflojarse con facilidad con las vibraciones de voladura o la actividad micro sísmica, otra razón adicional para que el perno sea instalado completamente lleno de cementante.

Pernos cementados dinámicos. “Bajo condiciones de altos esfuerzos inducidos, voladuras, sismicidad inducida, estallido de rocas, se requiere un perno de alta resistencia pero que acepte gran deformación, como el perno dinámico, para que sea capaz de absorber energía cinética (sostenimiento dinámico). En la tabla siguiente se muestra la capacidad de absorción de energía de algunos elementos de soporte”. (Osinermin, 2017, p.97)

## b) Malla metálica

Según Osinergmin (2017), “La instalación de malla en el techo y en los hastiales de las excavaciones es un método muy eficaz para retener la caída de bloques pequeños de roca. En este caso la malla se emplea conjuntamente con el perno de anclaje. Se pondrá especial atención a la fijación de la malla mediante la placa de retén del perno”.

La malla metálica es un sostenimiento de seguridad (Hoek, Kaiser y Bawden, 1997) “que deberá ser capaz de soportar los fragmentos de roca (pequeños) que se pueden desprender entre un perno a otro, es muy efectiva y económica comparada con otros sistemas de retención de rocas sueltas” (Ucar, 2004).

### Tabla 6.

*Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos*

MALLA – RESISTENCIA AL ABULTAMIENTO DISTRIBUCION 1.2m X 1.2m	
4x4 “Malla electro soldada (calibre 4)	Resistencia Abultamiento = 3.6 toneladas
4x4 “Malla electro soldada (calibre 6)	Resistencia Abultamiento = 3.3 toneladas
4x4 “Malla electro soldada (calibre 9)	Resistencia Abultamiento = 1.9 toneladas
4x4 “Malla electro soldada (calibre 12)	Resistencia Abultamiento = 1.4 toneladas
2” Malla de eslabones (calibre 11 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 2.9 toneladas
2” Malla de eslabones (calibre 11 galvanizado)	Resistencia Abultamiento = 1.7 toneladas
2” Malla de eslabones (calibre 09 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.7 toneladas
2” Malla de eslabones (calibre 09 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.2 toneladas

Calibre 4 =0.23” diámetro. Calibre 6=0.20” diámetro. Calibre 9=0.16” diámetro. Calibre 11=0,125 diámetro. Calibre 12=0.11” diámetro. Resistencia al corte del Shotcrete= 2MPa= 200 toneladas/m2.

Fuente: Osinergmin, 2017, p.99

## c) Shotcrete

Según Osinergmin (2017), “El concreto lanzado es un mortero que es transportado a través de mangueras y lanzado neumáticamente sobre la superficie a recubrir, fraguando, endureciendo y adquiriendo considerable resistencia. Se utilizan dos procesos de mezclado: mezcla seca y mezcla húmeda, cada una con características propias. La tendencia actual es emplear el concreto reforzado con fibras de acero y/o sintéticas.” (p.99)

**Tabla 7.***Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice*

Componentes	Mezcla seca		Mezcla húmeda	
	Kg/m <sup>3</sup>	% materiales secos	Kg/m <sup>3</sup>	% materiales húmedos
Cemento	420	19	420	18.2
Aditivo de sílice	50	2.2	40	1.7
Mezcla de agregados	1670	75.8	1600	69.2
Fibras de acero	50	2.2	50	2.2
Acelerante	13	0.6	13	0.6
Superplastificante	-	-	6 litros	0.2
Reductor de agua	-	-	2 litros	0.08
Incorporador de aire	-	-	Si requiere	
Agua	Controlado a la boquilla		180	7.8
Total	2203	100	2311	100

Fuente: Osinergmin, 2017, p.99

**d) Otros tipos de sostenimientos**

**Puntales de madera.** Se trata de un soporte formado por postes de madera de hasta 3,0 metros de largo y de 6 a 10 pulgadas de diámetro. Se instalan perpendiculares a la caja, generalmente en el puerto de explotación de la veta angosta, y pueden ser verticales y/o inclinados dependiendo de la inclinación de la veta. El soporte funciona bajo presión y puede soportar hasta 10 MPa. Deben evitarse las cargas de flexión. Se colocan en una caja colocando una plantilla de madera en un extremo del soporte, apoyando el otro extremo con clavijas perforadas en la roca y usando cuñas (a los lados de la plantilla) para bloquear la caja. Representa un elemento de soporte utilizado para explotar las vetas estrechas de las minas que necesitan soportar la roca madre durante el proceso de extracción. (El soporte decisivo es el relleno, y los puntales quedan cubiertos con él).

**Paquetes de madera.** Los paquetes de madera se utilizan cuando los montantes no son suficientes para soportar el techo de los montantes debido a cargas más altas y/o no son lo suficientemente altos para instalar los montantes. Se utilizan en cámaras y pilas para el desarrollo de paradas por corte y relleno, y para el apoyo de rocas sueltas entre algunas pilas (no sustituye a las pilas naturales). Estos fardos están hechos de troncos con un diámetro de 6 a 8 pulgadas y una longitud mínima de 1,2 m. Se puede ensamblar en un anillo cuadrado de 0,8x0,8 (existen diferentes configuraciones para ensamblar el

paquete). La parte superior del paquete debe estar entrelazada (a tope) con la roca. (Osinergmin, 2017, pág. 103)

Cuadros de madera. Se utilizan para soportar túneles excavados con rocas de muy mala calidad (severamente fragmentadas, modificadas y que requieren soporte inmediato). Constan de tres partes: dos puntales y un sombrero, y dos correas que conectan el marco (las distintas partes del marco están fragmentadas en madera). El marco está diseñado para recibir cargas verticales debido al peso de las rocas en el techo del túnel. Estos marcos también se utilizan cuando se utilizan vetas finas en cajas y minerales de baja ley. Estos marcos pueden ser completos y/o de dos partes (marcos lame). El marco debe estar correctamente pegado a la superficie excavada. El marco proporciona una especie de soporte pasivo ya que comienza a funcionar cuando la roca "carga" el marco. (Osinergmin, 2017, p.103)

#### **2.2.4. Discontinuidades**

Los caracteres geomecánicos de las discontinuidades que más influyen en su comportamiento son:

##### **a) Orientación**

Bordehore et al. (2016) indican, “que la posición relativa y la orientación de la discontinuidad con respecto a la dirección promedio del frente de desarrollo afecta fuertemente la estabilidad del lecho rocoso. En segundo lugar, la presencia de diferentes familias de discontinuidades en diferentes direcciones determina el tamaño y la forma de los bloques en los que se divide el lecho rocoso”.

##### **b) Número de familias de discontinuidades**

Bordehore et al. (2016) señalan que el número de familias discontinuas influye mucho en el comportamiento geomecánico de las rocas. El número de familias presentes en el macizo está determinado por la representación estereoscópica de la dirección medida para cada discontinuidad.

##### **c) Espaciado entre discontinuidades.**

Oyanguren y Monge (2004) indican que es una distancia familiar de sistemas o discontinuidades, es decir, H. Una serie de discontinuidades casi paralelas, la distancia

promedio entre ellas. El espaciamiento de las discontinuidades es el factor más influyente en el tamaño de los bloques que forman el lecho rocoso. La distancia se mide colocando una cinta métrica perpendicular a la discontinuidad del afloramiento. También se pueden trazar histogramas que muestran los intervalos de todas las discontinuidades medidas, pero para cada familia de discontinuidades, se muestran los intervalos máximos, mínimo y modal.

**d) Índice volumétrico o junta volumétrica de discontinuidades**

Oyanguren y Monge (2004) indican que, “el índice volumétrico de discontinuidades,  $J_v$ , se define como la suma del número de discontinuidades por metro de cada una de las familias existentes. El cálculo de  $J_v$  se debe realizar a partir de los espaciados medios de las familias.”

Bhawani y R.K. (2011) indican que, “El conteo de discontinuidades volumétricas  $J_v$  es para medir la cantidad de discontinuidades dentro de una unidad de volumen del macizo rocoso” y esta se muestra en la siguiente ecuación:

$$J_v = \sum_{i=1}^J \left( \frac{1}{S_i} \right)$$

Donde “ $S_i$  es el espaciamiento de discontinuidades promedio en metros para las  $i$ -ésimas familias de discontinuidades y  $J$  es el número total de familia de discontinuidades excepto la familia de discontinuidades aleatorias, la Tabla muestra la clasificación de  $J_v$ ”.

**Tabla 8.**

*Clasificación del conteo de discontinuidades volumétricas ( $J_v$ )*

<b>N<sup>a</sup></b>	<b>Grado de discontinuidades</b>	<b>J<sub>v</sub></b>
1	Muy bajo	< 1.0
2	Bajo	1 - 3
3	Moderado	3 - 10
4	Alto	10 - 30
5	Muy Alto	30 - 60
6	Triturado	> 60

Fuente: Bhawani y R.K., 2011, p.24

### e) **Tamaño de bloques**

Oyanguren y Monge (2004) indican que “el tamaño de los bloques es un indicador muy importante de la calidad de un macizo rocoso. Viene determinado por el número de familias, el espaciado de las discontinuidades y su dimensión”.

“El modo de valorar el tamaño medio de los bloques es a través la frecuencia volumétrica  $Jv$ , también conocida como índice volumétrico de discontinuidades  $Iv$ , que es el número de discontinuidades presentes en la unidad de volumen de macizo rocoso” (Jordá Bordehore et. al., 2016).

**Tabla 9.**

*Descripción del tamaño de bloques en función de la densidad de discontinuidades*

<b>Descripción</b>	<b><math>Jv</math> (discontinuidades/m<sup>3</sup>)</b>
Bloques muy grandes	<1
Bloques grandes	1 - 3
Bloques de tamaño medio	3 - 10
Bloques pequeños	10 - 30
Bloques muy pequeños	>30

Fuente: Jordá Bordehore et al., 2016, p.82

### f) **Persistencia**

Según Gonzales de Vallejo (2002), esto indica que la permanencia o continuidad de una superficie discontinua es un rango superficial cuya longitud se mide de acuerdo con la dirección e inclinación de la superficie. Este es un parámetro muy importante, pero es difícil cuantificar rastros de discontinuidades a partir de observaciones de afloramientos que generalmente se ven de acuerdo con la pendiente aparente.

### g) **Apertura**

Según Bordehore et al. (2016) muestra que la apertura es una separación entre los labios en la discontinuidad. Estos valores pueden ser valores milimétricos para discontinuidades estrechas o muy estrechas y valores métricos para discontinuidades muy anchas. Las aberturas pueden variar significativamente de un área rocosa a otra y generalmente están más cerradas en áreas más profundas. Por otro lado, las superficies con esfuerzos normales bajos tienden a tener discontinuidades más abiertas.

## h) Rugosidad

La rugosidad de la discontinuidad se puede caracterizar por dos factores: ondulación y rugosidad. La ondulación es un defecto de área grande donde la discontinuidad se expande o expande mucho debido al desplazamiento de corte cuando ambos lados están en contacto. Las asperezas son pequeñas asperezas que pueden desaparecer parcialmente durante un desplazamiento de corte discontinuo si conducen a la destrucción de las pequeñas formaciones rocosas que forman la aspereza. Por lo tanto, existen dos escalas de observación para la rugosidad, decimétrica y métrica para observar la macrorrugosidad de discontinuidad (rizado), y milímetros o centímetros para definir la microrrugosidad (rugosidad). Necesito una escala.

### Tabla 10.

*Grado de meteorización de los labios de las discontinuidades Bieniawski 1989*

Termino (referido a las paredes de las discontinuidades)	Descripción
Roca fresca o inalterada	No hay signos visibles de alteración: roca fresca, cristales brillantes
Roca ligeramente alterada	Las discontinuidades están manchadas o descoloridas y pueden contener un relleno fino de material alterado. La decoloración puede extenderse a la roca desde la superficie de la discontinuidad a una distancia de hasta un 20% del espacio de la discontinuidad.
Roca moderadamente alterada	Leve decoloración que se extiende desde los planos de discontinuidad hasta más del 20% del espaciado de la discontinuidad. Las discontinuidades pueden contener relleno de material alterada. Se puede apreciar una apertura parcial de los bordes de grano.
Roca muy alterada	La decoloración se extiende por toda la roca y el material rocoso es parcialmente friable o desmenuzable. La textura original de la roca se ha preservado fundamentalmente, pero hay separación entre los granos.
Roca descompuesta	Completamente alterada. La roca se ha decolorado completamente y se ha descompuesto en un suelo disgregable. La apariencia externa es la de un suero.

Fuente: Bordehore et al., 2016, p.111

## i) Agua en las discontinuidades

Según Gonzales de Vallejo (2002), “la presencia de agua en el interior de un macizo rocoso procede generalmente del flujo que circula por las discontinuidades (permeabilidad secundaria), aunque en ciertas rocas permeables las filtraciones a través de la matriz rocosa (permeabilidad primaria) pueden ser también importantes”.

Esta permeabilidad requiere que las capas permeables a menudo estén interconectadas por discontinuidades. La ósmosis secundaria es común en masas ígneas y metamórficas. Según lo que acabo de describir, la permeabilidad del lecho rocoso suele ser muy anisotrópica. Es recomendable explicar las discontinuidades y ciclo familiar del agua e incluir fechas de toma de datos y datos meteorológicos.

**Tabla 11.**

*Índice manual de resistencia de la roca*

<b>Grados</b>	<b>Descripción</b>	<b>Identificación del campo</b>	<b>Valor aproximado de la resistencia a comprensión simple</b>
R1	Roca muy débil	Puede rayarse con una navaja deleznable (se disgrega o deshace fácilmente) bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo geológico.	1.0 - 5
R2	Roca débil	Puede rayarse con dificultad con la navaja se pueden hacer marcas poco profundas (indenta) golpeando fuertemente con la punta del martillo.	5.0 - 25
R3	Roca media débil	No se puede rayar con una navaja la muestra en mano se puede romper con un golpe firme del martillo de geólogo al impacto la punta del martillo indenta hasta 5 mm.	25 - 50
R4	Roca dura	Se necesita más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra especímenes sostenidos en la mano se rompe con un simple golpe de martillo.	50 - 100
R5	Roca muy dura	Se necesita muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	100 - 250
R6	Roca extremadamente dura	El martillo produce solamente descarrillado de la muestra, sonido metálico de golpe.	> 250

Fuente ISRM, 1978, p.355

#### **j) Designación de la calidad de roca (RQD)**

Bordehore et al, (2016) indica, el grado de fracturación de la roca depende del número, espaciamiento y condiciones de discontinuidad que afectan a la roca. La trituración de rocas se puede expresar en términos del número de discontinuidades que afectan la masa, el tamaño del bloque, la densidad de la discontinuidad o la distancia promedio de la discontinuidad. Sin embargo, el índice de destrucción más utilizado en la práctica es RQD (Designación de calidad de la roca). RQD es un parámetro recuperado originalmente del núcleo de perforación (Figura 7) y se define como el porcentaje de escombros recuperados en 10 cm sobre la longitud total de la operación.



$$RQD (\%) = \frac{\sum \text{longitud de fragmentos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{longitud total perforado}} \times 100$$

### k) Correlaciones del RQD

Bhawani y R.K. (2011) indica que, “se tiene en conocimiento que existe dos métodos para obtener el RQD” y son los que se presentan a continuación:

- **Método directo.** “La Sociedad Internacional para la Mecánica de Rocas (ISRM) recomienda un tamaño de muestra de al menos NX (54.7 mm) perforado con barril de muestra de doble tubo con boca diamantina. Las fracturas artificiales pueden ser identificadas por muestras adecuadamente cerradas y superficies sin manchas”.
- **Método indirecto.** “Conteo de discontinuidades volumétricas. Cuando las muestras no son disponibles, el RQD puede ser estimado de un número de discontinuidades por unidad de volumen ( $J_v$ ). Una relación usada para convertir  $J_v$  dentro del RQD para macizos rocosos libres de arcilla es mediante la siguiente ecuación”:

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

### 2.2.5. Clasificación RMR (rock mass rating) de Bieniawski

“El RMR ha sufrido varios cambios, para aplicar el sistema de clasificación geomecánica, un sitio dado debería estar dividido en un número de unidades geológicas estructurales en la cual haya una forma para cada tipo de macizo rocoso que es representado por una unidad geológica estructural separada”. En la Tabla 11 veremos los parámetros para la clasificación.

**Tabla 12.**

*Parámetros RMR*

Nº	Parámetro
1	Resistencia de compresión uniaxial (UCS) del material de roca intacta
2	Rock quality designation (RQD)
3	Espaciamiento de discontinuidad
4	Condiciones de discontinuidad
5	Condiciones de agua subterránea
6	Ajuste por orientación de discontinuidad

Fuente: Bhawani y R.K. 2011

Se considera que el RMR corregido es el valor de RMR de referencia más un valor modificado basado en la familia clave de direcciones de perforación y discontinuidades. Asignación de calidad de roca (RQD).

El RQD debe determinarse a partir del conteo de muestras de roca o discontinuidades de volumen. Este es el porcentaje de muestra de roca de 1 metro (10 cm o más de longitud) excavada. Las nuevas rupturas en la muestra se consideran conectadas y cuentan como una sola pieza. Esta tabla muestra la calidad de RQD y la certificación de RMR.

**Tabla 13.**

*Calificación de resistencia del material rocoso*

<b>Descripción cualitativa</b>	<b>Resistencia compresiva (MPa)</b>	<b>Resistencia de carga puntual (MPa)</b>	<b>Calificación</b>
Extremadamente fuerte	> 250	8	15
Muy fuerte	100 - 250	4 – 8	12
Fuerte	50 - 100	2 - 4	7
Medianamente fuerte	25 - 50	1 - 2	4
Débil	5 - 25	Uso de UCS es recomendado	2
Muy débil	1 - 5	hacer	1
Extremadamente débil	< 1	hacer	0

Fuente Bhawani y R.K. 2011

**Tabla 14.**

*Calificación de la asignación de la calidad de la roca (RQD)*

<b>Descripción cualitativa</b>	<b>RQD (%)</b>	<b>Calificación</b>
Excelente	90 - 100	20
Buena	75 - 90	17
Intermedio	50 - 75	13
Pobre	25 - 50	8
Muy pobre	< 25	3

Fuente Bhawani y R.K. 2011, p.46

#### **a) Espaciado de discontinuidades**

“La presencia misma de discontinuidades reduce la resistencia del macizo rocoso y su espaciado rige el grado de dicha reducción (Bieniawski, 1973). Se aprecia la descripción de las discontinuidades y su calificación para el RMR”.

**Tabla 15.***Calificación del espaciado de discontinuidades*

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

Fuente Bhawani y R.K. 2011, p.46

**b) Condición de discontinuidades**

“Este parámetro incluye superficies de rugosidad de la superficie de discontinuidad, su apertura, longitud de continuidad, desgaste (meteorización) de la pared rocosa o planos de debilidad y material de relleno (cavidad). Se puede apreciar las condiciones de discontinuidades y su calificación”.

**Tabla 16.***Calificación de las condiciones de discontinuidad*

Parámetro	Calificación				
Longitud de discontinuidad (persistencia/continuidad)	<1m 6	1-3 m 4	3-10 m 2	10-20 m 1	>20m 0
Separación (apertura)	Ninguno 6	<0.1 mm 5	0.1-1.0 mm 4	1-5 mm 1	> 0
Rugosidad de la superficie discontinua	Muy rugosa 6	Rugosa 5	Ligeramente rugosa 3	Lisa 1	Pulida 0
Relleno(cavidad)	Ninguno 6	Relleno duro		Relleno suave	
		<5 mm 5	>5 mm 3	<5 mm 1	>5 mm 0
Desgaste de la superficie discontinua	Sin desgaste 6	Ligeramente desgastado 5	Moderadamente desgastado 3	Altamente desgastado 1	Descompuesto 0

Fuente Bhawani y R.K. 2011, p.47

**c) Condiciones de agua subterránea**

Para túneles, la penetración de agua subterránea debe determinarse por el número de litros por minuto por 10 m de longitud del túnel. De lo contrario, el estado general se puede describir como completamente seco, húmedo, mojado, goteando o fluyendo. La condición de las aguas subterráneas y su compatibilidad son altamente evaluadas.

**Tabla 17.***Calificación de las condiciones de agua subterránea*

<b>Influencia por 10 m de longitud de túnel (L/min)</b>	<b>Ninguno</b>	<b>&lt;10</b>	<b>10 - 25</b>	<b>25 - 125</b>	<b>&gt;125</b>
Cantidad de presión de agua en la discontinuidad hacia la tensión principal mayor	0	0 – 0.1	0.1 – 0.2	0.2 – 0.5	>0.5
Descripción general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Con flujo
Clasificación	15	10	7	4	0

Fuente Bhawani R.K. 2011, p.48

La suma de los cinco parámetros extraídos de la clasificación de rocas muestra el resultado de la clasificación básica de rocas RMR. Esto requiere modificaciones basadas en la estructura dominante de la masa y la orientación de la entrada. Aquí se tiene en cuenta la dirección de la discontinuidad.

**d) Ajuste por orientación de las discontinuidades**

La dirección de la discontinuidad tiene en cuenta la dirección de la familia principal y el eje del túnel. Los efectos de las discontinuidades de rumbo y buzamiento se tienen en cuenta con respecto a la dirección del túnel.

Para determinar si son preferibles los rumbos y los buzamientos, debe evaluar esto usando una tabla que evalúe cuantitativamente el impacto significativo de la colocación de quiebres asociados con el túnel.

**Tabla 18.***Calificación de la evaluación del ajuste por orientación de discontinuidad en túneles*

<b>Rumbo perpendicular al eje del túnel</b>				<b>Rumbo paralelo al eje del túnel</b>		<b>Independiente del rumbo</b>
<b>Avance con el buzamiento</b>		<b>Avance en contra del buzamiento</b>				
Buza miento	Buza miento	Buza miento	Buza miento	Buza miento	Buza miento	Buza miento
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	20°-45°	45°-90°	0°-20°
Muy favorable	favorable	Regular	No favorable	Regular	Muy desfavorable	Regular
0	-2	-5	-10	-5	-12	-5

Fuente Osinergmin, 2017, p.205

**e) Estimación del RMR.**

“El RMR se debe determinar como una suma algebraica de las calificaciones para todos los parámetros dados en las tablas de cada parámetro, asimismo el ajuste de orientación de discontinuidades. La voladura pesada genera nuevas fracturas, la experiencia sugiere aumentar 10 puntos para obtener el RMR de un macizo rocoso no perturbado.” (Bhawani y R.K., 2011). Sobre la base de valores RMR para estructura de ingeniería dada, la masa rocosa se clasifica en cinco clases.

**Tabla 19.**

*Parámetros de diseño y propiedades de la ingeniería del macizo rocoso*

N°	Parámetros/propiedades del macizo rocoso	RMR (clase de roca)				
		100-81 (I)	80-61 (II)	60-41 (III)	40-21 (IV)	<20 (V)
1	Clasificación del macizo rocoso	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
2	Tiempo promedio de auto sostenido	20 años para 15 m de extensión	1 año para 10 m de extensión	1 semana para 5 m de extensión	10 horas para 2.5 m de extensión	30 minutos para 1 m de extensión
3	Cohesión de macizo rocoso (MPa)	>0.4	0.3-0.4	0.2-0.3	0.1-0.2	<0.1
4	Angulo de fricción interna del macizo rocoso	>45°	35°-45°	25°-35°	15°-25°	<15°
5	Presión permitida del sostenimiento (T/m <sup>2</sup> )	600-440	440-280	280-135	135-45	45-30

Fuente: Bhawani y R.K., 2011, p.51

La clasificación geomecánica se puede utilizar para estimar muchos parámetros útiles, como el espacio libre, el tiempo de automantenimiento y la presión de carga de las aberturas subterráneas. También se puede utilizar para seleccionar el método y el sistema de perforación.

**Tabla 20.***Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al RMR*

Clase de macizo rocoso	Excavación	Perno de roca (20 mm de diámetro)	Sostenimiento Shotcrete convencional	Cimbras
Roca muy buena RMR 81-100	Cara tope completa, 3m de avance	Generalmente no requiere sostenimiento, excepto pernos ocasionales		
Roca buena RMR 61-80	Cara completa; 1.0-1.5m de avance; sostenimiento completo a 20m desde la cara tope.	Colocado en la zona, pernos en la corona con 3 m de longitud espaciados a 2.5m, con malla de alambre ocasional.	50 mm en la corona donde sea requerido	Ninguno
Roca intermedia RMR 41-60	Encabezado y banco; 1.5-3m avance en encabezado; inicio de sostenimiento después de cada voladura; sostenimiento completo a 10m de la cara tope.	Pernos sistemáticos con 4m de longitud espaciado 1.5-2m en la corona y paredes, con malla de alambre en la corona.	50-100mm en la corona y 30mm en los lados.	Ninguno
Roca pobre RMR 21-40	Encabezado principal y banco; 1.0-1.5m de avance en el encabezado principal; instalación de sostenimiento al mismo tiempo que la excavación 10m de la cara tope.	Perno sistemático con 4-5m longitud, espaciado 1-1.5m en la corona y pared con malla de alambre.	100-150mm en la corona y 100 mm en los lados.	Encostillado ligero a medio espaciado de 1.5m donde sea requerido.
Roca muy pobre RMR <20	Múltiples desvíos; 0.5-1.5m de avance en el encabezado principal; instalación de sostenimiento al mismo tiempo que la excavación, shotcrete tan pronto sea posible después de la voladura	Perno sistemático de 5-6m longitud, espaciado de 1-1.5m en la corona y paredes con malla de alambre, perno invertido	150-200mm en la corona, 150mm en los lados, 50 mm en la cara tope	Encostillado medio a pesado espaciado en 0.75m con revestimiento acerado y marchavantes si es necesario; cerrado inverso.

Fuente: Bhawani y R.K., 2011, p.56

**2.2.6. Sistema Q de clasificación de macizo rocoso**

Barton, Lien, and Lunde (1974) “han propuesto en el Instituto Geotécnico Noruego (NGI) el sistema Q de la clasificación del macizo rocoso en base a aproximadamente 200 casos de túneles y cavernas”. Ellos definieron la calidad macizo rocoso Q a través de la Ecuación. (Bhawani y R.K., 2011)

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

**a) Parámetros utilizados por el sistema Q**

Los parámetros que componen al sistema de clasificación Q son:

- Rock Quality Design (RQD)**

“El valor RQD en porcentaje es también la calificación de RQD para el sistema Q, en macizos rocosos pobres donde el RQD es menor a 10%, el valor mínimo de 10 debe ser

usado para evaluar Q. En la Tabla se aprecia las condiciones del RQD”. (Bhawani y R.K., 2011)

**Tabla 21.**

*Designación de calidad de roca*

	<b>Condición</b>	<b>RQD</b>
A	Muy pobre	0-25
B	Pobre	25-50
C	Regular	50-75
D	Buena	75-90
E	Excelente	90-100

Fuente: Bhawani y R.K., 2011, p.86

- **Jn (Joint Set Number)**

“El parámetro  $Jn$ , representa el número de familia de discontinuidades, frecuentemente son afectadas por foliaciones, esquistosidades, clivajes o estratificaciones, y así sucesivamente. Si se desarrolla fuertemente, estas discontinuidades paralelas deben ser contadas como una familia completa de discontinuidades. Si existen pocas discontinuidades visibles u ocasionalmente trituradas en el testigo de roca, será contado como una familia de discontinuidades aleatorias. La calificación de  $Jn$  es aproximadamente igual al cuadrado de número de familia de discontinuidades”.

- **Jr (Joint Roughness Number)**

“Jr es un coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras presentes en el macizo rocoso, que puede variar de 0.5 (estructuras planas y pulidas) a 5 (estructuras poco persistentes espaciadas a más de 3 m). Jr debe ser obtenidos para la familia de discontinuidades críticamente pobres o discontinuidades con relleno arcilloso en una zona específica”.

- **Ja (Joint Alteration Number)**

“Ja, es un coeficiente asociado a la condición o grado de alteración de las estructuras presentes en el macizo rocoso, que puede variar de 0.75 (vetillas selladas en roca dura con rellenos resistentes y no degradables) a 20 (estructuras con rellenos potentes de arcilla). Ja debe ser obtenidos para la familia de discontinuidades críticamente pobres o discontinuidades con relleno arcilloso en una zona específica”.

- **Jw (Joint Water Reduction Factor)**

“Factor de reducción en la discontinuidad por el agua ( $Jw$ ) es la medición de la presión del agua, el cual tiene un efecto adverso en la resistencia al corte de discontinuidades, el valor de  $Jw$  debe corresponder a la condición futura del agua subterránea donde la erosión por filtración o lixiviación de productos químicos puede alterar la permeabilidad de la masa de roca significativamente”.

- **SRF (Stress Reduction Factor)**

El parámetro del factor de reducción de tensión (SRF) es una medida de:

- Presión de aflojamiento durante una excavación a través de zonas de cizallamiento y masas rocosas arcillosas.
- Tensión de roca  $qc/\sigma_1$  en una masa rocosa competente donde  $qc$  es la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) del material de roca y  $\sigma_1$  es la tensión principal mayor antes de la excavación.
- Las presiones de compresión o hinchamiento en las masas de roca incompetentes.

**b) Clasificación del macizo rocoso en el sistema Q**

La calidad de la roca (Q) es un indicador muy sensible, con valores que van desde 0,001 hasta 1000. El uso del sistema Q está especialmente recomendado para túneles y cuevas con techos abovedados. Las rocas se dividen en nueve categorías según su valor Q. El factor Q del método del túnel de voladura es bajo debido a la sobreexposición severa y la aparición de nuevas fracturas. Se recomienda utilizar técnicas de voladuras controladas para minimizar el impacto negativo de las voladuras en Q. La acción de voladura es mejor en rocas con un valor Q de 1-30. El índice Q se puede utilizar para evaluar la calidad de geoingeniería de la roca en una escala logarítmica de 0,001 a 1000.



**Tabla 22.**

*Clasificación del macizo rocoso en base al sistema Q*

<b>Q</b>	<b>Calificación</b>
0.001-0.01	Excepcionalmente pobre
0.01-0.1	Extremadamente pobre
0.1-1	Muy pobre
1-4	Pobre
4-10	Regular
10-40	Buena
40-100	Muy buena
100-400	Extremadamente buena
400-1000	Excepcionalmente buena

Fuente: Bhawani y R.K., 2011, p.96

**c) Interrelación entre el sistema Q y RMR de Bieniawski**

Las interrelaciones entre los dos índices de clasificación más utilizados, el RMR de Bieniawski (1976) y el Q de Barton et al. (1974), han sido propuestos por muchos investigadores. Bieniawski (1976) utilizó 111 historiales de casos que incluyeron 62 escandinavos, 28 sudafricanos y 21 otros casos documentados de los Estados Unidos que cubren todo el rango de Q y RMR para proponer la siguiente correlación:

Interrelación de Bieniawski (1976)

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

Interrelación de Rutledge y Preston (1978)

$$RMR = 5.9 \ln Q + 43$$

Interrelación de Cameron – Clarke (1981)

$$RMR = 5.4 \ln Q + 52$$

Interrelación Budavari (1981)

$$RMR = 5 \ln Q + 60.8$$

Interrelación de Abad et al. (1984)

$$RMR = 10.5 \ln Q + 41.8$$

“La evaluación de las correlaciones dadas en las ecuaciones está basada en 115 historias de casos, incluyendo 77 reportados por Bieniawski (1976), 4 del túnel experimental Kielder reportado por Hoek y Brown (1980), y 34 recogidos de India, indicaron que los coeficientes de correlación de estos los enfoques no son muy confiables. La correlación de Rutledge y Preston (1978) proporcionó el mayor coeficiente de correlación de 0,81, seguido de Bieniawski (1976), Abad et al. (1984), Moreno (1980), y Cameron - Clarke y Budavari (1981) en orden decreciente”.

### 2.2.7. Dimensión equivalente ( $D_e$ )

“Ecuación para estimar la dimensión equivalente ( $D_e$ ) de un auto sostenimiento o un túnel sin sostenimiento”

$$D_e = 2.0 (Q^{0.4}), \text{ metros}$$

Donde:

- $D_e$  = Dimensión equivalente
- Q = Calidad de macizo rocoso;
- ESR = Relación de sostenimiento de excavación”.

$$D_e = \frac{spam}{ESR}$$

Las dimensiones equivalentes usan tramos o diámetros para analizar la altura de la pared de los soportes de techo y pared. Esta tabla muestra la relación de asistencia de excavación (ESR) adecuada para varias excavaciones subterráneas.

**Tabla 23.**

*Valores de relación de sostenimiento de excavación*

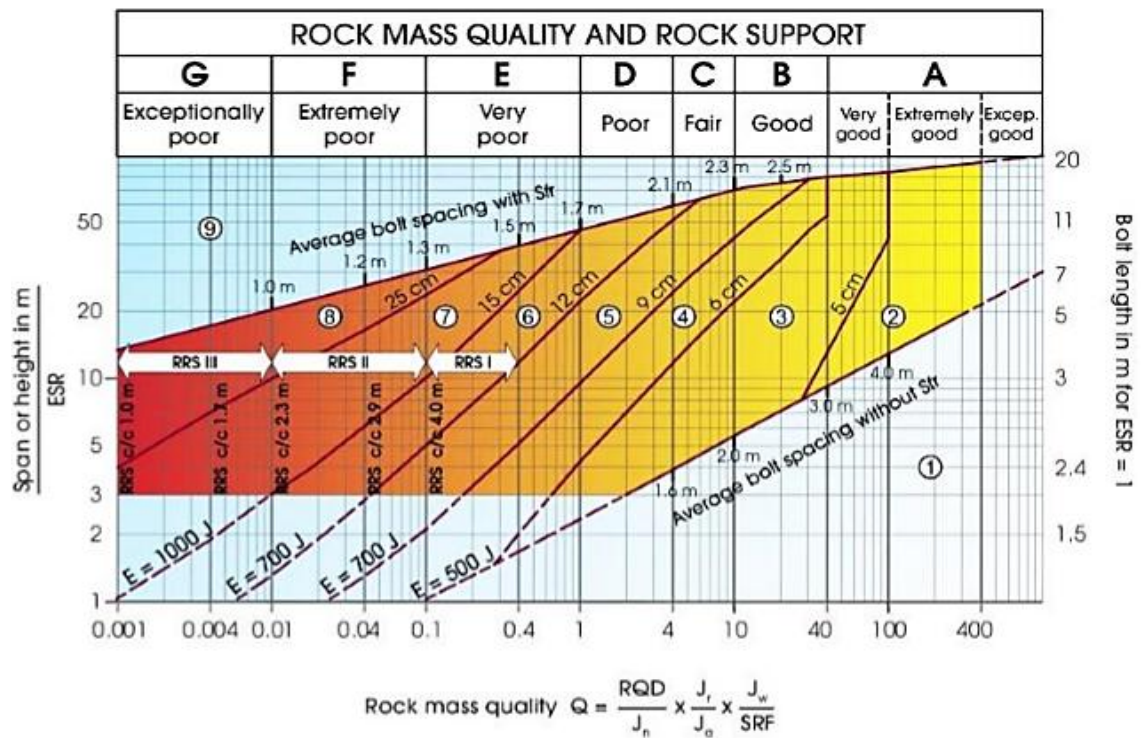
	<b>Tipo of excavación</b>	<b>ESR</b>
A	Apertura de mina temporal Apertura permanente de mina, túneles de agua para energía hidroeléctrica	2 - 5
B	(excluyendo tuberías forzadas de alta presión), túneles piloto, desvíos y rumbos para aberturas grandes, cámaras de sobretensión.	1.6 – 2.0
C	Cavernas de almacenamiento,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

Nota: ESR debe incrementar por 1.5 veces, Qpor 5, y Qw por 5 para sostenimientos temporales. Barton (2008)

Fuente: Bhawani y R.K., 2011, p.

### 2.2.8. Determinación del tipo de sostenimiento

Según la Osinergmin (2017), “El método empírico Sistema Q; el gráfico de sostenimiento del Sistema Q fue desarrollado por Barton (1974). Ha tenido dos revisiones principales: en 1993 se actualizó tomando como base 1050 casos de excavaciones, principalmente en Noruega (Grimstad y Barton, 1993); en 2002 se actualizó basándose en 900 nuevos casos de excavaciones en Noruega, Suiza e India. Esta actualización también incluyó una investigación analítica respecto al espesor, espaciado y reforzamiento de arcos armados de concreto lanzado (RRS) como función de la carga y de la calidad del macizo rocoso (Grimstad, 2002), siendo la última versión del gráfico de sostenimiento la que afinó Grimstad (2007). La figura constituye la actualización más reciente del Sistema Q, y muestra las recomendaciones de sostenimiento (espesor del concreto lanzado reforzado con fibra (Sfr), el espaciado entre pernos y la longitud entre los mismos)”.



**Tabla 24.**

*Categorías de reforzamiento del sistema Q*

<b>Categorías de reforzamiento</b>	
1	Sin sostenimiento o perno puntual
2	Pernos puntuales
3	Pernos sistemáticos
4	Pernos sistemáticos con shotcrete sin refuerzo, de 40 – 100 mm espesor
5	Shotcrete reforzado con fibras, 50 – 90 mm y pernos
6	Shotcrete reforzado con fibras, 90 – 120 mm y pernos
7	Shotcrete reforzado con fibras, 120 – 150 mm y pernos
8	Shotcrete reforzado con fibras, > 150 mm, con arcos de acero (cerchas) reforzado con shotcrete
9	Revestimiento de concreto armado

**2.3. Definición de términos básicos**

**2.3.1. Roca intacta**

Conocido también como matriz rocosa, se refiere también a “un elemento (trozo, bloque, probeta) de roca que no presenta discontinuidades observables”

**2.3.2. Macizo rocoso**

Se define macizo rocoso como la “forma en la que se presentan las rocas en el medio natural. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y pueden presentar propiedades heterogéneas y/o anisótropas” (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004), así también el macizo rocoso “es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales” (SNMPE, 2004).

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Tipo y diseño de investigación**

##### **3.1.1. Tipo de investigación**

Según Oseda, (2008), indica que la investigación es de tipo:

“Por enfoque: Cuantitativo pues las variables, buscan cuantificar resultados a través del análisis, así también el tipo de trabajo de investigación describe la realidad circunstancial para entender los sucesos y el desarrollo de teorías”.

Por propósito: “Es aplicada debido a que se quiere conocer las variables del proceso con respecto y por su índole de investigación nos dejará cuantificar las características y diferencias entre unas y otras”.

Entonces por enfoque de tipo cuantitativo y por propósito es de tipo aplicada, por qué obedece a una representación de los resultados de la caracterización geomecánica para medir el tipo de sostenimiento aplicable al macizo rocoso presente en la zona de estudio.

##### **3.1.2. Nivel de investigación**

Según Carrasco S, (2019), “esta investigación tiene un nivel explicativo, ya que su propósito, considerando que en esta investigación se manipulara la variable independiente que es la caracterización geomecánica para ver los tipos de sostenimiento que se deben aplicar en el macizo rocoso”.

##### **3.1.3. Diseño de Investigación**

Según Hurtado, (2010) “El estudio corresponde a los experimentales. Estudios que se desarrollan con el manejo deliberado de la variable independiente para después analizarlos en su forma de investigación”.

El gráfico correspondiente al diseño es el siguiente:

X-----Y

Dónde:

X: Caracterización del macizo rocoso

Y: Tipo de sostenimiento

En este trabajo de investigación el diseño es experimental de tipo Cuasi Experimental, porque se manipulará la variable independiente para obtener resultados en el tipo de sostenimiento que se deberá aplicar en la zona de estudio.

### **3.2. Población y muestra**

“La población es el conjunto de todos los casos que concuerdan con una serie de especificaciones” (Lepkowski, 2008).

“El universo o población de la investigación es indeterminada. La población objetiva está compuesta por la minería aurífera en la ciudad de Ayacucho”.

“La muestra es, en esencia, un subgrupo de la población. Digamos que es un subconjunto de elementos que pertenecen a ese conjunto definido en sus características al que llamamos población”.

Entonces la muestra se conformó por el macizo rocoso de la unidad minera San Cristóbal VOLCÁN S.A.

Según Arias (2006), “el muestreo es un proceso en el que se conoce la probabilidad que tiene cada elemento de integrar la muestra”.

El tipo de muestreo es no probabilístico por conveniencia, es decir el muestreo realizado fue de forma intencional.

### **3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

Técnicas de recolección de datos

Las principales técnicas utilizadas en este estudio son de observación directa, debido a que se realizara la investigación experimental con toma de datos e inspección in situ.

Instrumento

“Los instrumentos de investigación son los recursos que el investigador logra emplear para abordar problemas y fenómenos y extraer referencias de ellos: formularios en papel, dispositivos mecánicos y electrónicos que se emplean para recoger datos o información sobre un problema o fenómeno determinado”. (Hurtado, 2010).

Para procesar y analizar los datos se utilizarán medios de recolección de datos como fichas técnicas, los cuales se cotejarán por medio del juicio de expertos, para ello se utilizarán fichas técnicas resultado de la observación.

Ficha técnica N° 1: recojo de datos geológicos

Ficha técnica N° 2: Tabla de clasificación RMR

Ficha técnica N° 3: Tabla de clasificación Q de Barton

### **3.4. Validez**

Es un método de validación necesaria para verificar la fiabilidad de una investigación que se define como “una opinión informada de personas con trayectoria en el tema, que son reconocidas por otros como expertos calificados en éste, y que pueden dar información, evidencia, juicios y valoraciones”.

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS**

#### **4.1. Línea base**

Para la evaluación y caracterización del macizo rocoso, la estación de geomecánica debe medir y registrar los datos más importantes, limpiar y delimitar el área a evaluar en aproximadamente 3 x 3 m, y luego realizarla. B: Familia principal dirección de discontinuidad, resistencia a compresión simple, método manual (uso de martillo o piqueta geológica), RQD, espaciamiento, persistencia, separación, rugosidad, relleno de discontinuidad, clima y estado de humedad. Estos datos permiten estimar indicadores de calidad de las rocas como: Índice RMR de B. Bieniawski e índice Q de Barton. (Osinergmine, 2017, p.85)

Se han desarrollado cinco estaciones geomecánicas bajo el criterio de cambios visibles en los parámetros de la roca como recursos hídricos y grado de aplastamiento. A las estaciones geodinámicas se les asignan secciones con las abreviaturas E1, E2, E3, E4 y E5.

#### **4.1.1. Propiedades físicas de la roca**

##### **a) Densidad**

“Es la relación entre la masa y el volumen del material, siendo un factor ampliamente usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper a una roca”.



**Tabla 25.***Densidad de las rocas en la Unidad minera San Cristóbal*

<b>Mineral</b>	<b>Densidad gr/cc</b>	<b>Roca</b>	<b>Densidad gr/cc</b>
Cuarzo	2.05	Granito	2.64 – 2.75
Pirita fina	4.90 - 510	Granodiorita	2.64 – 2.74
<b>Promedio</b>	<b>3.00</b>	Diorita	2.70 – 2.95
		Microdiorita	2.71 - 2.97
		<b>Promedio</b>	<b>2.70</b>

Fuente: Sección mecánica de rocas – VOLCÁN

**b) Porosidad**

“Representa la relación entre el volumen total de agujeros presentes en la roca y su volumen aparente. La porosidad ocupa todos los huecos presentes en la roca y siempre se expresa como porcentaje del volumen aparente del sólido tomado como unidad. geoda etc. : VOLCÁN no cuenta con este tipo de roca, por lo que su exploración no es importante”.

**c) Absorción**

“Esta es la capacidad de las rocas para saturarse con agua y se determina usando un tanque de saturación. Las muestras secas se colocan en el tanque de saturación y se agrega agua a intervalos de tiempo regulares (hasta 1/3 de la altura en el borde). La siguiente tabla muestra los valores de absorbancia y porosidad para las rocas presentes en la mina San Andrés”.

**Tabla 26.***La capacidad de absorción y porosidad de la roca*

<b>Roca</b>	<b>Absorción %</b>	<b>Porosidad %</b>
Granito	0.49	0.57
Diorita	0.40	0.52
Granodiorita	0.45	0.48
Microdiorita	0.38	0.43

Fuente: Sección mecánica de rocas – VOLCÁN

#### 4.1.2. Índice Volumétrico (Jv)

El índice de volumen de discontinuidad  $Jv$  se define como la suma del número de discontinuidades por metro. La siguiente ecuación se utilizó para obtener el índice de volumen o tamaño de bloque en la estación geodinámica.

$$Jv = \sum_{i=1}^j \left( \frac{1}{S_i} \right)$$

Dónde:

$S_i$  = *espaciamiento de juntas promedio en metros*

En la siguiente tabla se presentan los resultados obtenidos:

**Tabla 27.**

*Jv por estaciones de estudio*

	<b>Jv</b>
E -1	26
E -2	22
E -3	18
E -4	10
E -5	13

#### 4.1.3. Grado de fracturación del macizo rocoso (RQD)

Dado que el lecho rocoso tiene forma de bloques largos y planos, se aplicó el método de direccionamiento indirecto utilizando la ecuación de Palmstrom (1982). Se muestran los distintos porcentajes de RQD y el cálculo para cada estación es el siguiente:

$$RQD = 115 - 3.3 jv$$

Primera estación:

$$RQD = 115 - 3.3 (26)$$

$$RQD = 29.2\%$$

Segunda estación:

$$RQD = 115 - 3.3 (22)$$

$$RQD = 42.4\%$$

Tercera estación:

$$RQD = 115 - 3.3 (18)$$

$$RQD = 55.6\%$$

Cuarta estación:

$$RQD = 115 - 3.3 (10)$$

$$RQD = 82\%$$

Quinta estación:

$$RQD = 115 - 3.3 (13)$$

$$RQD = 72.1\%$$

En la siguiente tabla se presenta el resultado obtenido por estaciones:

**Tabla 28.**

*RQD por estaciones de estudio*

	<b>Jv</b>	<b>RQD</b>
E -1	26	29.2
E -2	22	42.4
E -3	18	55.6
E -4	10	82
E -5	13	72.1

#### 4.1.4. Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)

**Tabla 29.**

*UCS por estaciones de estudio*

	<b>Mpa</b>	<b>Detalle</b>
E -1	70	Roca dura
E -2	35	Roca media débil
E -3	65	Roca dura
E -4	50	Roca dura
E -5	57	Roca dura

#### 4.1.5. Espaciamiento entre discontinuidades

El intervalo de discontinuidad se determinó midiendo verticalmente en cada estación geomecánica. El espaciado de discontinuidad promedio se muestra en cm.

**Tabla 30.**

*Espaciamiento entre discontinuidades en cada estación de estudio*

<b>E -1</b>	<b>5</b>	<b>cm</b>
E -2	40	cm
E -3	15	cm
E -4	4	cm
E -5	20	cm

#### 4.1.6. Condiciones de las discontinuidades

##### a) Persistencia

Se mide la persistencia según la dirección del rumbo o buzamiento mediante el uso de un flexómetro. Los datos obtenidos se expresan en la siguiente tabla:

**Tabla 31.**

*Persistencia en cada estación de estudio*

<b>E -1</b>	<b>5</b>	<b>m</b>
E -2	8	m
E -3	15	m
E -4	2	m
E -5	0.7	m

##### b) Apertura

**Tabla 32.**

*Apertura en cada estación de estudio*

<b>E -1</b>	<b>4</b>	<b>mm</b>
E -2	3	mm
E -3	3	mm
E -4	5	mm
E -5	0.08	mm

##### c) Relleno

**Tabla 33.**

*Relleno en cada estación de estudio*

<b>E -1</b>	<b>Relleno duro 3mm</b>
E -2	Relleno blando 4mm
E -3	Relleno blando 3mm
E -4	Relleno duro 6mm
E -5	Relleno duro 7mm

##### d) Rugosidad

Se hizo la medición mediante el uso del perfilómetro. Obteniendo los siguientes datos:

**Tabla 34.**

*Rugosidad en cada estación de estudio*

<b>E -1</b>	<b>Ligeramente rugosa</b>
E -2	lisa
E -3	rugosa
E -4	Ligeramente rugosa
E -5	rugosa

**e) Alteración**

**Tabla 35.**

*Alteración en cada estación de estudio*

<b>E -1</b>	<b>modernamente</b>
E -2	modernamente
E -3	ligeramente
E -4	ligeramente
E -5	ligeramente

**4.1.7. Presencia de Agua**

La presencia de agua en las discontinuidades se presenta en la tabla 36:

**Tabla 36.**

*Presencia de agua en las estaciones de estudio*

<b>E -1</b>	<b>mojado</b>
E -2	mojado
E -3	mojado
E -4	mojado
E -5	mojado

**4.1.8. Orientación de las discontinuidades**

Se han adoptado direcciones discontinuas como forma de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR). Por tanto, los datos obtenidos en cada estación de estudio son los siguientes:

**Tabla 37.**

*Orientación de las discontinuidades en cada estación de estudio*

<b>E - 1</b>	<b>Avance en contra del buzamiento</b>	<b>50°</b>
E - 2	Avance en contra del buzamiento	45°
E - 3	Avance en contra del buzamiento	45°
E - 4	Avance en contra del buzamiento	60°
E - 5	Avance en contra del buzamiento	65°

#### 4.2. Clasificación del RMR de Bieniawski

Una vez obtenidas las líneas base utilizando las características de la roca de cada estación, se realizan dichas certificaciones de acuerdo a la tabla especificada y se utiliza la siguiente fórmula:

$$RMR \text{ Básico} = \text{Calificación (UCS + RQD + espaciamiento + condición de juntas + presencia de agua)}$$

$$RMR \text{ Corregido} = RMR \text{ Básico} + \text{ajuste por orientación de discontinuidades}$$

“Pero también se tomará en cuenta el tema de la perforación y voladura por lo que al RMR Corregido se le aumentará en 10 puntos” (Bhawani y R.K., 2011).

$$RMR \text{ corregido} = RMR \text{ básico} + \text{ajuste por orientación de discontinuidades} + 10$$

#### Calificación de estaciones

##### Estación N°1:

RQD: Según la Tabla 26, el RQD para la estación 1 es 29,2%. Según la Tabla de Asignación de Calidad de Roca (RQD) (Tabla 13), la calificación es 8 porque oscila entre 25% y 50%.

$$\text{Calificación del RQD} = 8$$

Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS): De acuerdo con la Tabla 27, la UCS para la Estación 1 es de 70MPa. De acuerdo con la tabla de resistencia del material rocoso intacto (Tabla 12), la calificación es 7 porque está en el rango de 50-100 MPa.

$$\text{Calificación UCS} = 7$$

Distancia entre discontinuidades: Según la Tabla 28, la distancia para la estación 1 es de 5 cm. Según la tabla de distancias discontinuas (Tabla 14), la calificación es 5 porque está en el rango de menos de 0,06 m.

$$\text{Calificación de espaciamiento entre discontinuidades} = 5$$

#### Condiciones de las discontinuidades

“Persistencia. Según la Tabla 29, la estación 1 tiene una sustentabilidad de 5 m. De acuerdo con la tabla de discontinuidad (Tabla 15), la estación 1 está en el rango de 3-10 m, por lo que la calificación es 2”.

Apertura. Según la Tabla 30, la apertura de la estación 1 es de 4 mm. De acuerdo con la tabla de discontinuidad (Tabla 15), la calificación es 1 porque está en el rango de 15 mm. relleno. De acuerdo con la Tabla 31, la estación 1 tiene un relleno de 3 mm. De acuerdo con la tabla de discontinuidad (Tabla 15), el relleno duro es inferior a 5 mm, por lo que la calificación es 4.

Rugosidad. “Según la tabla 32 la estación 1 es ligeramente rugosa. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en Ligeramente rugosa por lo que su calificación será de 3”.

Alteración. Según la tabla 33 la estación 1 muestra cambios moderados. Según la tabla de discontinuidad (Tabla 15), la calificación es 3 debido a un desgaste moderado. “Condiciones de las discontinuidades = 2+1+4+3+3”

$$\text{Condiciones de las discontinuidades} = 13$$

“Presencia de agua: Según la tabla 34 la estación 1 presenta una descripción de mojado. Según la tabla de Condiciones de agua subterránea (Tabla 16), estaría en Clasificación de Mojado por lo que su calificación será de 7”.

Con las clasificaciones obtenidas tendremos el RMR Básico de acuerdo a Bhawani y R.K.

*RMR Básico = Calificación (UCS + RQD + espaciamiento + condición de juntas + presencia de agua)*

$$RMR \text{ Básico} = 8+7+5+13+7$$

$$RMR \text{ Básico} = 40$$

“Orientación de discontinuidades: Según la tabla 35 la estación 1 presenta una orientación de discontinuidad de avance en contra del buzamiento con 50°. Según la tabla de Ajuste por orientación de discontinuidad en túneles (Tabla 17), estaría en la calificación de Regular por lo que su calificación será de -5”.

Para obtener la RMR corregido, debe usar el ajuste de dirección de discontinuidad. Además, se deben considerar los efectos explosivos de Bhawani y R.K.

$$RMR \text{ corregido} = RMR \text{ basico} + \text{ajuste por orientacion de discontinuidades} + 10$$

$$RMR \text{ corregido} = 40 - 5 + 10$$

$$RMR \text{ corregido} = 45$$

### **Estación N° 2:**

“RQD: Según la tabla 26 la estación 2 presenta un RQD de 42.4%. Según la tabla de asignación de calidad de roca (RQD) (tabla 13), estaría en el rango 25%-50% por lo que su calificación será de 8”.

$$\text{Calificación del RQD} = 8$$

Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS): De acuerdo con la Tabla 27, la UCS para la Estación 2 es de 35MPa. De acuerdo con la tabla de resistencia del material rocoso intacto (Tabla 12), la calificación es 4 porque está en el rango de 2550 Mpa.

$$\text{Calificación UCS} = 4$$

Espaciamiento entre discontinuidades: En la Tabla 28, la distancia para la estación 2 es de 40 cm. Según la tabla de distancias discontinuas (Tabla 14), la calificación es 10 porque está en el rango de 0.2-0.6 m.

$$\text{Calificación de espaciamiento entre discontinuidades} = 10$$

### **Condiciones de las discontinuidades:**

Persistencia. En la Tabla 29, la Estación 2 tiene una persistencia de 8 m. De acuerdo con la tabla de discontinuidad (Tabla 15), la estación 2 está en el rango de 310 m, por lo que la calificación es 2.

Apertura. En la Tabla 30, la apertura de la estación 2 es de 3 mm. Según la tabla de discontinuidad (Tabla 15), la calificación es 1 porque está en el rango de 1-5 mm. relleno. Según la Tabla 31, la cantidad de relleno para la estación 2 es de 4 mm. De acuerdo con la tabla de discontinuidad (Tabla 15), el relleno blando es inferior a 5 mm, por lo que la calificación es 1.

Rugosidad. En la Tabla 32, la rugosidad de la estación 2 es lisa. Según la tabla de discontinuidad (Tabla 15), la puntuación es 1 porque es lisa.



Alteración. De acuerdo con la Tabla 33, el Distrito 2 muestra un cambio moderado. Según la tabla de discontinuidad (Tabla 15), la calificación es 3 debido a un desgaste moderado.

$$\text{Condicion de las discontinuidades} = 2 + 1 + 1 + 1 + 3$$

$$\text{Condicion de las discontinuidades} = 8$$

Presencia de agua: En la Tabla 34, la estación 2 muestra una descripción de la humedad. Según la tabla de estado de aguas subterráneas (Tabla 16), se incluye en la clasificación mojado, por lo que su calificación es 7.

Con las clasificaciones obtenidas tendremos el RMR Básico de acuerdo a Bhawani y R.K.

$$\text{RMR basico} = \text{calificacion (UCS + RQD + espaciamiento + condicion de juntas + presencia de agua)}$$

$$\text{RMR basico} = 8 + 4 + 10 + 8 + 7$$

$$\text{RMR basico} = 37$$

Orientación de discontinuidad: De acuerdo con la Tabla 35, la estación 2 tiene prioridad sobre la dirección de discontinuidad hacia una inclinación de 45°. De acuerdo con la tabla de ajuste de discontinuidad del túnel (Tabla 17), la calificación es 5 porque es la calificación normal.

Para obtener la RMR corregido, debe usar el ajuste de dirección de discontinuidad. Además, se deben considerar los efectos explosivos de Bhawani y R.K.

$$\text{RMR corregido} = \text{RMR basico} + \text{ajuste por orientacion de discontinuidades} + 10$$

$$\text{MR corregido} = 37 - 5 + 10$$

$$\text{MR corregido} = 42$$

### **Estación N° 3:**

RQD: La Tabla 26, el RQD para la estación 3 es 55,6%. Según la Tabla (RQD) la calificación es 13 porque oscila entre el 50% y el 75%.

$$\text{Calificación del RQD} = 13$$

Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS): De acuerdo con la Tabla 27, la UCS para la Estación 3 es de 65MPa. De acuerdo con la tabla de resistencia del material rocoso intacto (Tabla 12), la calificación es 7 porque está en el rango de 50-100 MPa.

$$\text{Calificación UCS} = 7$$

Espaciamiento de discontinuidad: En Tabla 28, el espaciamiento de la estación 3 es de 15 cm. Según la tabla de distancias discontinuas (Tabla 14), la calificación es 8 porque está en el rango de 0.06-0.2 m.

$$\text{Calificación de espaciamiento entre discontinuidades} = 8$$

### **Condiciones de las discontinuidades**

“Persistencia. Según la tabla 29 la estación 3 presenta una persistencia de 15 m. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en el rango 10-20 m por lo que su calificación será de 1”.

“Apertura. Según la tabla 30 la estación 3 presenta una apertura de 3 mm. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en el rango 1-5 mm por lo que su calificación será de 1”.

“Relleno. Según la tabla 31 la estación 3 presenta un relleno blando de 4 mm. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en Relleno suave <5 mm por lo que su calificación será de 1”.

“Rugosidad. Según la tabla 32 la estación 3 es rugosa. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en rugosa por lo que su calificación será de 5”.

“Alteración. Según la tabla 33 la estación 3 presenta una alteración ligera. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en Ligeramente desgastado por lo que su calificación será de 5”.

$$\text{Condiciones de las discontinuidades} = 1 + 1 + 1 + 5 + 5$$

$$\text{Condiciones de las discontinuidades} = 13$$

Presencia de agua: En la Tabla 34, la estación 3 muestra una descripción de la humedad. Según la tabla de estado de aguas subterráneas (Tabla 16), se incluye en la clasificación húmeda, por lo que su calificación es 10.

Con las clasificaciones obtenidas tendremos el RMR Básico de acuerdo a Bhawani y R.K.

$$RMR \text{ basico} = \text{calificacion (UCS + RQD + espaciamiento + condicion de juntas + presencia de agua)}$$

$$RMR \text{ basico} = 13 + 7 + 8 + 13 + 10$$

$$RMR \text{ basico} = 51$$

Orientación de discontinuidades: “Según la tabla 35 la estación 3 presenta una orientación de discontinuidad de avance en contra del buzamiento con 45°. Según la tabla de Ajuste por orientación de discontinuidad en túneles (Tabla 17), estaría en la calificación de Regular por lo que su calificación será de -5”.

“Para obtener el RMR corregido se tendrá que hacer uso del ajuste por la orientación de las discontinuidades y además se tendrá que tener en cuenta la acción de voladura por lo que se utilizará la formula recomendada por Bhawani y R.K”.

$$RMR \text{ corregido} = RMR \text{ basico} + \text{ajuste por orientacion de discontinuidades} + 10$$

$$RMR \text{ corregido} = 51 - 5 + 10$$

$$RMR \text{ corregido} = 56$$

#### **Estación N° 4:**

RQD: “Según la tabla 26 la estación 4 presenta un RQD de 82%. Según la tabla de asignación de calidad de roca (RQD) (tabla 13), estaría en el rango 75%-90% por lo que su calificación será de 17”.

$$\text{Calificación del RQD} = 17$$

Resistencia a la compresión uniaxial (UCS): “Según la tabla 27 la estación 4 presenta un UCS de 50 Mpa. Según la tabla de Resistencia del material rocoso intacto (Tabla 12), estaría en el rango de 25-50 Mpa por lo que su calificación será de 4”.

$$\text{Calificación UCS} = 4$$

Espaciamiento entre discontinuidades: “Según la tabla 28 la estación 4 presenta un espaciamiento de 4 cm. Según la tabla de Espaciamiento de discontinuidades (Tabla 14), estaría en el rango  $<0.06$  m por lo que su calificación será de 5”.

$$\text{Calificación de espaciamiento entre discontinuidades} = 5$$

### **Condiciones de las discontinuidades**

Persistencia. “En la tabla 29 la estación 4 presenta una persistencia de 2 m. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en el rango 1-3 m por lo que su calificación será de 4”.

“Apertura. Según la tabla 30 la estación 4 presenta una apertura de 5 mm. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en el rango 1-5 mm por lo que su calificación será de 1”.

Relleno. “Según la tabla 31 la estación 4 presenta un relleno duro de 6 mm. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en Relleno duro  $>5$  mm por lo que su calificación será de 2”.

Rugosidad. “Según la tabla 32 la estación 4 es ligeramente rugosa. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en Ligeramente rugosa por lo que su calificación será de 3”.

Alteración. “Según la tabla 33 la estación 4 presenta una alteración ligera. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en Ligeramente desgastado por lo que su calificación será de 5”.

$$\text{Condiciones de las discontinuidades} = 4+1+2+3+5$$

$$\text{Condiciones de las discontinuidades} = 15$$

Presencia de agua: “Según la tabla 34 la estación 4 presenta una descripción de mojado. Según la tabla de Condiciones de agua subterránea (Tabla 16), estaría en Clasificación de Mojado por lo que su calificación será de 7”.

Con las clasificaciones obtenidas tendremos el RMR Básico de acuerdo a Bhawani y R.K.

*RMR Básico = calificación (UCS + RQD + espaciamiento + condición de juntas + presencia de agua)*

$$RMR \text{ Básico} = 17+4+5+15+7$$

$$RMR \text{ Básico} = 48$$

Orientación de discontinuidades: “Según la tabla 35 la estación 4 presenta una orientación de discontinuidad de avance en contra del buzamiento con 60°. Según la tabla de Ajuste por orientación de discontinuidad en túneles (Tabla 17), estaría en la calificación de Regular por lo que su calificación será de -5”.

Para obtener la RMR modificada, debe usar el ajuste de dirección de discontinuidad. Además, se deben considerar los efectos explosivos de Bhawani y R.K.

*RMR Corregido = RMR Básico + ajuste por ajuste orientación de discontinuidades + 10*

$$RMR \text{ Corregido} = 48 - 5 + 10$$

$$RMR \text{ Corregido} = 53$$

#### **Estación N° 5:**

RQD: “Según la tabla 26 la estación 5 presenta un RQD de 72.1%. Según la tabla de asignación de calidad de roca (RQD) (tabla 13), estaría en el rango 50%-75% por lo que su calificación será de 13”.

$$Calificación \text{ del RQD} = 13$$

Resistencia a la compresión uniaxial (UCS): “Según la tabla 27 la estación 5 presenta un UCS de 57 Mpa. Según la tabla de Resistencia del material rocoso intacto (Tabla 12), estaría en el rango de 50-100 Mpa por lo que su calificación será de 7”.

$$Calificación \text{ UCS} = 7$$

Espaciamiento entre discontinuidades: “Según la tabla 28 la estación 1 presenta un espaciamiento de 20 cm. Según la tabla de Espaciamiento de discontinuidades (Tabla 14), estaría en el rango 0.06-0.2 m por lo que su calificación será de 8”.

$$Calificación \text{ de espaciamiento entre discontinuidades} = 8$$

### **Condiciones de las discontinuidades**

Persistencia. “Según la tabla 29 la estación 5 presenta una persistencia de 0.7 m. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en el rango <1 m por lo que su calificación será de 6”.

Apertura. “Según la tabla 30 la estación 5 presenta una apertura de 0.08 mm. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en el rango <1 mm por lo que su calificación será de 5”.

Relleno. “Según la tabla 31 la estación 5 presenta un relleno duro de 7 mm. Según la tabla de condiciones de discontinuidades (Tabla 15), estaría en Relleno duro >5 mm por lo que su calificación será de 2”.

Rugosidad. “Según la Tabla 32, la estación 5 es rugosa. Según la tabla de discontinuidad (Tabla 15), es aproximada, por lo que su calificación es la quinta modificación. De acuerdo con la Tabla 33, la Estación 5 muestra un ligero cambio. Según la tabla de discontinuidad (Tabla 15), la calificación es 5 debido al ligero desgaste”.

$$\text{Condiciones de las discontinuidades} = 6+5+2+5+5$$

$$\text{Condiciones de las continuidades} = 23$$

Presencia de agua: “Según la tabla 34 la estación 5 presenta una descripción de mojado. Según la tabla de Condiciones de agua subterránea (Tabla 16), estaría en Clasificación de Mojado por lo que su calificación será de 7”.

Con las clasificaciones obtenidas tendremos el RMR Básico de acuerdo a Bhawani y R.K.

$$\text{RMR Básico} = \text{calificación (UCS + RQD + espaciamiento + condición de juntas + presencia de agua)}$$

$$\text{RMR Básico} = 13+7+8+23+7$$

$$\text{RMR Básico} = 58$$

Dirección de discontinuidad: De acuerdo a la Tabla 35, la estación 5 tiene una dirección de discontinuidad preferente hacia el valle de 65°. De acuerdo con la tabla de ajuste de

discontinuidad del túnel (Tabla 17), la calificación es 5 porque es la calificación normal. Para obtener la RMR modificada, debe usar el ajuste de dirección de discontinuidad. Además, se deben considerar los efectos explosivos de Bhawani y R.K.

$$RMR \text{ Corregido} = RMR \text{ Básico} + \text{ajuste por orientación de discontinuidades} + 10$$

$$RMR \text{ Corregido} = 58 - 5 + 10$$

$$RMR \text{ Corregido} = 63$$

**Tabla 38.**

*Estación 1*

NUMERO DE ESTACION		E1
INDICE VOLUMETRICO (Jv)		26
RQD		29.2
Calificación		8
RESISTENCIA ALA COMPRESION (UCS)		70
Calificación		7
ESPACIAMIENTO ENTRE CONTINUIDADES		5
Calificación		5
PERSISTENCIA		5
Calificación		2
APERTURA		4
Calificación		1
CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	RELLENO	Relleno duro 3mm
	Calificación	4
	RUGOROSIDAD	Ligeramente rugosa
	Calificación	3
ALTERACION		Moderadamente
Calificación		3
PRESENCIA DE AGUA		Mojado
Calificación		7
RMR BASICO		40
ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES		Regular
		-5
VOLADURA		+10
RMR CORREGIDO		45
RMR DE LA ESTACION 1		45
DESCRIPCION		Pobre
TIPO		IV

**Tabla 39.***Estación 2*

NUMERO DE ESTACION		E2
INDICE VOLUMETRICO (Jv)		22
RQD		42.4
Calificación		8
RESISTENCIA ALA COMPRESION (UCS)		35
Calificación		4
ESPACIAMIENTO ENTRE CONTINUIDADES		40
Calificación		10
PERSISTENCIA		8
Calificación		2
APERTURA		3
Calificación		1
CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	RELLENO	Relleno blando 4mm
	Calificación	1
	RUGOROSIDAD	Lisa
	Calificación	1
ALTERACION		Moderadamente
Calificación		3
PRESENCIA DE AGUA		Mojado
Calificación		7
RMR BASICO		37
ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES		Regular
		-5
VOLADURA		+10
RMR CORREGIDO		42
RMR DE LA ESTACION 2		42
DESCRIPCION		Pobre
TIPO		IV



**Tabla 40.***Estación 3*

NUMERO DE ESTACION		E3
INDICE VOLUMETRICO (Jv)		18
RQD		55.6
Calificación		13
RESISTENCIA ALA COMPRESION (UCS)		65
Calificación		7
ESPACIAMIENTO ENTRE CONTINUIDADES		15
Calificación		8
PERSISTENCIA		15
Calificación		1
APERTURA		3
Calificación		1
CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	RELLENO	Relleno blando 3mm
	Calificación	1
	RUGOROSIDAD	Rugosa
	Calificación	5
ALTERACION		Ligeramente
Calificación		5
PRESENCIA DE AGUA		Humedo
Calificación		10
RMR BASICO		51
ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES		Regular
		-5
VOLADURA		+10
RMR CORREGIDO		56
RMR DE LA ESTACION 3		56
DESCRIPCION		Regular
TIPO		III

**Tabla 41.***Estación 4*

<b>NUMERO DE ESTACION</b>		<b>E4</b>
INDICE VOLUMETRICO (Jv)		10
RQD		82
Calificación		17
RESISTENCIA ALA COMPRESION (UCS)		50
Calificación		4
ESPACIAMIENTO ENTRE CONTINUIDADES		4
Calificación		5
PERSISTENCIA		2
Calificación		4
APERTURA		5
Calificación		1
CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	RELLENO	Relleno duro 6mm
	Calificación	2
	RUGOROSIDAD	Ligeramente rugosa
	Calificación	3
ALTERACION		Ligeramente
	Calificación	5
PRESENCIA DE AGUA		Mojado
Calificación		7
RMR BASICO		48
ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES		Regular
		-5
VOLADURA		+10
RMR CORREGIDO		53
RMR DE LA ESTACION 1		53
DESCRIPCION		Regular
TIPO		III

**Tabla 42.***Estación 5*

NUMERO DE ESTACION		E5
INDICE VOLUMETRICO (Jv)		13
RQD		72.1
Calificación		13
RESISTENCIA ALA COMPRESION (UCS)		57
Calificación		7
ESPACIAMIENTO ENTRE CONTINUIDADES		20
Calificación		8
PERSISTENCIA		0.7
Calificación		6
APERTURA		0.08
Calificación		5
CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES	RELLENO	Relleno duro 7mm
	Calificación	2
	RUGOROSIDAD	Rugosa
	Calificación	5
ALTERACION		Ligeramente
Calificación		5
PRESENCIA DE AGUA		Mojado
Calificación		7
RMR BASICO		58
ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES		Regular
		-5
VOLADURA		+10
RMR CORREGIDO		63
RMR DE LA ESTACION 1		63
DESCRIPCION		Regular
TIPO		III

#### 4.3. Interrelación entre la clasificación de RMR de Bieniawski y el sistema Q

“Para encontrar el valor de Q, use el RMR de Bieniawski calculado anteriormente. Se aplica la expresión relacional propuesta en este estudio (p.81), y de las cinco ecuaciones se utiliza la relación de Rutledge y Preston (1978). Esto se debe a la gran correlación de 0,81 entre todas las relaciones presentadas. La siguiente tabla muestra los valores de Q en función de diferentes contextos y estaciones de estudio”:

**Tabla 43.***Relación entre sistema Q y RMR de Bieniawski*

	Valores de Q				
	E1	E2	E3	E4	E5
Bieniawski (1976)	1.12	0.80	3.79	2.72	8.26
Rutlidge y Preston (1978)	1.40	0.84	9.06	5.45	29.66
Cameron – Clarke (1981)	0.15	0.09	1.16	0.67	4.24
Budavari (1981)	0.04	0.023	0.38	0.21	1.55
Abad et al. (1984)	1.36	1.02	3.87	2.91	7.53

**4.4. Determinación de la dimensión equivalente (De)**

“Para hallar la dimensión equivalente se usa la ecuación que propuso Barton et al. (1974) que se menciona en esta investigación (p.82)”.

La siguiente tabla presenta los valores de De que se obtuvieron a partir del Q.

**Tabla 44.***Dimensión equivalente (De)*

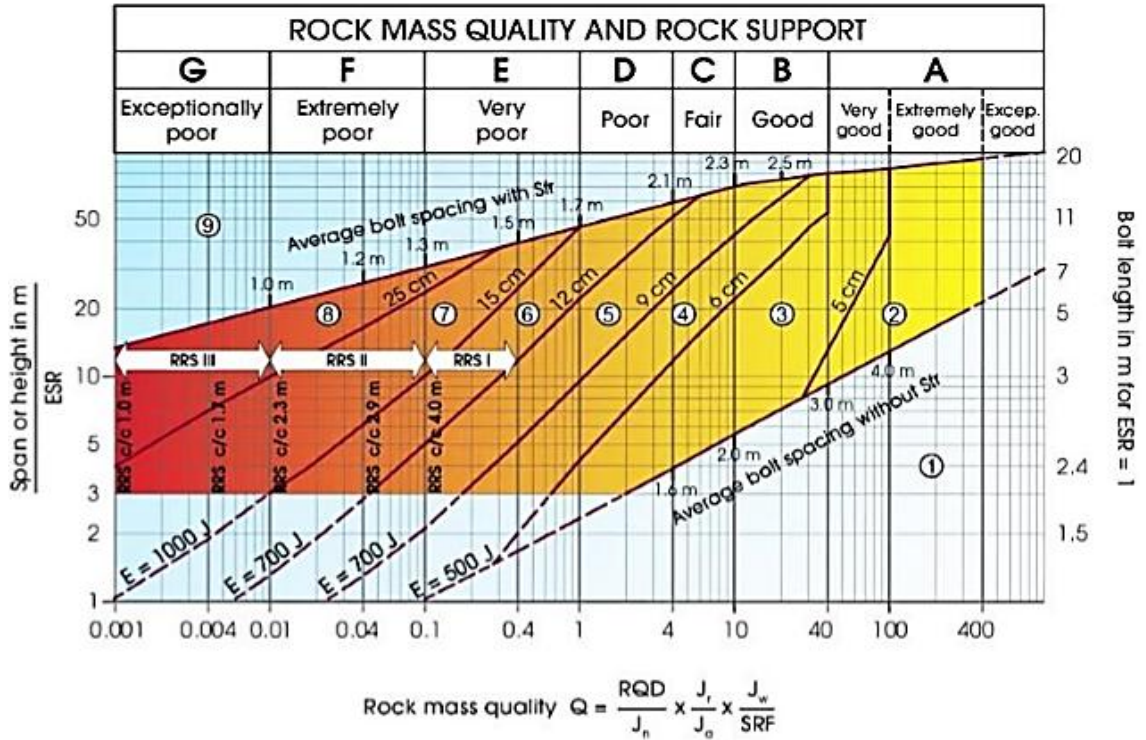
	Dimensiones equivalentes (De)				
	E1	E2	E3	E4	E5
Bieniawski (1976)	2.09	1.83	3.41	2.98	4.65
Rutlidge y Preston (1978)	2.29	1.87	4.83	3.94	7.76
Cameron – Clarke (1981)	0.94	0.75	2.12	1.70	3.56
Budavari (1981)	0.57	0.44	1.36	1.07	2.38
Abad et al. (1984)	2.26	2.02	3.44	3.06	4.49

**4.5. Determinación del tipo de sostenimiento**

Se utiliza el diagrama de Grimstad y Barton (1993) para determinar el tipo de soporte a utilizar en función de las dimensiones equivalentes (De) del sistema Q. También se incluye en la Guía de Normas Geomecánicas para el Diseño, Construcción y Supervisión. Menciona cierre de obras subterráneas en Osinergmin (2017).

**Figura 1.**

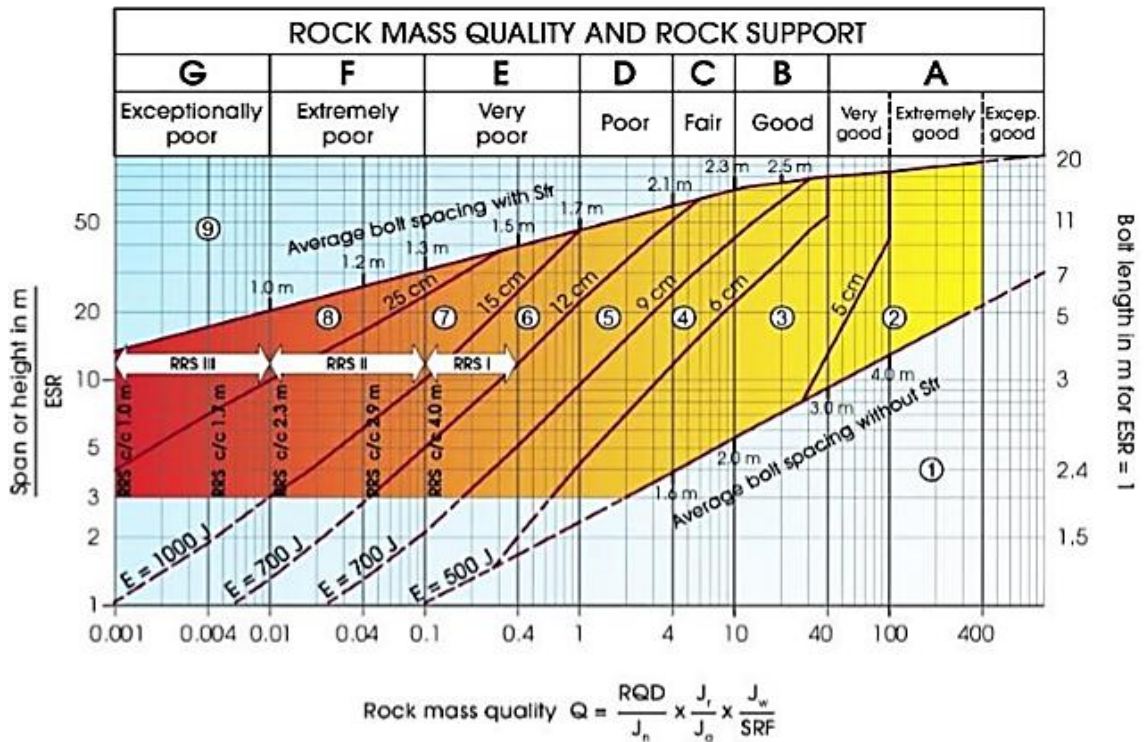
Estación N° 1:  $Q=1.4$ ,  $De=2.29$



Se recomienda emperrar de forma puntual a cada 1.3 m, perno de 1.5m para ESR=1.0

**Figura 2.**

Estación N° 2:  $Q=0.84$ ,  $De=1.87$

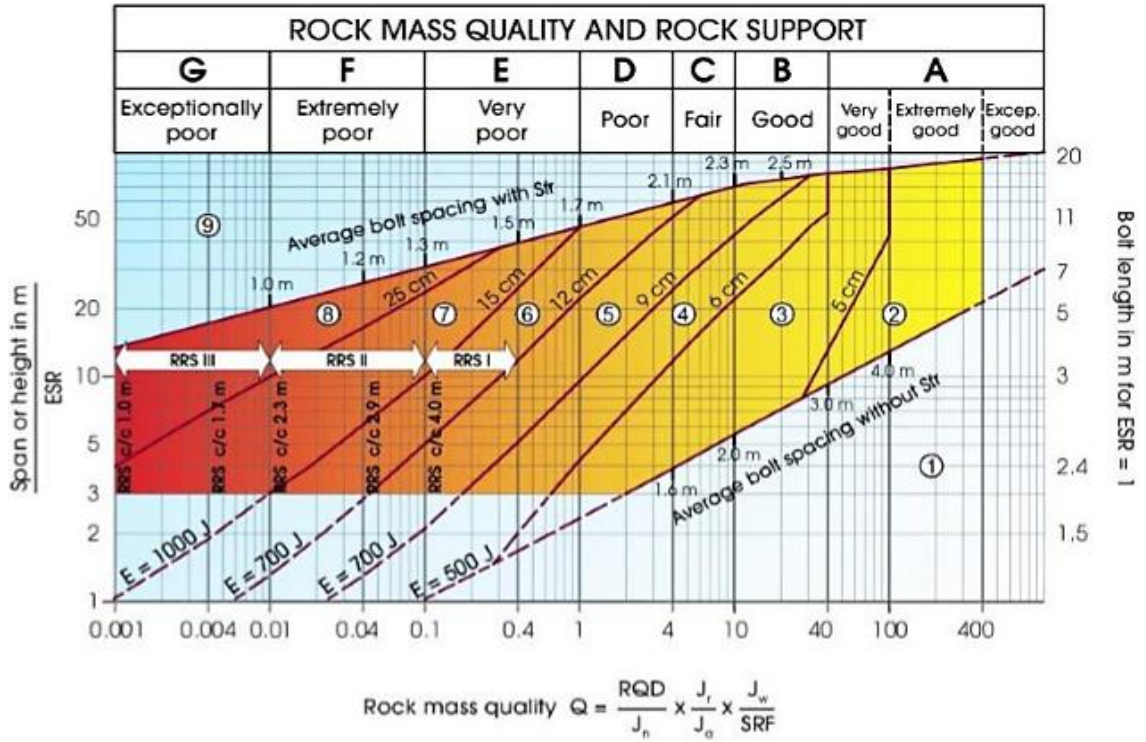


Se recomienda emperrar de forma puntual a cada 1.2 m, perno de 1.5m para ESR=1.0



**Figura 3.**

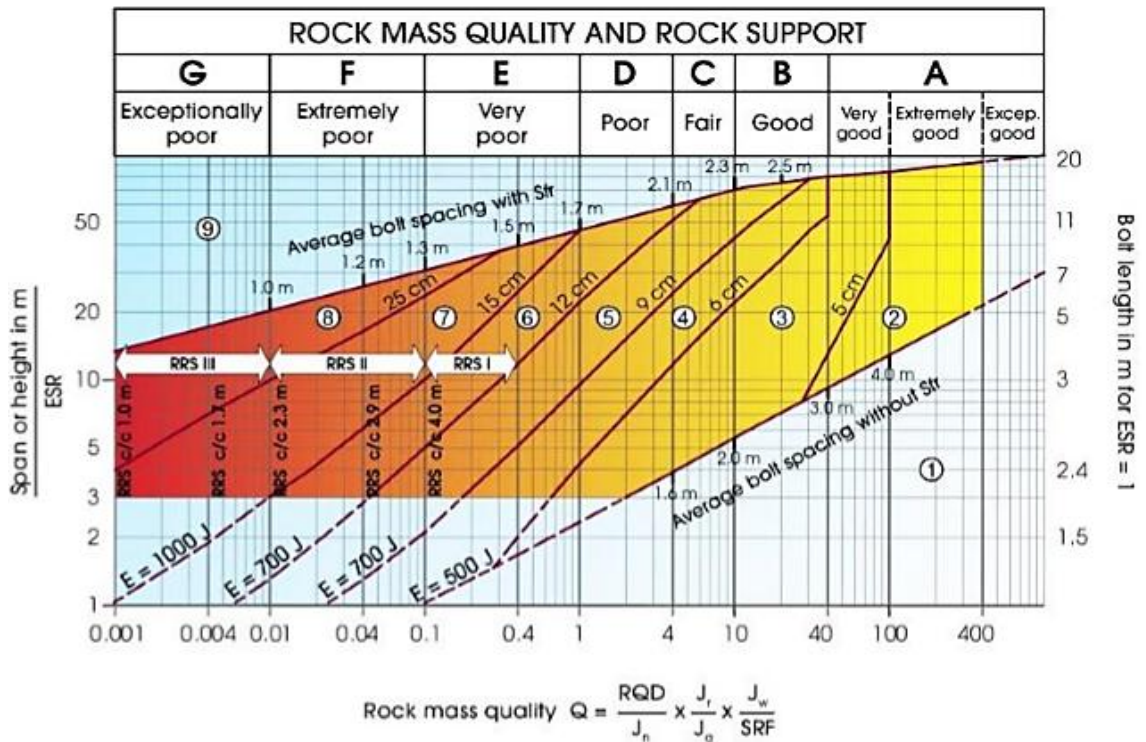
Estación N° 3:  $Q=9.06$ ,  $De=4.83$



Se recomienda empinar de forma puntual a cada 2 m, perno de 2.5 m para ESR=1.0

**Figura 4.**

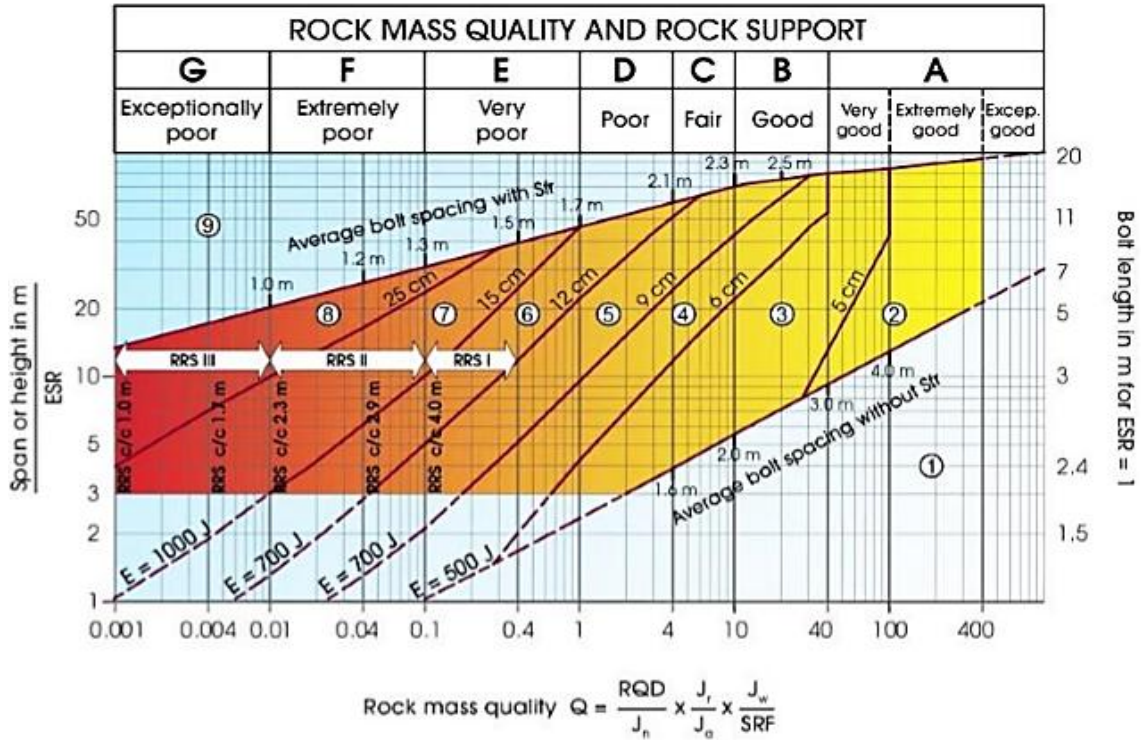
Estación N° 4:  $Q=5.45$ ,  $De=3.94$



Se recomienda empinar de forma puntual a cada 1.6 m, perno de 2.4 m para ESR=1.0

**Figura 5.**

Estación N° 5:  $Q=29.66$ ,  $De=7.76$



Se recomienda empernar de forma puntual a cada 2.7 m, perno de 2.7 m para ESR=1.0

**Tabla 45.**

Estaciones y su respectivo sostenimiento

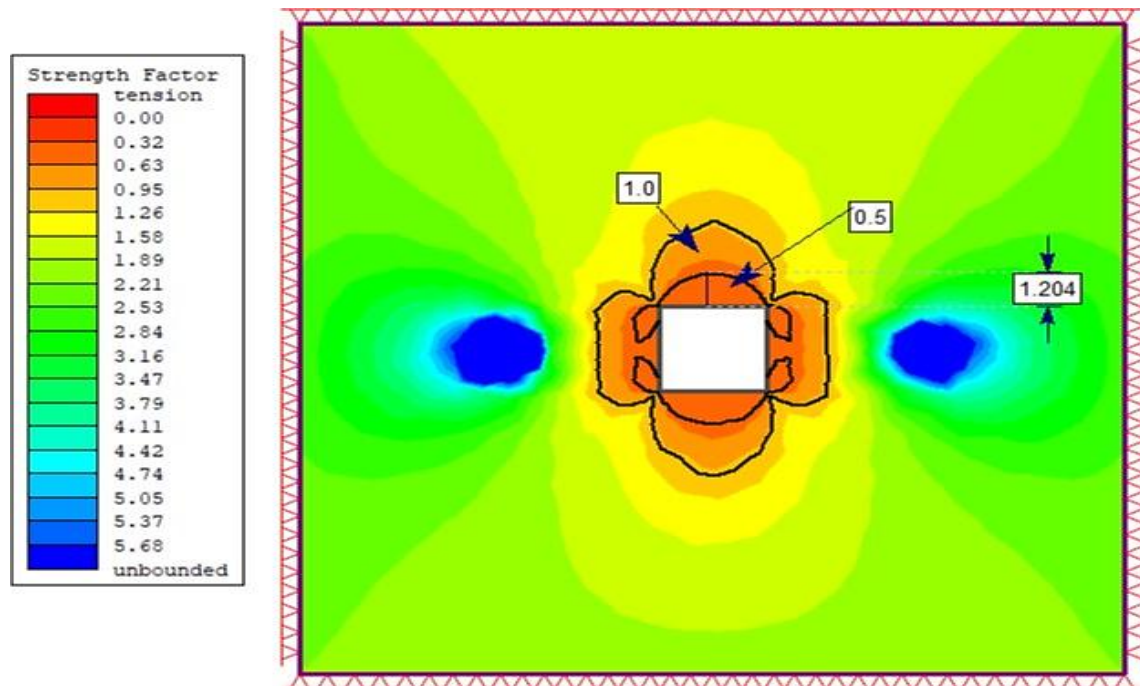
Estaciones	RMR	Q de Barton	de	Tipo de sostenimiento según Osinergmin
E1	45	1.40	2.29	Tipo de sostenimiento: Empernado puntual cada 1.3 m, perno de 1.5m para ESR= 1.0
E2	42	0.84	1.87	Tipo de sostenimiento: Empernado puntual cada 1.2 m, perno de 1.5m para ESR= 1.0
E3	56	9.06	4.83	Tipo de sostenimiento: Empernado puntual cada 2 m, perno de 2.5m para ESR= 1.0
E4	53	5.45	3.94	Tipo de sostenimiento: Empernado puntual cada 1.6 m, perno de 2.4m para ESR= 1.0
E5	63	29.66	7.76	Tipo de sostenimiento: Empernado puntual cada 2.7 m, perno de 2.7m para ESR= 1.0

#### 4.6. Modelamiento del tipo de sostenimiento aplicando Phase2

Se realiza el análisis para confirmar el nivel de seguridad y sostenimiento adecuado para los resultados obtenidos en el análisis empírico, realizado en base de las clasificaciones de Q de Barton, donde se aprecia una zona de influencia de muy bajo FS, 0.5, seguida por otra zona con FA de 1.0, esto lógicamente sin haber aplicado el soporte definido en los capítulos anteriores.

**Figura 6.**

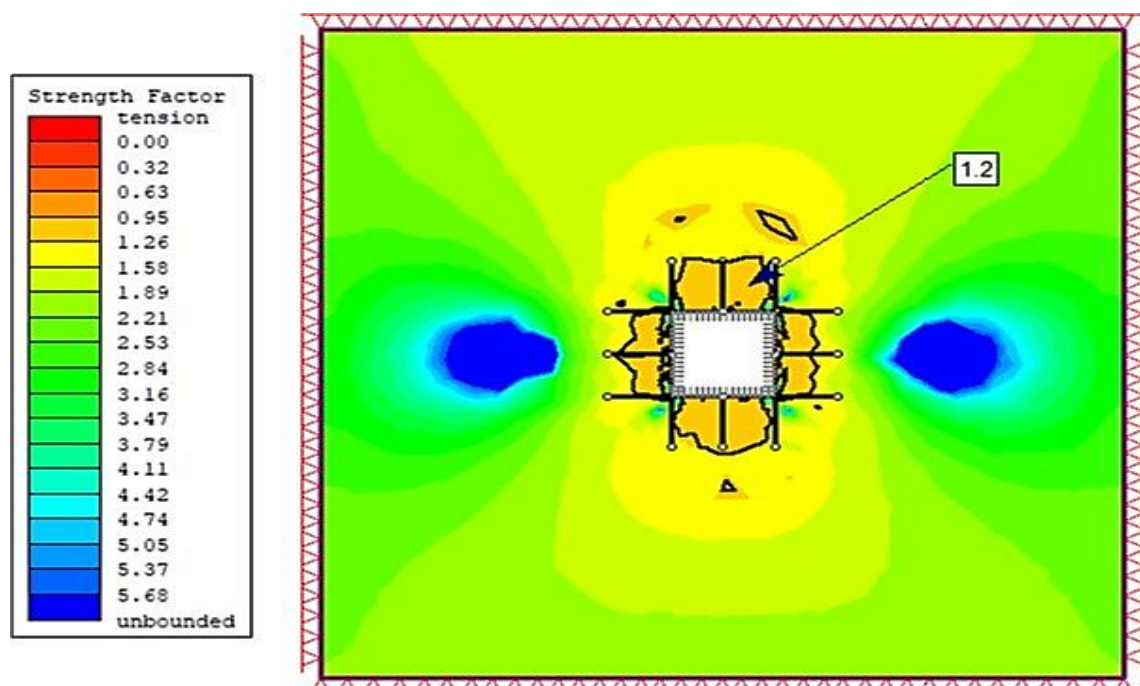
*Sección transversal FS < igual de 1.0, hasta de 0,5 próximos a la excavación.*



El soporte probó que el sostenimiento en base a pernos de diámetro de 19-22 mm y con una separación de 1,3 metros, muestran que el FS se mantuvo sustancialmente en el contorno de la excavación cuando se aplicaron dos tipos de apoyo:

**Figura 7.**

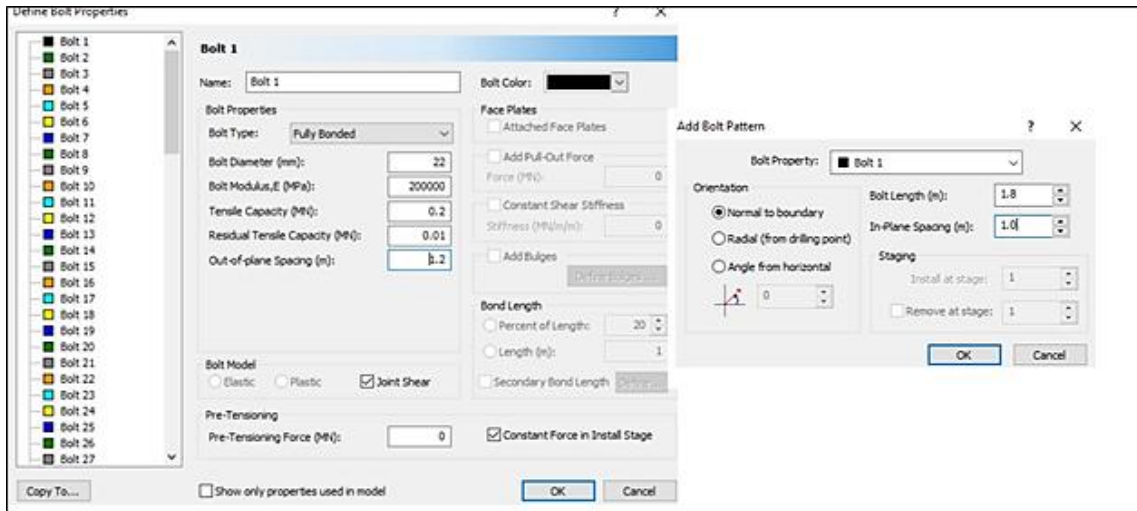
*FS con aplicación de Pernos de 19 mm @ 1.3 x 1.5*





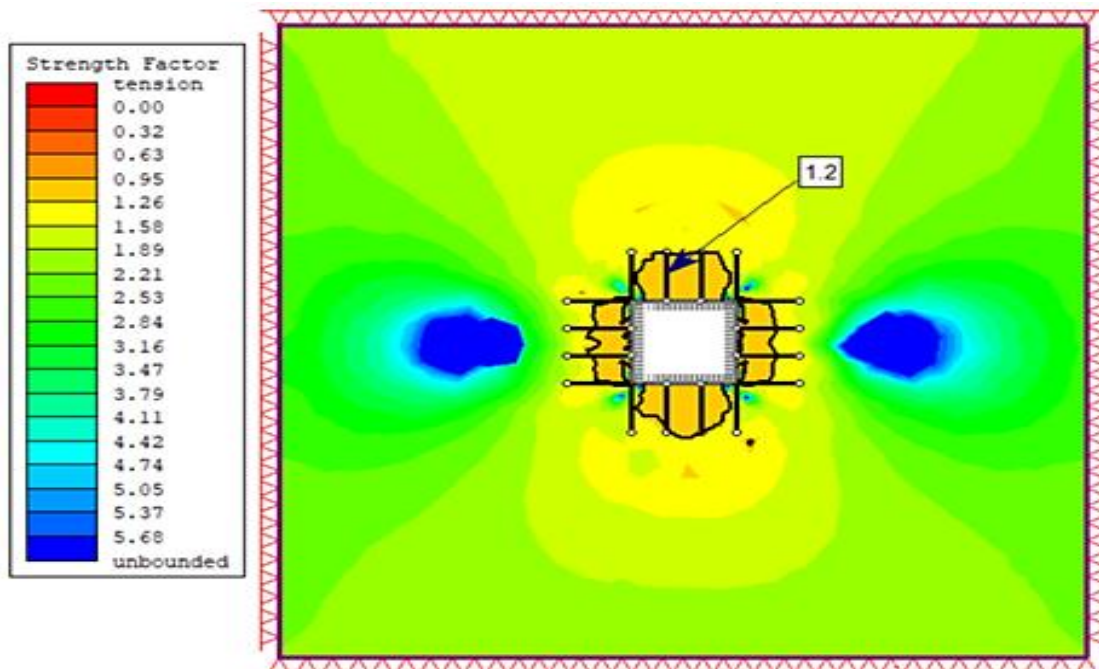
**Figura 8.**

*Parámetros de diámetro de pernos y espaciamiento a 1.3 x 1.5*



**Figura 9.**

*FS luego de aplicación de soporte en sección transversal. SH 10cm de 30 Mpa + Pernos cementados de 19 mm @ 1.2 x1.5.*



Como se aprecia en los resultados se ha encontrado que la aplicación de un soporte tipo pernos de 19 mm a cada 1.3 m de 1.5 m de longitud mejorando el FS de 0.5 hasta 1.2 en la excavación.

## CONCLUSIONES

En consecuencia, se llevó a cabo la caracterización del macizo rocoso por ende se obtuvo que en la estación 1 el tipo de sostenimiento deberá ser un atornillado puntual cada 1.3 m, con perno de 1.5m para ESR=1.0.

Del mismo modo en la estación 2 se aplicará un empernado a cada 1.2 m, perno de 1.5m para ESR=1.0.

En la estación 3, los apoyos se atornillan cada 2 m en los puntos y se atornillan a 2,5 m para ESR = 1,0.

Para la estación 4, el apoyo se atornilla cada 1,6 m puntual y se atornilla a 2,4 m con ESR = 1,0. En la estación 5, el apoyo se atornilla cada 2,7 m y se atornilla a 2,7 m para ESR = 1,0.

Se ha decidido el RMR de la estación. La estación 1 tiene una RMR del 45 %, la estación 2 tiene una RMR del 42 %, la estación 3 tiene una RMR del 56 %, la estación 4 tiene una RMR del 53 % y la estación 5 tiene una RMR del 56 %. 63%.

Barton Q se determinó para cada estación, 1 Q = 1,40, 2 Q = 0,84, 3 Q = 9,06, 4 Q = 5,45, 5 Q = 29,66.

Las medidas equivalentes (De) para cada estación se pueden determinar en la estación 1 De = 2,29, la estación 2 De = 1,87, la estación 3 De = 4,83, la estación 4 De = 3,94 y la estación 5 De = 7,76.

## **RECOMENDACIONES**

Para la determinación de los parámetros de las rocas, es recomendable establecer un laboratorio dedicado para que los datos sean más precisos en el momento de la estimación.

A medida que se recopila más información geomecánica de los afloramientos rocosos en el área de estudio para determinar la zonificación geomecánica del túnel (medición de discontinuidad), el porcentaje de tipo de aplastamiento a lo largo del túnel es el grado de la roca y está asociado con el tipo de relación de tensión.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Agramonte Choquehuayta, R.B. (2019). Clasificación de la caracterización geomecánica en minería subterránea en Morro Pelado de la U.E.A. Ana María – La Rinconada. Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Perú.
- Bhawani, S., y R.K., G. (2011). Engineering Rock Mass Classification, Tunneling, Foundations and Landslides. India.
- Calderón Mena, M. (2018). Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería Gavilán de Oro de la U.E.A. Ana María. Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Perú.
- Condori Pumahuanca, E. (2019). Caracterización geomecánica para el dimensionamiento del sostenimiento, caso mina Titán, Puno. Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Perú.
- Cruzado Peralta, P.B. (2017) Evaluación geomecánica del túnel de la central hidroeléctrica Potrero – San Marcos – Cajamarca. Universidad Nacional de Cajamarca, Cajamarca – Perú.
- Gonzales de Vallejo, L. (2002). Ingeniería geológica. Madrid: Pearson Education.
- Jordá Bordehore, L., Tomás Jover, R., Arlandi Rodríguez, M., & Abellán Fernández, A. (2016). Manual de estaciones geomecánicas Descripción de macizos rocosos en afloramientos.
- Lázaro Maguiña, J.E. (2018) Sostenimiento para mejorar la estabilidad de las labores mineras en la mina Caridad de la Compañía minera LINCUNA S.A. – 2017. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz – Perú.
- Luis Calle, J.R. (2014) Geología, evaluación y comportamiento geomecánico de rocas metamórficas del grupo salas expuestas en la galería de acceso – ventana 1 – Proyecto Alto Piura. Universidad Nacional de Piura, Piura – Perú.
- Maquera Bustincio, D.Y. (2018) Aplicación de la geomecánica para el control de dilución en la implementación de la explotación por cámaras y pilares en la unidad minera Cori Puno S.A.C.- UNTUCA. Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Perú.
- Osinergmin (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Perú.
- Ramírez Oyanguren, P., y Alejano Monge, L. (2004). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes. Madrid, España.

- Sánchez Ponce, P.C. (2018) Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación por taladros largos en la unidad minera ANTUCA Cori Puno S.A. Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Perú.
- Soto Vilca, A.C. (2016) Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca – Ollachea. Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Perú.
- Zorrilla Altuna, L.A. (2015) La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo – Perú.



**UNSCH**

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

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

## CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

### CONSTANCIA N° 044-2022-FIMGC

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** : HUACCE PRADO Juan Carlos  
**Escuela Profesional** : INGENIERÍA DE MINAS  
**Título de la Tesis** : “ANÁLISIS DE LA CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA DETERMINAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO MINA SAN CRISTÓBAL VOLCAN 2021”  
**Evaluación de la Originalidad** : 28 % Índice de Similitud  
**Identificador de la entrega** : 1869849977

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, 12 de julio del 2022

Firmado digitalmente  
por LEZAMA CUELLAR  
CHRISTIAN

**Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**  
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado  
de la FIMGC

Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

# “CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO PARA LA DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO MINA SAN CRISTOBAL COMPAÑÍA MINERA VOLCAN 2021”

*por* Juan Carlos Huacre Prado

---

**Fecha de entrega:** 24-jun-2022 09:20a.m. (UTC-0500)

**Identificador de la entrega:** 1862326552

**Nombre del archivo:** HUACCE\_PRADO\_TESIS\_30-05-2022.docx (7M)

**Total de palabras:** 13175

**Total de caracteres:** 69469

# "CARACTERIZACION DEL MACIZO ROCOSO PARA LA DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO MINA SAN CRISTOBAL COMPAÑÍA MINERA VOLCAN 2021"

## INFORME DE ORIGINALIDAD

28%

INDICE DE SIMILITUD

14%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

25%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	22%
2	Submitted to Universidad Cesar Vallejo Trabajo del estudiante	2%
3	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	2%
4	repositorio.unp.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	dspace.igme.es Fuente de Internet	<1%
6	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	<1%
7	www.osinergmin.gob.pe Fuente de Internet	<1%



8

repositorio.ug.edu.ec

Fuente de Internet

<1 %

9

hdl.handle.net

Fuente de Internet

<1 %

10

Submitted to Universidad Continental

Trabajo del estudiante

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo