

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA  
DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA  
GALERÍA GAVILÁN DE ORO DE LA UEA ANA MARÍA**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. Mijail Antonio Calderón Mena**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2018**



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**TESIS**

**CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA DETERMINACIÓN DEL  
TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA GAVILÁN DE ORO DE LA UEA**

**ANA MARÍA**

**PRESENTADA POR:**

Bach. Mijail Antonio Calderón Mena

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**APROBADA POR:**

**PRESIDENTE:**

MSc. Ing. ESTEBAN, AQUINO ALANOCA

**PRIMER MIEMBRO:**

MSc. Ing. FELIPE, MAMANI OVIEDO

**SEGUNDO MIEMBRO:**

Ing. LUCIO RAUL, MAMANI BARRAZA

**DIRECTOR / ASESOR:**

Dr. Ing. JUAN, MAYHUA PALOMINO

**Área : Ingeniería de Minas**

**Tema : Caracterización geomecánica**

## DEDICATORIA

*A Dios, por darme la oportunidad de seguir adelante, por mostrarme tantas señales cada día que hacen que decida pensando, por hacerme una mejor persona cada día, por enseñarme que lo difícil de conseguir es lo más apreciado y recordado, por darme la dicha de ser Ingeniero de Minas.*

*A mi padre José Antonio Calderón Ramos, por darme la fuerza para seguir adelante sin mirar atrás, por ser él quien merece todos los logros, por haber hecho de mí la persona que soy, por darme siempre su apoyo incondicional hasta en los peores momentos, por mostrarme que la vida es para ser felices.*

*A mi mamá Lucila, a mis hermanas, Lilian e Isabel, mis primos, primas y toda mi familia por el apoyo moral que me brindan a diario.*

## AGRADECIMIENTOS

- *Gracias a la Universidad Nacional del Altiplano, institución de alto prestigio quien supo guiarme y ampliar mis conocimientos con el alto nivel de docentes que me han sabido orientar en este trayecto de formación profesional.*
- *Agradezco inmensamente a mi padre José Antonio, por saber comprenderme y guiarme en este sendero de formación profesional, gracias a mi madre Lucila, mis hermanas Lilian e Isabel por su apoyo moral e incondicional durante todo este tiempo de mi formación académica.*
- *Agradecer a todas esas personas que me apoyaron en esta tesis con sus ideas y comentarios, a todos mis docente y ex compañeros de la universidad, mis amigos y a todas las personas que han estado ahí conmigo.*

## ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS .....	i
ÍNDICE DE TABLAS .....	ii
ÍNDICE DE ANEXOS .....	iv
LISTA DE SÍMBOLOS, ABREVIATURAS Y NOMENCLATURAS .....	v
RESUMEN .....	vi
ABSTRACT .....	vii
I. INTRODUCCIÓN .....	8
1.1. Descripción de la Realidad Problemática .....	8
1.2. Formulación del problema .....	8
1.2.1. Pregunta General .....	8
1.2.2. Preguntas Específicas .....	9
1.3. Objetivos de la Investigación .....	9
1.3.1. Objetivo General .....	9
1.3.2. Objetivos Específicos .....	9
1.4. Justificación de la investigación .....	9
II. REVISIÓN DE LA LITERATURA .....	10
2.1. Antecedentes .....	10
2.2. Bases teóricas .....	13
2.2.1. Definiciones conceptuales .....	13
2.2.2. Caracteres geomecánicos de las discontinuidades .....	19
2.2.3. Clasificación RMR (rock mass rating) de Bieniawski .....	40
2.2.4. Sistema de clasificación Q de Barton .....	49
2.2.5. Interrelación entre el índice Q de Barton y RMR de Bieniawski .....	60
2.2.6. Estimación de la presión de sostenimiento .....	61
2.3. Hipótesis .....	63
2.3.1. Hipótesis general .....	63
2.3.2. Hipótesis específica .....	63
III. MATERIALES Y MÉTODOS .....	64
3.1. Metodología de Investigación .....	64
3.2. Población y Muestra .....	65

3.2.1. Población .....	65
3.2.2. Muestra .....	65
3.3. Instrumentos de Recolección de Datos .....	66
3.4. Variables .....	67
3.4.1. Variable independiente (V.I.) .....	67
3.4.2. Variable dependiente (V.D.) .....	67
3.4.3. Operacionalización de variables .....	67
3.5. Técnicas de Recolección de Datos .....	67
3.6. Técnicas para el procesamiento de la información .....	68
IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN .....	69
4.1. Caracterización geomecánica de la galería .....	69
4.1.1. Orientación de las discontinuidades y número de familias. ....	70
4.1.2. Espaciamiento de discontinuidades .....	72
4.1.3. Índice volumétrico y tamaño de bloques. ....	72
4.1.4. Condiciones de las discontinuidades. ....	75
4.1.5. Presencia de agua .....	80
4.1.6. Resistencia de las paredes de discontinuidades. ....	81
4.1.7. RQD Grado de fracturación del macizo rocoso .....	81
4.1.8. Clasificación RMR de Bieniawski .....	82
4.1.9. Interrelación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton. ....	96
4.2. Tipo de sostenimiento de la galería .....	97
4.2.1. Determinación de la dimensión equivalente .....	98
4.2.2. Determinación del tipo de sostenimiento. ....	98
4.2.3. Diseño de sostenimiento .....	104
4.2.4. Costo de sostenimiento en la galería. ....	117
4.3. Discusión .....	121
V. CONCLUSIONES .....	122
VI. RECOMENDACIONES .....	124
VII. REFERENCIAS .....	125
ANEXOS .....	127

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: El techo de losa de espesor $t$ está soportada por un perno de anclaje en un patrón espaciado en una rejilla de $S \times S$ .	16
Figura 2: Ejemplo de un estereograma de densidad de polos.	20
Figura 3: Medida del espaciado de discontinuidades.	22
Figura 4: Apertura de una discontinuidad	27
Figura 5: Perfiles normalizados para la obtención del JRC.	29
Figura 6. Presencia de agua en labor subterránea.	34
Figura 7: Ejemplo de la representación esquemática del cálculo del RQD.	39
Figura 8: Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad.	46
Figura 9: Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad.	46
Figura 10. Gráfico de Grimstad y Barton (1993)	58
Figura 11. Correlación entre la presión de sostenimiento y la calidad de macizo rocoso Q61	
Figura 12: Procedimiento metodológico para la investigación.	66
Figura 13: Proyección estereográfica, distribución de polos del macizo rocoso de la galería Gavilán de Oro.	71
Figura 14: Tiempo de autosostenimiento vs tramo sin sostener.	71
Figura 15: Espaciamiento de las discontinuidades.	72
Figura 16: Índice volumétrico y tamaño de bloque.	74
Figura 17: Persistencia de discontinuidades.	76
Figura 18: Apertura de las discontinuidades.	77
Figura 19. Tipo de sostenimiento, Estación N° 1.	99
Figura 20. Tipo de sostenimiento, Estación N° 2.	99
Figura 21. Tipo de sostenimiento, Estación N° 3.	100
Figura 22. Tipo de sostenimiento, Estación N° 4.	100
Figura 23. Tipo de sostenimiento, Estación N° 5.	101
Figura 24. Tipo de sostenimiento, Estación N° 6.	101
Figura 25: Separación o despegue de los estratos sub horizontales, flexión y caída hacia el vacío minado.	104

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Principales tipos de discontinuidades. ....	15
Tabla 2. Ruta de acceso a la galería Gavilán de Oro. ....	18
Tabla 3. Clasificación del conteo de discontinuidades volumétricas (Jv). ....	24
Tabla 4. Descripción del tamaño de bloque en función de la densidad de discontinuidades. .....	25
Tabla 5. Terminología de continuidad o persistencia recomendada por la Sociedad Internacional de Mecánica.....	26
Tabla 6. Descripción de la meteorización de la masa rocosa. ....	31
Tabla 7. Grado de meteorización de los labios de las discontinuidades Bieniawski 1989..	32
Tabla 8. Tabla de índice manual de resistencia de la roca (ISRM, 1978) .....	36
Tabla 9. Correlación entre RQD y calidad de roca.....	38
Tabla 10. Parámetros del RMR. ....	40
Tabla 11. Resistencia del material rocoso intacto .....	42
Tabla 12. Asignación de calidad de roca (RQD).....	42
Tabla 13. Espaciado de discontinuidades. ....	43
Tabla 14. Condiciones de discontinuidad.....	44
Tabla 15. Condiciones de agua subterránea .....	44
Tabla 16. Evaluación del ajuste por orientación de discontinuidad en túneles .....	45
Tabla 17. Parámetros de diseño y propiedades de ingeniería del macizo rocoso.....	47
Tabla 18. Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al sistema RMR .....	48
Tabla 19. RQD (Designación de calidad de roca). ....	49
Tabla 20. Número de familia de discontinuidades (Jn) .....	51
Tabla 21. Número de rugosidad de discontinuidad (Jr).....	51
Tabla 22. Número de alteración de discontinuidad (Ja) .....	52
Tabla 23. Factor de reducción en la discontinuidad por el agua (Jw) .....	53
Tabla 24. Factor de reducción de tensión (SRF) .....	55
Tabla 25. Clasificación del macizo rocoso en base a los valores Q .....	56
Tabla 26. Valores de relación de sostenimiento de excavación .....	57
Tabla 27. Categorías de reforzamiento del sistema Q. ....	59



Tabla 28. Factor de pared $Q_w$ .....	62
Tabla 29. Familias de discontinuidades de la galería en estudio. ....	70
Tabla 30. Espaciamiento de discontinuidades. ....	73
Tabla 31. Índice volumétrico en cada estación geomecánica. ....	75
Tabla 32. Persistencia de las discontinuidades. ....	76
Tabla 33. Apertura de las discontinuidades. ....	77
Tabla 34. Relleno en las discontinuidades. ....	78
Tabla 35. Rugosidad en las discontinuidades. ....	79
Tabla 36. Alteración en las discontinuidades. ....	79
Tabla 37. Presencia de agua en las discontinuidades. ....	80
Tabla 38. Resistencia de las paredes de discontinuidades. ....	81
Tabla 39. RQD en cada estación geomecánica. ....	83
Tabla 40. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 1 .....	91
Tabla 41. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 2 .....	92
Tabla 42. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 3 .....	93
Tabla 43. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 4 .....	94
Tabla 44. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 5 .....	95
Tabla 45. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 6 .....	96
Tabla 46. Resultados interrelación RMR y $Q$ . ....	97
Tabla 47. Valores del índice $Q$ de Barton. ....	97
Tabla 48. Dimensión equivalente. ....	98
Tabla 49. Tipo de sostenimiento en base al índice $Q$ de Barton .....	102
Tabla 50. Tipo de sostenimiento en base al RMR de Bieniawski. ....	103
Tabla 51. Número de rugosidad de discontinuidad $J_r$ para cada estación geomecánica. ..	105
Tabla 52. Presiones verticales en la galería en base al $Q$ de Barton. ....	107
Tabla 53. Carga de roca en base al RMR de Bieniawski .....	109
Tabla 54. Número de pernos por fila de avance. ....	116
Tabla 55. Diseño de sostenimiento para cada estación geomecánica. ....	117
Tabla 56. Número de pernos requeridos por tramo de galería. ....	118
Tabla 57. Costos en pernos para los diferentes tramos de la galería. ....	120

## ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo A. Fotografía de la bocamina de la galería Gavilán de Oro.....	127
Anexo B. Matriz de consistencia.....	128
Anexo C. Operacionalización de variables.....	129
Anexo D. Esquema de las técnicas e instrumentos de investigación. ....	130
Anexo E. Formato de mapeo sistema de clasificación RMR. ....	131
Anexo F. Imagen 3D de las zonas del centro poblado de la Rinconada.....	132
Anexo G. Plano de la galería Gavilán de Oro y la ubicación de los puntos de estación geomecánica. ....	133
Anexo H. Orientación de las discontinuidades, buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR).....	134
Anexo I. (continuación) Orientación de las discontinuidades, buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR).....	135
Anexo J. (continuación) Orientación de las discontinuidades, buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR).....	136
Anexo K. (continuación) Orientación de las discontinuidades, buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR).....	137
Anexo L. Tipos de pernos de sostenimiento en el Perú.....	141
Anexo M. Diseño de sostenimiento para 3 pernos por metro de avance.....	142
Anexo N. Diseño de sostenimiento para 2 pernos por metro de avance. ....	143
Anexo O. Plano estructural de la UEA Ana María.....	144

**LISTA DE SÍMBOLOS, ABREVIATURAS Y NOMENCLATURAS**

UEA: Unidad Económica Administrativa  
ISRM: International Society for Rock Mechanics  
SIMR: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas  
SFRS: Steel Fiber Reinforced Shotcrete  
JRC: Joint Roughness Coefficient  
RQD: Rock Quality Design  
RMR: Rock Mass Rating  
MPa: Mega Pascales  
UCS: Uniaxial Compressive Strength  
TM: Tonelada Métrica  
2D: Dos Dimensiones  
3D: Tres Dimensiones  
NGI: Instituto Geotécnico Noruego  
DIP: Buzamiento  
DIP DIR: Dirección de buzamiento  
SCANLINE: Línea de medida  
Pv: Presión vertical  
Ph: Presión horizontal  
t: Tonelada  
cm: Centímetros  
m: Metro  
mm: Milímetros  
F1, F2, F3: Número de familias 1, 2 y 3 respectivamente  
E1, E2, E3, E4, E5, E6: Número de estación geomecánica  
B: Ancho de galería  
D: Densidad seca

## RESUMEN

En el presente estudio de investigación titulado Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María ubicado en el distrito de Ananea, provincia de San Antonio de Putina, departamento de Puno, Perú; la galería de desarrollo en los últimos meses del año 2016 presentó algunas zonas debilitadas por la presencia de rocas agrietadas y algunos bloques de roca colgados poniendo en riesgo de caída de roca al personal que transita en la galería, a través ella hacen su ingreso nueve contratas mineras, cada una con un promedio de 80 personas por contrata siendo así 720 personas en promedio que se exponen al riesgo durante las 24 horas en la galería; no existe ningún estudio geomecánico preliminar para determinar el tipo de sostenimiento, se desconoce la calidad del macizo rocoso, es por ello que surgió la necesidad del presente estudio que cual tiene como objetivo realizar una caracterización geomecánica y determinar el tipo de sostenimiento; la metodología usada fue descriptiva - cuantitativa, la misma que nos permitió examinar los datos de manera científica (forma numérica); a través de la caracterización geomecánica se logra cumplir los objetivos teniendo como resultado para las estaciones geomecánicas 1, 2, 3, 4, 5 y 6 un valor RMR de Bieniawski de 53 (regular), 61 (buena), 58 (regular), 69 (buena), 57 (regular) y 63 (buena) respectivamente, de igual forma un valor de índice Q de Barton de 5.4 (regular), 21.1 (buena), 12.7 (buena), 82.0 (muy buena), 10.7 (buena) y 29.7 (buena) para cada estación geomecánica respectivamente; se determina un sostenimiento con pernos Hydrabolt con capacidad de 16 toneladas y el colocado es de manera sistemática, se consideró un factor de seguridad de 2.0, se realizaron dos diseños de sostenimiento (Anexo M y N) para los seis tramos de la galería según la estación geomecánica que fueron diseños con 3 pernos por fila en cada metro de avance para las estaciones 1, 2, 3, 5; y 2 pernos por fila en cada metro de avance para las estaciones 4 y 6; el costo total de pernos para toda la galería viene a ser de \$ 10610.55.

**Palabras Clave:** geomecánica, caracterización, clasificación, macizo rocoso, sostenimiento.

## ABSTRACT

In the present research study titled Geomechanical characterization for the determination of the type of support in the gallery gold's Gavilán is located in Ananea's district, San Antonio de Putina's province, Puno's department, Peru; the present gallery presented some areas weakened by the presence of cracked rocks and some blocks of rock hanging in 2016's the last months, putting at falling's risk of rock to the personnel that transits in this gallery, through this gallery they make their entry nine contract mining companies, each one with an average of 80 people per contract, so there are 720 people on average being exposed to the risk during the 24 hours in the gallery; There is not preliminary geomechanical study to determine the type of support, the quality of the rock mass is unknown, that is reason that we need arose for the present study which aims to perform a geomechanical characterization and determine the type of support; the methodology used was descriptive - quantitative, the same that allowed us to examine the data in a scientific way (numerical form); through the geomechanical characterization, the objectives are achieved by having as a result for the geomechanical stations 1, 2, 3, 4, 5 and 6 an RMR value of Bieniawski of 53 (regular), 61 (good), 58 (regular), 69 (good), 57 (fair) and 63 (good) respectively, likewise a Barton Q value of 5.4 (fair), 21.1 (good), 12.7 (good), 82.0 (very good), 10.7 ( good) and 29.7 (good) for each geomechanical station respectively; a support with Hydrabolt bolts with a capacity of 16 tons is determined and the placed in is by systematic way, we considered a safety factor of 2.0, two support standards were made (Annex N and O) for the six sections of the gallery according to the geomechanical station that were designs with 3 bolts per row in each meter of progress for stations 1, 2, 3, 5; and 2 bolts per row in each meter of progress for stations 4 and 6; The total cost of bolts for the entire gallery comes to \$ 10610.55.

Keywords: geomechanics, characterization, classification, rock mass, support.

## I. INTRODUCCIÓN

### 1.1. Descripción de la Realidad Problemática

El proceso de extracción de minerales en minería subterránea está basado en un ciclo de minado el cual consta de ventilación, desatado de rocas, acarreo y transporte, sostenimiento, perforación y voladura, en este caso particular nos dirigimos a la galería Gavilán de Oro que pertenece al operador minero Qhapax de la UEA Ana María. La presente galería en los últimos meses del año 2016 presentó algunas zonas debilitadas por la presencia de rocas agrietadas y algunos bloques de roca colgados, poniendo en riesgo de caída de roca al personal que transita por la galería, se sabe que existe un gran número de galerías con las mismas condiciones las cuales algunas han tenido accidentes de caída de roca y no queremos que suceda lo mismo en la galería Gavilán de Oro, a través de esta galería hacen su ingreso nueve contratistas mineras, cada una con un promedio de 80 personas por contrata siendo así 720 personas en promedio que se exponen al riesgo durante las 24 horas en la galería.

### 1.2. Formulación del problema

Con la presente investigación, que es la caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento, pretendemos encontrar las características de la galería para determinar el tipo de sostenimiento según la calidad del macizo rocoso, con el fin de mejorar la seguridad y/o estabilidad de esta galería. Respondiendo a las siguientes preguntas:

#### 1.2.1. Pregunta General

¿Cuál es la caracterización geomecánica y cuál es el tipo de sostenimiento requerido de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María?

### **1.2.2. Preguntas Específicas**

- a) ¿Cuál es la caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María?
- b) ¿Cuál es el tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María?

### **1.3. Objetivos de la Investigación**

#### **1.3.1. Objetivo General**

Realizar una caracterización geomecánica y determinar el tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María

#### **1.3.2. Objetivos Específicos**

- a) Realizar una caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María
- b) Determinar el tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María

### **1.4. Justificación de la investigación**

En la presente galería no existe ningún estudio geomecánico preliminar para determinar el tipo de sostenimiento y se desconoce la calidad del macizo rocoso, es por ello que surge la necesidad del presente estudio que cual tiene como objetivo realizar una caracterización geomecánica y mediante una clasificación geomecánica obtener la calidad del macizo rocoso, se determina el tipo de sostenimiento requerido, así como su diseño para los diferentes tramos de la presente galería.

## II. REVISIÓN DE LA LITERATURA

### 2.1. Antecedentes

Se revisó tesis universitarias de diferentes universidades de la región y del país, sobre geomecánica. Los mismos que se consideran a continuación:

Cartaya P. (2001), en su tesis doctoral titulada Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental de país, en sus conclusiones indica “La metodología de investigación desarrollada constituye un aporte científico y brinda elementos novedosos, además es aplicable a cualquier tipo de macizo tanto en obras subterráneas como de superficie”. La caracterización geomecánica es de aporte novedoso para evaluar el macizo rocoso, aplicable a cualquier tipo de macizo rocoso.

Amanqui P. (2009), en su tesis titulada Aplicaciones de geomecánica en la actividad minera, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano, en sus conclusiones indica “La evaluación geomecánica del macizo rocoso, es fundamental para elegir y dimensionar el sostenimiento. (...) El estudio de Geomecánica es de suma importancia porque tiene influencia directa en accidentes por desprendimiento de rocas por ello es necesario cuidar este aspecto”. El trabajo se relaciona con la investigación planteada, por su influencia directa con la evaluación geomecánica del macizo para dimensionar el sostenimiento y la influencia que tiene en accidentes por desprendimiento de rocas.

Luis C. (2014), en su tesis titulada Geología, evaluación y comportamiento geomecánico de rocas metamórficas del grupo Salas expuestas en la galería de acceso - ventana 1 - proyecto alto Piura, presentado a la Universidad Nacional de Piura, en sus conclusiones indica “Las



discontinuidades presentes en el macizo rocoso, son las diferentes familias de discontinuidades las que controlan la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso en general, en donde se destacan unas familias de otras en función de sus características y su orientación, o bien la combinación de varias de ellas. De acuerdo a los datos tomados en campo y mediante la utilización del software Dips se determinaron cuatro familias de discontinuidades en el macizo, las cuales se pueden observar en los diagramas de polos, frecuencias y rosetas”. Las discontinuidades presentes en el macizo rocoso controlan la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso en general.

Canchari P. (2015), en su tesis titulada Aplicación de la geotecnia para la construcción del túnel de exploración Ollachea, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano, en sus conclusiones indica “Analizando y aplicando el índice de clasificación RMR (Bieniawski, 1989), tiene una confiabilidad de 95%”. El trabajo se relaciona con la investigación planteada, por el uso de la clasificación RMR y la confiabilidad que tiene de 95%.

Ccoa Q. (2015), en su tesis titulada Geomecánica aplicada al minado subterráneo para la minimización de caída de rocas en el nivel morro pelado cooperativa minera lunar de oro – MDH Ingenieros, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano, en sus conclusiones indica “Con la aplicación de la geomecánica en su caracterización de macizo rocoso, de acuerdo a los datos tomados en campo y mediante la utilización de software DIPS, se determinaron tres familias de discontinuidades en el macizo, las cuales se pueden observar en los diagramas de polos, frecuencias y rosetas”. El trabajo se relaciona con la aplicación de la geomecánica para caracterizar el macizo rocoso.

Zorrilla A. (2015), en su tesis titulada La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica cerro del águila, presentado a la Universidad Nacional del Centro del Perú, en sus conclusiones indica “La ingeniería de minas moderna ha adoptado a la geomecánica como una herramienta tecnológica indispensable para lograr las mejores condiciones de seguridad y eficiencia en las operaciones de excavación de túneles y cavernas y otros trabajos subterráneos”. El trabajo se relaciona con la geomecánica como herramienta tecnológica para mejores condiciones de seguridad.

Ccapa H. (2016), en su tesis titulada Influencia de las características geomecánicas de la estructura mineralizada en la recuperación de pilares en la mina San Vicente, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano, en sus conclusiones indica “Las características geomecánicas nos sirven para utilizar los métodos empíricos, analíticos y numéricos, para poder analizar e ingresar a recuperar la mayor parte del mineral existente en el tajo”. El trabajo se relaciona con la investigación planteada, por la utilidad de las características geomecánicas que sirven para utilizar los métodos empíricos.

Chura L. (2016), en su tesis titulada Caracterización geomecánica del macizo rocoso y su aplicación en el diseño de sostenimiento en labores de desarrollo de la unidad económica administrativa Ana María – la Rinconada, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano, en sus conclusiones indica “Los valores del índice Q de Barton, están muy estrechamente relaciona a la calidad de roca, sugiriendo el tipo de sostenimiento a utilizar, el cual da como resultado aplicar un sostenimiento por refuerzo activo de pernos de anclaje con longitudes de 1.8 metros (6 pies), a un espaciado que interactúan entre 1.5 a 3 metros, empernados de forma puntual o sistemática sin refuerzo de concreto lanzado”. El trabajo se relaciona con el uso de las clasificaciones RMR y Q están estrechamente relacionadas.

Soto V. (2016), en su tesis titulada Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca – Ollachea, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano, en sus conclusiones indica “Las características estructurales y geológicas de la zona de estudio, determinaron las clasificaciones de Roca RMR y Q, (...) Dichas clasificaciones determinaron el tipo de sostenimiento a utilizar en los tramos de Roca según las recomendaciones de Bieniawski y Barton”. Se observa que para determinar el tipo de sostenimiento está basado en las clasificaciones RMR y Q, así como las recomendaciones de los autores para un mayor criterio.

Cruzado P. (2017), en su tesis titulada Evaluación Geomecánica del túnel de la central hidroeléctrica Potrero - San Marcos - Cajamarca, presentado a la Universidad Nacional de Cajamarca, en sus conclusiones indica “La evaluación geomecánica de todo el tramo excavado del túnel de 107.20 metros, determina un ambiente homogéneo ya que desde el inicio, progresiva Km 1+266.94 hasta el final en la progresiva Km 1+437.14 la clasificación del macizo rocoso se comporta como roca regular (Tipo III) y como roca buena (Tipo II)”.

El trabajo se relaciona con que puede ser homogéneo toda la galería en base a una evaluación geomecánica.

## **2.2. Bases teóricas**

### **2.2.1. Definiciones conceptuales.**

#### **Roca intacta.**

Conocido también como matriz rocosa “es el bloque ubicado entre las discontinuidades y podría ser representada por una muestra de mano o trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio” (Sociedad Nacional de Minería Petroleo y Energía, 2004). Roca intacta se refiere también a “un elemento (trozo, bloque, probeta) de roca que no presenta discontinuidades observables” (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004).

#### **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),

#### **Caracterización geomecánica.**

Dentro de la definición de caracterización tenemos que caracterización es determinar los atributos peculiares (características) de alguien o de algo, de modo que claramente se distinga de los demás. La caracterización geomecánica vendría a ser la extracción de todos los atributos peculiares en el aspecto geomecánico para un estudio dado.

#### **Mapeo geomecánico.**

El término mapeo viene a ser el proceso de la obtención de datos para un estudio dado, el mapeo geomecánico es el levantamiento de caracteres geomecánicos, el mapeo geomecánico también se define como “La toma o adquisición de información geomecánica para la caracterización de los macizos rocosos (acción comúnmente conocida como 'levantamientos geomecánicos')” (Jordá Bordehore, Tomás Jover, Arlandi Rodríguez, & Abellán Fernández, 2016, p. 28).

En el caso de proyectos donde aún no hay construcciones (excavaciones) se pueden realizar mapeos geológicos de los afloramientos rocosos, así como documentar la evidencia de estructuras geológicas mayores (fallas) en la zona. (...) El mapeo geomecánico subterráneo incluye al mapeo por celdas o estaciones (las cuales deben abarcar un área aproximada de 3m x 3m), mapeo por línea de detalle y mapeo de arco rebatido. (Osinergmin, 2017, p. 14)

### **Clasificación geomecánica.**

Una parte importante 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).

“Las clasificaciones geomecánicas constituyen un procedimiento para la caracterización de los macizos rocosos a partir de datos de afloramientos y sondeos, y se aplican principalmente a los túneles, dada la dificultad del estudio de los macizos rocosos en profundidad” (Gonzales de Vallejo, 2002, p. 230).

### **Discontinuidad.**

Las discontinuidades condicionan de una forma definitiva las propiedades y el comportamiento resistente, deformacional e hidráulico de los macizos rocosos. La resistencia al corte de las discontinuidades es el aspecto más importante en la determinación de la resistencia de los macizos rocosos duros fracturados, y para su estimación es necesario definir las características y propiedades de los planos de discontinuidad.

Tipo de discontinuidades. Bordehore et. al. (2016) indica que los tipos de discontinuidades se presentan en la Tabla 1, donde se muestra la clasificación de las discontinuidades propuesta por González V. y Ferrer (1999)

Tabla 1. Principales tipos de discontinuidades.

DISCONTINUIDADES	SINGULARES	SISTEMÁTICAS
PLANARES	Fallas	Planos de estratificación
		Diaclasas o discontinuidades
	Diques	Micro fallas
		Planos de esquistosidad
		discontinuidades estilo líticas
Kink bands y planos axiales		
LINEALES	Ejes de pliegues	Intersección de discontinuidades
		planares
		Lineaciones

Fuente: Tabla extraída de (Bordehore et al., 2016, p. 62)

**Factor de seguridad.**

El enfoque clásico utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería es considerar la relación entre la capacidad C (resistencia o fuerza de resistencia) del elemento y la demanda D (esfuerzo o fuerza perturbadora). El factor de seguridad de la estructura se define como:

$$F = \frac{C}{D} \tag{Eq. 1}$$

Y falla se supone que ocurre cuando F es menor que 1. Considere el caso de un patrón de pernos de roca que están diseñados para sostener una losa de roca en la parte posterior de una excavación.

La Figura 1 muestra una losa de espesor t soportada por un perno de roca en un patrón espaciado en una cuadrícula de S x S. Suponiendo que el peso unitario de la roca rota es  $\gamma = 2.7$  toneladas /  $m^3$ , el espesor de la losa t = 1 m y el espaciamiento de la malla S = 1.5 m, el peso del bloque sostenido por el perno viene dado por  $W = \gamma \cdot t \cdot S^2 = 6.1$  toneladas. La demanda D en el perno de anclaje es igual al peso W del bloque y, si la resistencia o capacidad del perno es C = 8 toneladas, el factor de seguridad  $F = 8 / 6.1 = 1.3$ .

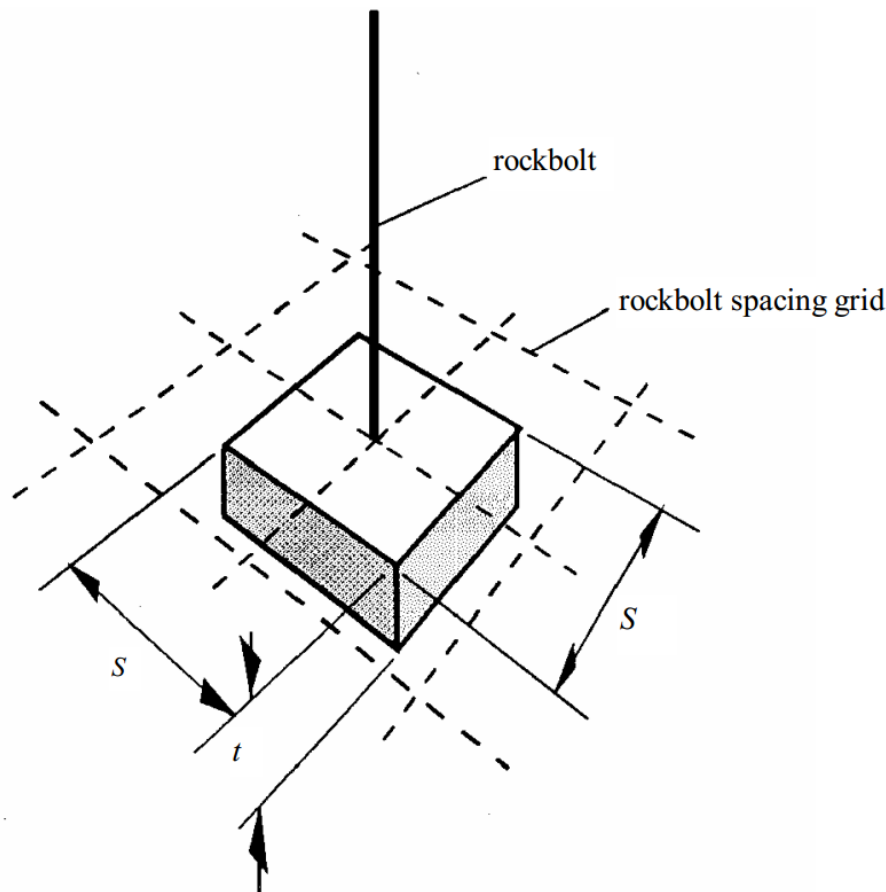


Figura 1: El techo de losa de espesor  $t$  está soportada por un perno de anclaje en un patrón espaciado en una rejilla de  $S \times S$ .

Fuente: (Hoek, Kaiser y Bawden, 1993, p. 9)

El valor del factor de seguridad, que se considera aceptable para un diseño, generalmente se establece a partir de la experiencia previa de diseños exitosos. Un factor de seguridad de 1.3 generalmente se consideraría adecuado para una apertura temporal de la mina, mientras que un valor de 1.5 a 2.0 puede ser requerido para una excavación permanente como una estación de trituración subterránea. (Hoek et al., 1993)

### **Pernos de anclaje.**

Los sistemas de reforzamiento con pernos de roca minimizan las deformaciones inducidas por el peso muerto de la roca aflojada, así como también aquellas inducidas por la redistribución de los esfuerzos en la roca circundante a la excavación. En general, el principio de su funcionamiento es estabilizar los bloques rocosos y/o las deformaciones de la superficie de la excavación, restringiendo los desplazamientos relativos de los bloques de roca adyacentes. (...) En roca estratificada sub-horizontal y roca no estratificada con un

sistema dominante de discontinuidades sub horizontales, los pernos ayudan a resistir el desplazamiento relativo entre los estratos, aumentando la rigidez de la viga estructural que forman y creando ligazón entre los bloques tabulares, para minimizar la deflexión del techo. Esto es lo que se llama también el efecto viga. Este concepto puede ser extendido al caso de paredes paralelas a estratos o discontinuidades sub verticales, generando el denominado “efecto columna”, para minimizar el pandeo de los bloques tabulares. (SNMPE, 2004)

### **Malla metálica.**

La malla metálica principalmente es utilizada para los siguientes tres fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del shotcrete. Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electro soldada.

- La malla eslabonada o denominada también malla tejida, consiste de un tejido de alambres, generalmente de # 12/10, con cocadas de 2”x2” o 4”x4”, construida en material de acero negro que puede ser galvanizada para protegerla de la corrosión. Por la forma del tejido es bastante flexible y resistente. Esta malla no se presta para servir de refuerzo al concreto lanzado, por la dificultad que hay en hacer pasar el concreto por las mallas, no recomendándose para este uso.
- La malla electro soldada consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4”x4”, construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada. Esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado (shotcrete). (SNMPE, 2004)

### **Shotcrete.**

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie. (...) Adecuadamente aplicado, el shotcrete es un material de construcción estructuralmente sólido y durable, con buenas características de adhesión con la roca y alta resistencia. Estas propiedades favorables se consiguen con buenas especificaciones y

materiales, preparación adecuada de la superficie, buenas prácticas de mezclado, aplicación del shotcrete y supervisión. (SNMPE, 2004)

**Galería Gavilán de Oro.**

La galería Gavilán de oro es el principal acceso para las nueve contratas que operan en el interior de mina, debido a los altos costos que resulta hacer un acceso para cada contrata es que comparten la presente galería como acceso principal. La galería Gavilán de Oro se ubica en San Ignacio (ver Anexo F) de la zona denominada como la Rinconada (centro poblado), cuyas coordenadas son 14°37'07.4"S 69°26'54.6"W. La galería tiene 328 m de longitud, una sección promedio de 3 m de ancho por 2 m de alto, conformado por roca pizarra. La galería se encuentra dentro de la concesión que pertenece a la unidad económica administrativa (UEA) Ana María. La ruta de acceso para llegar hasta la galería Gavilán de Oro, es la que se presenta en la Tabla 2. Esta ruta es la misma para llegar al centro poblado de la Rinconada donde viven todos los que trabajan por esa zona. Existen diversas galerías aledañas, normalmente se comparten la galería como acceso principal para varias contratas mineras que operan en la zona, es por eso que la galería Gavilán de Oro es el ingreso a nueve contratas mineras.

Tabla 2. Ruta de acceso a la galería Gavilán de Oro.

De:	Hacia:	Km	condición
Puno	Juliaca	45 Km	Asfalto
Juliaca	Taraco	32.9 Km	Asfalto
Taraco	desvío Putina	17.1 Km	Asfalto
desvío Putina	Huatasani	21.6 Km	Asfalto
Huatasani	Putina	20.2 Km	Asfalto
Putina	Quilcapuncu	15.2 Km	Afirmado
Quilcapuncu	Toco Toco	23 Km	Afirmado
TocoToco	Pampilla	16.1 Km	Afirmado
Pampilla	Ananea	10.9 Km	Trocha
Ananea	Rinconada	7 Km	Trocha
Rinconada	San Ignacio	3 Km	Trocha
Distancia Total PUNO – SAN IGNACIO = 212 Km			
tiempo aproximado de viaje = 5 horas			

Fuente: Elaboración propia.



### 2.2.2. Caracteres geomecánicos de las discontinuidades.

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

#### **Orientación.**

Bordehore et al. (2016) indican, la posición y orientación relativas de las discontinuidades con respecto a la orientación media del frente de excavación condiciona en gran medida la estabilidad del macizo rocoso. A su vez, la presencia de diversas familias de discontinuidades con distintas orientaciones determina el tamaño y la forma de los bloques en que se divide el macizo rocoso. Para definir adecuadamente una familia de discontinuidades, es aconsejable medir un número suficiente de sus orientaciones llevando a cabo representaciones en proyección estereográfica que nos permitan determinar estadísticamente las familias existentes. La medida de las orientaciones se lleva a cabo habitualmente mediante brújula magnética, midiendo la dirección del plano de la discontinuidad (rumbo o strike en inglés) y el valor de la inclinación a lo largo de la línea de máxima pendiente (buzamiento o DIP en inglés). La orientación tridimensional de un plano de discontinuidad puede ser representada en un plano bidimensional mediante la dirección de buzamiento y buzamiento.

En mecánica de rocas, es habitual definir las discontinuidades a través de los vectores dirección de buzamiento (DIP DIR) y buzamiento (DIP). Ambos vectores son perpendiculares entre sí. El vector de buzamiento del plano es paralelo a su línea de máxima pendiente, es decir a la línea que recorrería una gota de agua que deslizase libremente por la superficie de la discontinuidad.

Gonzales de Vallejo (2002) indica que las discontinuidades sistemáticas se presentan en familias con orientación y características más o menos homogéneas. La orientación relativa y el espaciado de las diferentes familias de un macizo rocoso definen la forma de los bloques que conforman el macizo. Es aconsejable medir un número suficiente de orientaciones de discontinuidades para definir adecuadamente cada familia. El número de medidas dependerán de la dimensión de la zona estudiada, de la aleatoriedad de las orientaciones de los planos y del detalle de análisis. Si las orientaciones son constantes se puede reducir el número de medidas.

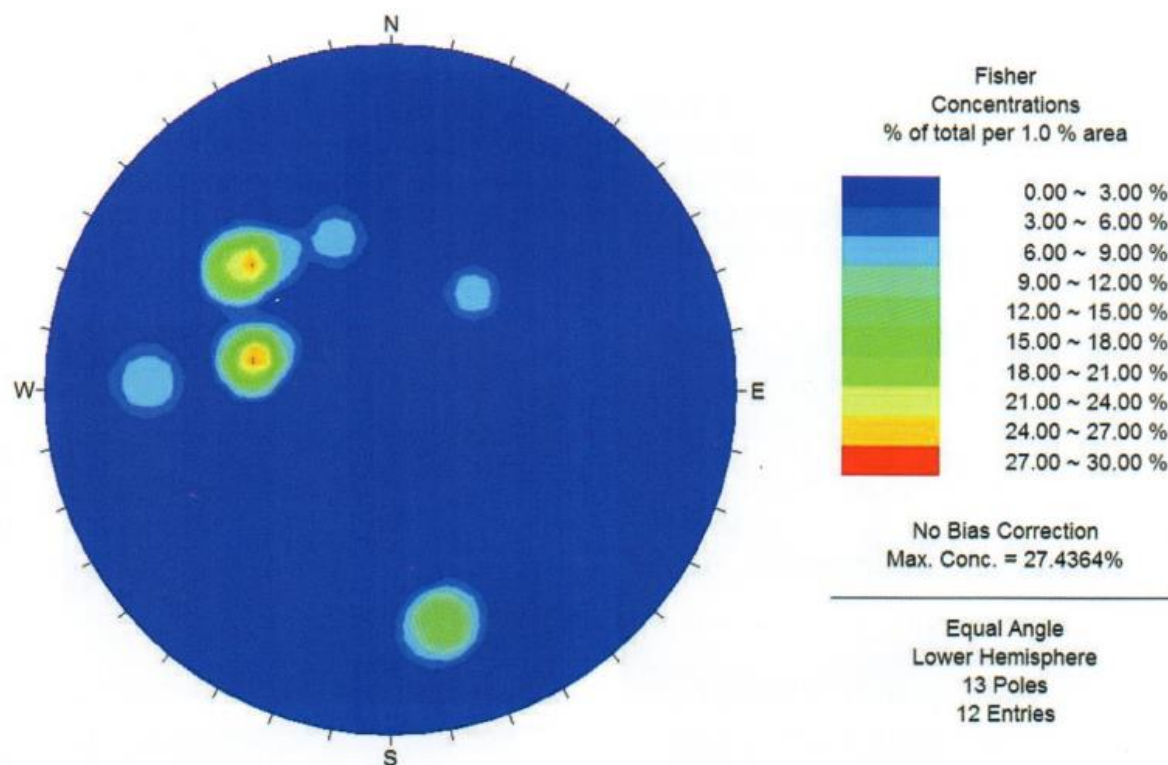


Figura 2: Ejemplo de un estereograma de densidad de polos.

Obtenido con el software comercial Dips V6 (Rocscience Ltd.). Fuente: Figura extraída de ( Bordehore et al., 2016, p. 71)

### Número de familias de discontinuidades

Bordehore et al. (2016) indica que el número de familias de discontinuidades condiciona en gran medida el comportamiento geomecánico del macizo rocoso. La determinación del número de familias existentes en un macizo se lleva a cabo mediante la representación estereográfica de las orientaciones (ver Figura 2) medidas para cada discontinuidad. La densidad de medidas ha de ser estadísticamente significativa con el fin de definir con gran claridad las orientaciones preferentes, es decir, se necesita un número bastante elevado de medidas con objeto de poder calcular el polo central de cada una de las familias de discontinuidades. Suele ser conveniente contrastar los datos obtenidos a partir de los cálculos automáticos de densidad de polos con las observaciones visuales realizadas en el campo. El número de familias de discontinuidades existentes en un macizo rocoso define su comportamiento.

Gonzales de Vallejo (2002) indica, el comportamiento mecánico del macizo rocoso, su modelo de deformaciones y sus mecanismos de rotura están condicionados por el número de familias de discontinuidades. La orientación de las diferentes familias con respecto a una

obra o instalación sobre el terreno puede determinar, además, la estabilidad de la misma. La intensidad o grado de fracturación y el tamaño de los bloques de matriz rocosa vienen dados por el número de familias de discontinuidades y por el espaciado de cada familia. Cada una de las familias queda caracterizada por su orientación en el espacio y por las propiedades y características de los planos. En los reconocimientos de campo de los macizos rocosos deben ser registradas todas las familias presentes, y evaluar su grado de importancia relativa. Este grado puede expresarse mediante la asignación de números correlativos para las familias de mayor a menor importancia. Así la familia principal (con mayor continuidad, menor espaciado, mayor abertura, etc.) sería la familia número uno. La orientación media de una familia se evalúa mediante la proyección estereográfica o la construcción de diagramas de rosetas con los datos de las orientaciones medidas para cada discontinuidad. Actualmente existen programas informáticos para realizar estos trabajos de una forma rápida y exacta.

#### **Espaciado entre discontinuidades.**

Oyanguren y Monge (2004) indican que se denomina espaciado de un sistema o familia de discontinuidades, o sea, un conjunto de discontinuidades sub paralelas, a la distancia media entre ellas. El espaciado de las discontinuidades es el factor que más influye en el tamaño de los bloques que componen el macizo rocoso. El espaciado se mide colocando una cinta métrica perpendicular a las discontinuidades en el afloramiento. Si la medida no se puede hacer en dicha dirección habrá que hacer la siguiente corrección para obtener el espaciado verdadero (ver Figura 3) la formula se presenta en la Ecuación 2:

$$S = d_m \times \sin \alpha \quad (\text{Eq. 2})$$

Donde

S = espaciado verdadero

$d_m$  = distancia medida con la cinta en el talud

$\alpha$  = ángulo que forma el rumbo de las discontinuidades con la dirección de la cara del talud

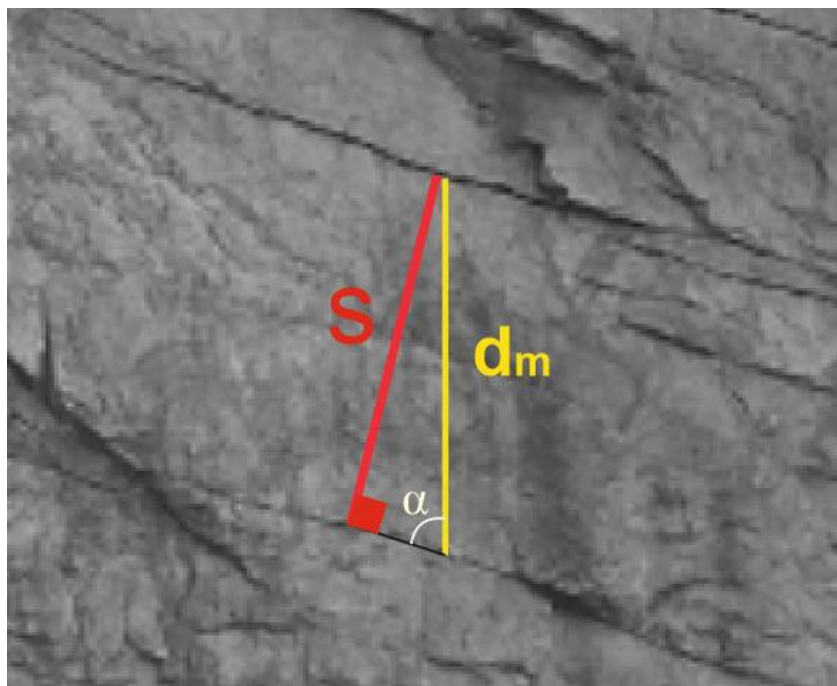


Figura 3: Medida del espaciado de discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia

De cada familia de discontinuidades se anota el espaciado máximo, el mínimo y el modal, aunque también se puede presentar un histograma con los espaciados de todas las discontinuidades medidas.

Según Bordehore et al. (2016) indica, el espaciado o espaciamiento se define de forma genérica como la distancia existente entre dos discontinuidades contiguas. Sin embargo, atendiendo a cómo se determina esa distancia podemos definir los siguientes tipos de espaciados.

- Espaciado total. Es el espaciado entre dos discontinuidades consecutivas medido en una determinada dirección (sean o no de la misma familia).
- Espaciado de familia. Es el espaciado entre dos discontinuidades consecutivas pertenecientes a la misma familia, medido en una determinada dirección sin que necesariamente sea perpendicular a las discontinuidades.
- Espaciado normal de familia. Corresponde al espaciado de familia, medido perpendicularmente a los planos de discontinuidad de dicha familia.

En mecánica de rocas, se trabaja habitualmente con espaciados totales medios para calcular el RQD, además de proporcionar una idea del tamaño de los bloques que se formarán a favor de los planos de discontinuidad. Desde el punto de vista de las clasificaciones geomecánicas, el espaciado normal de familia se emplea para la determinación del sumando RMR (separación entre discontinuidades) del índice de Bieniawski.

El espaciado medio total se expresa como:

$$S_i = \frac{L}{N} \quad (\text{Eq. 3})$$

Donde N es el número de discontinuidades observadas en la longitud L. La frecuencia o densidad de discontinuidades ( $\lambda$ ); se define como la inversa del espaciado medio ( $S_i$ ) y corresponde al número de discontinuidades por unidad de longitud de medida (scanline):

$$\lambda = \frac{N}{L} = \frac{1}{S_i} \quad (\text{Eq. 4})$$

Este parámetro es de crucial importancia para los cálculos del tamaño de los bloques. No en vano este criterio es aplicable a macizos rocosos sin fracturas o intensamente fracturados que puedan considerarse como un medio continuo homogéneo y sin direcciones preferentes de anisotropía.

Asimismo, el espacio se define como “la distancia entre dos planos de discontinuidades de una misma familia, medida en la dirección perpendicular a dichos planos. Normalmente este valor se refiere al espaciado medio o modal de los valores medidos para las discontinuidades de una misma familia” (Gonzales de Vallejo, 2002).

### **Índice volumétrico o frecuencia volumétrica 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:

$$J_v = \sum_{i=1}^J \left( \frac{1}{S_i} \right) \tag{Eq. 5}$$

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 3 muestra la clasificación de  $J_v$ .

Tabla 3. Clasificación del conteo de discontinuidades volumétricas ( $J_v$ ).

N°	Grado de discontinuidades	$J_v$
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: Tabla extraída de (Bhawani y R.K., 2011, p.24)

El valor  $\frac{1}{S_i}$  representa al índice de fracturas y también puede ser expresado por el símbolo de ( $\lambda$ ), este representa el número de fracturas por metro.

Bordehore et al. (2016) indica que, la frecuencia volumétrica  $J_v$ , es un valor dependiente de la escala del afloramiento, al menos para afloramientos menores que el tamaño máximo de las discontinuidades. El valor de  $J_v$  puede ser determinado de acuerdo a la expresión propuesta por Palmstron (1982) (Ecuación 5).

**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  $J_v$ , también conocida como índice volumétrico de discontinuidades  $I_v$ , que es el número de

discontinuidades presentes en la unidad de volumen de macizo rocoso (Jordá Bordehore et al., 2016). La descripción del tamaño del bloque atendiendo a la densidad volumétrica de discontinuidades ( $J_v$ ) se muestra en la siguiente Tabla 4.

Tabla 4. Descripción del tamaño de bloque en función de la densidad de discontinuidades.

Descripción	$J_v$ (discontinuidades/ $m^3$ )
Bloques muy grandes	<1
Bloques grandes	1-3
Bloques de tamaño medio	3-10
Bloques pequeños	10-30
Bloques muy pequeños	>30

Fuente: Tabla extraída de (Jordá Bordehore et al., 2016, p. 82)

### **Persistencia (dimensión).**

Según Gonzales de Vallejo (2002) indica que la persistencia o continuidad de un plano de discontinuidad es su extensión superficial, medida por la longitud según la dirección del plano y según su buzamiento. Es un parámetro de gran importancia, pero de difícil cuantificación a partir de la observación de afloramientos, en los que normalmente se ven las trazas de los planos de discontinuidad según un buzamiento aparente.

Oyanguren y Monge (2004) Las dimensiones de una discontinuidad se pueden cuantificar observando su longitud en los afloramientos en la dirección del rumbo y en la del buzamiento. Es interesante realizar además un pequeño esquema que refleje gráficamente el tamaño relativo de las familias de discontinuidades. Las discontinuidades se pueden clasificar por el tamaño mediante la terminología de la Tabla 5. recomendada por la SIMR (Brown, 1981).

Se deben diferenciar las discontinuidades que se extienden fuera del afloramiento de las que acaban dentro del mismo y de las que terminan contra otras discontinuidades, ya que una familia de discontinuidades que se extiende fuera del afloramiento debe ser más persistente que otra en la que predominan las terminaciones contra otras discontinuidades. Cuando los

afloramientos donde se realizan las observaciones son de poca extensión puede ser imposible estimar correctamente las dimensiones de las discontinuidades.

Tabla 5. Terminología de continuidad o persistencia recomendada por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (SIMR) (Brown, 1981).

Término	Continuidad en m
Muy pequeña	<1
Pequeña	1-3
Media	3-10
Grande	10-20
Muy grande	>20

Fuente: Tabla extraída de (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, p. 189)

Bordehore et al. (2016) indica que, es habitual medir la continuidad de una discontinuidad según la dirección de rumbo o buzamiento. Se trata de indicar dónde empieza y hasta donde llega la discontinuidad en varias direcciones. Sin embargo, es mucho más común determinarla a través de la longitud de su traza. La persistencia, junto con la apertura de las discontinuidades, favorece la entrada y circulación de agua a través del macizo rocoso.

### **Apertura**

Oyanguren y Monge (2004) indican, las discontinuidades pueden ser cerradas, abiertas y rellenas. Se define apertura como la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad (ver Figura 4). Las grandes aperturas pueden ser resultado de desplazamientos cortantes de discontinuidades, cuando éstas tienen una rugosidad apreciable, o bien pueden ser debidas a tracciones, lavado o disolución. Las aperturas se miden con una regla graduada en milímetros. A gran profundidad las aperturas suelen ser inferiores a medio milímetro, en la mayoría de los macizos rocosos, y la forma de medirlas es mediante láminas calibradas. Se deben anotar las aperturas de todas las discontinuidades intersectadas por la línea de toma de datos, cuando se utiliza esta técnica de observación. Las variaciones de apertura que suelen tener las grandes discontinuidades se suelen medir a lo largo de la traza de las mismas.



Según Bordehore et al. (2016) indican, la abertura es la separación entre los labios de las discontinuidades. Estos valores pueden ser milimétricos en discontinuidades cerradas o muy cerradas o alcanzar valores métricos en discontinuidades extremadamente anchas. La abertura puede variar sustancialmente de unas zonas a otras del macizo rocoso, siendo generalmente más cerrada a mayores profundidades. Por el contrario, en superficie, donde las tensiones normales son menores, las discontinuidades suelen encontrarse más abiertas.

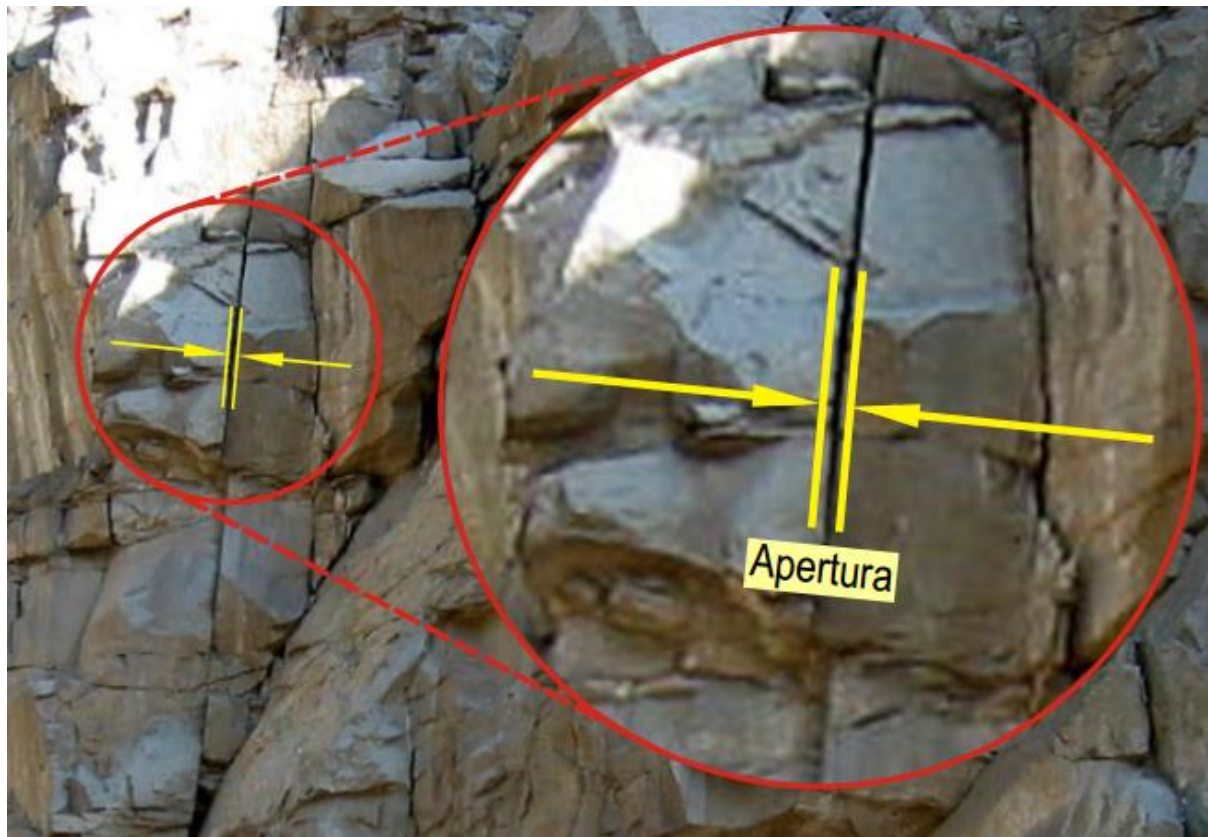


Figura 4: Apertura de una discontinuidad

Fuente: (SNMPE, 2004)

### Relleno

Oyanguren y Monge (2004), se denomina relleno de una discontinuidad al material que ocupa el espacio entre sus labios, por ejemplo: calcita, fluorita, limo, etc. Normalmente el espesor de relleno es igual a la distancia perpendicular entre los labios. Es conveniente medir los espesores máximo y mínimo y estimar, a partir de ellos, el espesor medio. Si la diferencia entre los espesores máximo y mínimo es grande, puede ser debido a que la discontinuidad ha experimentado desplazamientos cortantes.

Según Bordehore et al. (2016) indica, las discontinuidades pueden presentar rellenos compuestos por materiales blandos o duros de naturaleza diferentes a la de la propia roca matriz. La existencia o no de relleno, así como sus propiedades físicas y mecánicas, condicionan de forma importante la resistencia al corte de las discontinuidades.

Por ello, las principales características del relleno que deben ser reconocidas en el campo son la naturaleza del mismo, el espesor, la dureza, la resistencia al corte y la permeabilidad. Excepto el espesor del relleno, el resto de parámetros suelen evaluarse a través de variables descriptivas (e.g. se indicará si el relleno es blando o duro). El espesor ( $w$ ) suele coincidir con la apertura de la discontinuidad. “Las discontinuidades pueden aparecer rellenas de un material de naturaleza distinta a la roca de las paredes” Gonzales de Vallejo (2002).

### **Rugosidad.**

Bordehore et. at. (2016) indica, el término rugosidad hace referencia tanto a la ondulación de las superficies de la discontinuidad (waviness, ondulación) como a las irregularidades o rugosidades a pequeña escala (roughness, aspereza), presentes en la discontinuidad (ISRM, 1977).

El término rugosidad se emplea en sentido amplio para hacer referencia tanto a la ondulación de las superficies de discontinuidad, como a las irregularidades o rugosidades a pequeña escala de los planos, definidas en ocasiones como de 1° y 2° orden respectivamente. (Gonzales de Vallejo, 2002)

Oyanguren y Monge (2004) indican que la rugosidad de los labios de una discontinuidad tiene una gran influencia sobre su resistencia al corte. Esta influencia es tanto menor cuanto mayor sea su apertura y el espesor de relleno. La rugosidad de una discontinuidad se puede caracterizar mediante dos factores: ondulación y aspereza. Las ondulaciones son rugosidades a gran escala que provocan una fuerte expansión o dilatación de la discontinuidad al experimentar ésta un desplazamiento cortante, si ambos lados están en contacto. Las asperezas son rugosidades a pequeña escala que pueden desaparecer en parte durante el desplazamiento cortante de la discontinuidad, si éste produce la rotura de los pequeños picos de roca que constituyen la rugosidad.

Así pues, la rugosidad precisa de dos escalas de observación, una escala decimétrica y métrica para observar la macro rugosidad (ondulación) de las discontinuidades, y una escala milimétrica o centimétrica para definir la micro rugosidad (aspereza).

Estimación visual directa de JRC.

El valor de JRC puede estimarse visualmente a través de la comparación de un perfil de la discontinuidad con una serie de perfiles de referencia Figura 5, establecidos por Barton y Choubey (1977) a partir de ensayos reales de corte directo.

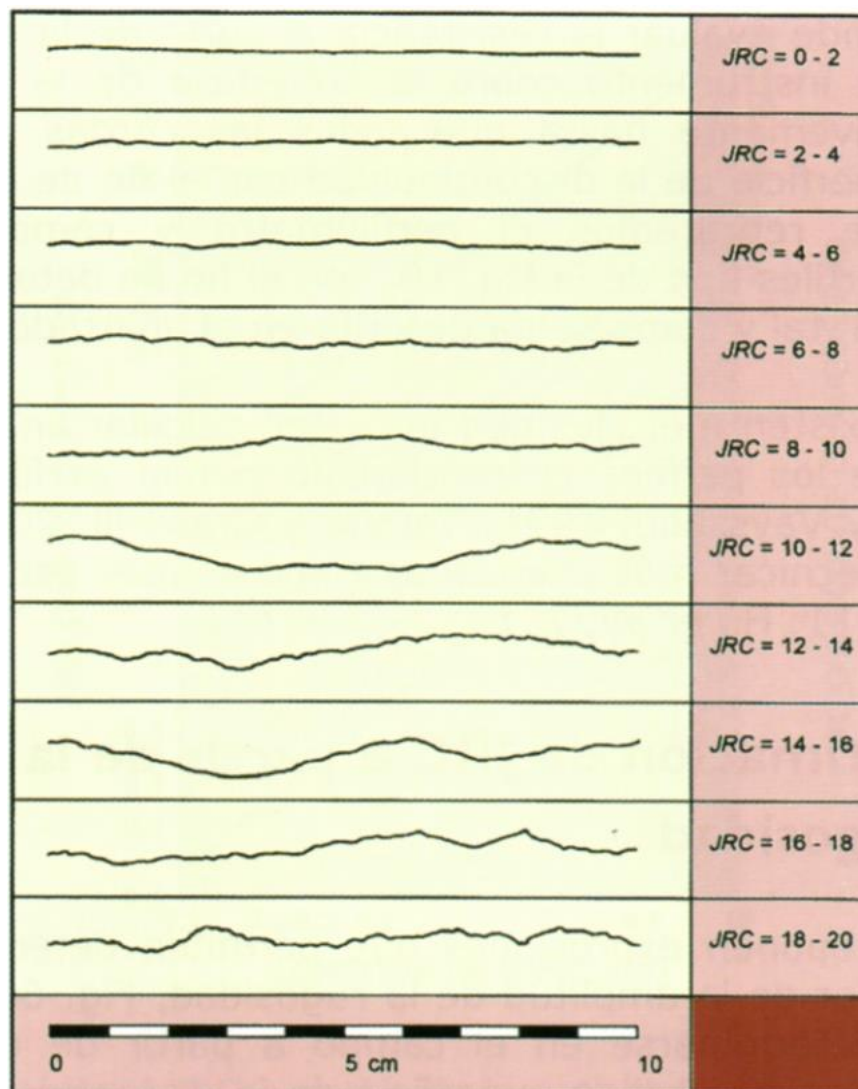


Figura 5: Perfiles normalizados para la obtención del JRC.

Nótese que la escala es de 10 cm. Perfiles (Barton y Choubey, 1977). Fuente: (Bordehore et al., 2016, p. 103)

Cabe destacar que este modo de calcular el coeficiente JRC adolece de una gran incertidumbre y subjetividad, tendiendo a minusvalorar el valor de JRC (Xia et al., 2014). Por ello, la estimación visual directa del parámetro JRC debe realizarse con cautela, siendo más conveniente el empleo de un perfilómetro que la medida visual directa.

### **Meteorización y alteración de las discontinuidades**

Según Bordehore et. al. (2016) indica que el concepto de meteorización engloba en su sentido más amplio a todos aquellos procesos que modifican y cambian las características de las rocas aflorantes. La meteorización de las rocas se refiere a la modificación en la composición o estructura de una roca situada en la superficie terrestre o en sus proximidades, debido a la acción de los agentes atmosféricos (Ramírez et al., 1991).

La meteorización puede ser física, química y/o biológica. Según Pedraza (1996) la meteorización física es provocada por una serie de acciones mecánicas que generan la desagregación o fragmentación de las rocas. Las transformaciones químicas dan lugar a la descomposición de los minerales en un proceso llamado de forma genérica como corrosión. Por último, la acción biológica está regida por la presencia de seres vivos que dan lugar a procesos de carácter físico y químico en los materiales rocosos.

La meteorización, está fuertemente controlada por la naturaleza del material y el ambiente climático en el que se encuentra la roca, siendo el régimen de temperatura y de precipitación los factores más influyentes en el tipo y en la intensidad de la meteorización.

Denominada también intemperización, está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos. El grado de la meteorización dependerá de las condiciones climatológicas, morfológicas y la composición de la masa rocosa. La meteorización se divide en física, química y biológica. (SNMPE, 2004)

La alteración de la roca, comprende los cambios de la composición mineralógica y/o química de la roca debido a la acción de los fluidos hidrotermales o por las aguas subterráneas. Por ejemplo, la caolinización de los granitos es una forma típica de alteración. A menudo, resulta difícil distinguir entre los efectos de la alteración y de la meteorización: mientras la

meteorización se produce en superficie y sus efectos se extinguen irremediamente con la profundidad, la alteración puede originarse y producirse a mayores profundidades.

La alteración de la roca o más propiamente dicha, alteración hidrotermal, se produce por la ascensión de fluidos o gases magmáticos a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de falla. Éstos afectan a los rellenos de las zonas de falla y sus cajas, originando reemplazamientos y rellenos, que modifican las condiciones del macizo rocoso en los cuales se emplazan. Algunos tipos de alteración, como la silicificación y en menor grado la calcificación, mejoran las características de la masa rocosa, incluyendo las zonas de falla. Otros, como la propilitización, disminuyen levemente las condiciones debido a la presencia de cloritas en las paredes de las fracturas. La sericitización y la argilitización (aumento de minerales arcillosos) son las alteraciones más desfavorables para los macizos rocosos donde se emplazan. (SNMPE, 2004)

La meteorización y la alteración son procesos que deben ser descritos a la escala de las obras que se proyectan en el macizo rocoso. Desde un punto de vista geomecánico carece de sentido describir zonas meteorizadas de escasos centímetros o decímetros de tamaño si la escala de las obras proyectadas es métrica o decamétrica. Esta es una cuestión muy importante a la hora de evaluar correctamente la meteorización. La ISRM en su publicación *Suggested Methods for the Quantitative Description of Discontinuities in Rock Masses* establece unas tablas con los criterios para clasificar tanto la masa rocosa como los labios o paredes de las discontinuidades (Tabla 7), indicando también que debe describirse el grado de meteorización (o alteración) del macizo rocoso como un todo (Tabla 6).

Tabla 6. Descripción de la meteorización de la masa rocosa.

TÉRMINO	DESCRIPCIÓN	GRADO
Fresco	No se aprecian signos visibles de alteración; como mucho ligeras decoloración en las discontinuidades más relevantes.	I
Ligeramente meteorizado	La decoloración indica meteorización del material rocoso y de las superficies de las discontinuidades. Todo el material rocoso puede estar descolorido por efecto de la meteorización y puede haber ciertas zonas más débiles	II

Moderadamente meteorizado	Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto o desintegrado en suelo. Hay presente zonas de roca sana o descolorida a modo de entramado discontinuo o como fragmentos aislados.	III
Muy meteorizado	Más de la mitad del material rocoso está descompuesto o desintegrado en suelo. Hay presente zonas de roca sana o descolorida a modo de entramado discontinuo o como fragmentos aislados.	IV
Completamente meteorizado	Todo el material rocoso está descompuesto o desintegrado y ha dado paso a un suelo. La estructura original del macizo rocoso esta sensiblemente intacta.	V
Suelo residual	Toda la roca se ha convertido en suelo. La estructura del macizo rocoso y la fábrica han desaparecido. Hay un gran aumento de volumen, pero el suelo no ha sido transportado de forma significativa.	VI

Fuente: Tabla extraída de (Bordehore et al., 2016, p. 40)

El grado de meteorización del material rocoso de las paredes de las discontinuidades debe de describir según la Tabla 7, donde se presenta el grado de meteorización de los labios de las discontinuidades Bieniawski 1989.

Tabla 7. Grado de meteorización de los labios de las discontinuidades Bieniawski 1989.

Término (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 espaciado 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 suelo.

Fuente: Tabla extraída de (Bordehore et al., 2016, p. 111)

### 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 necesita que los estratos permeables conecten unos con otros, frecuentemente a través de discontinuidades. La permeabilidad secundaria es más propia de los macizos de rocas ígneas y metamórficas. Por lo que se acaba de exponer, la permeabilidad en los macizos rocosos suele ser muy anisotrópica. Conviene describir la circulación de aguas en discontinuidades y familias y adjuntar fecha de toma de datos y datos meteorológicos.

Se suelen además clasificar las siguientes posibilidades de descripción de la discontinuidad: impermeable (serían discontinuidades cerradas), secas (abiertas o rellenas sin agua), húmeda (abiertas o rellenas con muestras de humedad), goteo y fluencia, cuando el agua fluye como si se tratara de un manantial (ver Figura 6).



Figura 6. Presencia de agua en labor subterránea

Fuente: (SNMPE, 2004)

Bordehore et. al. (2016) indica, el agua que se infiltra desde la superficie del terreno hasta el interior del macizo rocoso proviene, en gran parte, del flujo que se produce a través de las discontinuidades, estas condicionan la permeabilidad secundaria del macizo rocoso, que engloba la permeabilidad de la roca matriz y de las discontinuidades.

El agua presente en las discontinuidades influye de forma decisiva en su resistencia al corte: por un lado, la presencia de agua puede producir cambios mineralógicos en los rellenos, arrastre de partículas, etc.; por otro lado, la presencia de agua condiciona enormemente las tensiones efectivas debido al incremento de las presiones intersticiales.

Durante la descripción de la circulación de agua en el macizo rocoso, no hay que olvidar otros aspectos que puedan ser de especial relevancia geotécnica para las obras o los trabajos a desarrollar como la agresividad de las aguas desde un punto de vista químico. En algunos casos, como cuando existe la presencia de aguas ácidas o con grandes concentraciones de sales, la identificación de las mismas resulta muy sencilla gracias a la realización de ensayos in-situ para la estimación del pH (pH-metro) u el contenido de sales, (salinómetro). En otros



casos deberemos recurrir a análisis de laboratorio u otras pruebas alternativas sobre muestras tomadas en el campo para conocer la naturaleza y composición química de las aguas.

### **Resistencia de las paredes de las discontinuidades, JCS**

El Joint Wall Compression Strenght (JCS) es un parámetro empleado para estimar la resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad. Cuando las paredes de las discontinuidades no se encuentran alteradas, el valor de JCS coincide con el de la resistencia a compresión simple de la matriz rocosa. Siendo el caso podemos tratar la resistencia de las paredes de las discontinuidades como la resistencia de compresión simple o resistencia de compresión uniaxial.

Resistencia de compresión uniaxial (UCS).

Para determinar la resistencia de compresión uniaxial por un tema de presupuesto y practicidad de esta medición, se hizo el uso del martillo de geólogo (picota) y la Tabla 8 que es la tabla de índice manual de resistencia de la roca propuesta por la ISRM en 1978 en su publicación International Society for Rock Mechanics Commission on Standarization of Laboratory and Field Test, en base a la misma haremos la prueba por golpes de picota y según el comportamiento de las discontinuidades con el número de golpes comparamos los valores para obtener un valor aproximado de la resistencia de compresión simple.

Tener en cuenta que los golpes deben ser dentro de la cara de la discontinuidad con un mínimo de 1 cm de la ceja de discontinuidad hacia adentro.

Según Oyanguren y Monge (2004) indican que la resistencia de los labios de las discontinuidades se puede expresar partir del ensayo del martillo de Schmidt. La superficie de la roca, que debe estar limpia de materiales sueltos, por lo menos debajo del martillo, se debe ensayar bajo condiciones de saturación. Este procedimiento no se puede utilizar si la roca que contiene la discontinuidad está suelta ya que se desplazaría al ser golpeada con el martillo, por lo que no es aplicable en macizos rocosos muy fracturados.

En este caso, se debe extraer el bloque de roca que contiene la discontinuidad y sujetarlo firmemente antes de golpear en él con el martillo. Se debe efectuar un número suficiente de ensayos en cada superficie de discontinuidad.

Tabla 8. Tabla de índice manual de resistencia de la roca (ISRM, 1978)

GRADOS	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACIÓN DEL CAMPO	valor aproximado de la resistencia a compresión simple
			Mpa
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 - 5.0
R2	ROCA DEBIL	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 DEBIL	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 descarillado de la muestra, sonido metálico de golpe	>250

Fuente: (ISRM, 1978, p. 355)

De cada grupo de diez lecturas se desechan las cinco más bajas y se anota el valor medio de las cinco mayores. De esta forma se obtiene el valor del JCS (joint compressive strength) que interviene en la fórmula propuesta por Barton y Choubey (1977) para estimar la resistencia al corte de las discontinuidades rocosas sin relleno.

Gonzales de Vallejo (2002) indica que la resistencia de la pared de una discontinuidad influye en su resistencia al corte y en su deformabilidad.

Depende del tipo de matriz rocosa, del grado de alteración y de la existencia o no de relleno. En discontinuidades sanas y limpias, la resistencia sería la misma de la matriz rocosa, pero generalmente es menor debido a la meteorización de las paredes.

Los procesos de alteración afectan en mayor grado a los planos de discontinuidad que a la matriz rocosa, por este motivo junto a la medida de resistencia de paredes de la discontinuidad debe ser estimado el grado de meteorización de la matriz rocosa.

#### **Rock Quality Designation (RQD) grado de fracturación del macizo rocoso.**

Bordehore et. al. (2016) indica, el grado de fracturación de un macizo rocoso está relacionada con el número, espaciado y condiciones de las discontinuidades que afectan al macizo rocoso. La descripción de la fracturación del macizo rocoso puede llevarse a cabo a través del número de discontinuidades que afectan al macizo, del tamaño de los bloques, de la densidad de discontinuidades o del espaciado medio entre discontinuidades. No obstante, el índice de fracturación más empleado en la práctica es el RQD (Rock Quality Designation) (Deere,1967).

El RQD es un parámetro cuya obtención se definió originariamente a partir de testigos de sondeos (Figura 7) como el porcentaje de fragmentos recuperados mayores de 10 cm sobre la longitud total de la maniobra:

$$RQD (\%) = \left( \frac{\sum \text{longitud de fragmentos} \geq 10\text{cm}}{\text{longitud total perforada}} \times 100 \right) \quad (\text{Eq. 6})$$

Sin embargo, existen otras metodologías alternativas para estimar su valor directamente en afloramientos sin necesidad de realizar sondeos. El RQD permite establecer la calidad del macizo rocoso según la Tabla 9.

Tabla 9. Correlación entre RQD y calidad de roca.

RQD (%)	CALIDAD
< 25	Muy Mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy Buena

Fuente: (Bordehore et al., 2016, p. 83)

El RQD debe determinarse para cada maniobra de un sondeo, entendiendo como tal la acción de realizar una perforación hasta que quede el tubo porta testigos lleno o no pueda por alguna razón progresar. Obviamente, un sondeo se realizará a través de diferentes maniobras que permitan alcanzar la profundidad deseada.

No obstante, es también frecuente determinar el RQD por tramos de sondeo no necesariamente asociados a maniobras, si no a litologías. En este caso será imprescindible diferenciar las discontinuidades naturales de aquellas asociadas al final de cada maniobra con el fin de no considerar estas últimas en el cálculo del RQD.

#### 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:

##### a) 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.

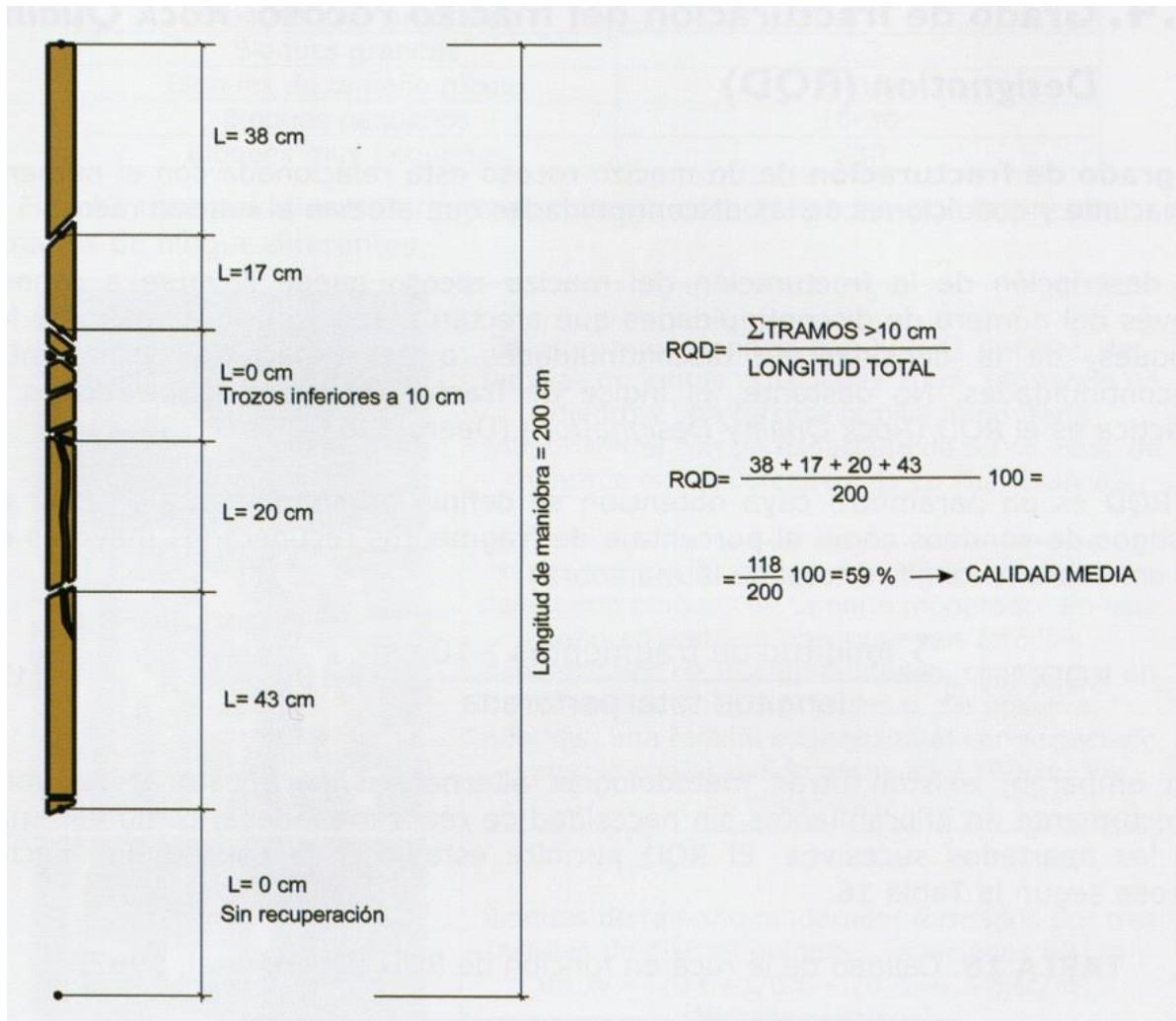


Figura 7: Ejemplo de la representación esquemática del cálculo del RQD Traducido de Clayton et al, 1995. Fuente: (Bordehore et al., 2016, p. 84)

Todo de las fracturas artificiales debería ser ignorado mientras se cuente la longitud de muestra para el RQD. Una velocidad lenta de perforación dará también un mejor RQD, en la Tabla 9 se muestra la relación RQD y macizo rocoso.

b) 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 (Palmstrom, 1982) mediante la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v \quad (\text{Eq. 7})$$

Donde  $J_V$ , representa el número total de discontinuidades por metro cubico o el conteo de discontinuidades volumétricas. Palmstrom (2005) propuso una nueva ecuación:

$$RQD = 110 - 2.5 J_V \tag{Eq. 8}$$

La nueva correlación Ecuación 8 probablemente da una correlación promedio más apropiado que la existente en la formula Ecuación 7, el cual es representado por bloques largos o planos, mientras Ecuación 8 es mejor usado para bloques de forma cubica (Palmstrom, 2005)

**2.2.3. Clasificación RMR (rock mass rating) de Bieniawski.**

Según Bhawani y R.K. (2011), la clasificación geomecánica del sistema de calificación de macizo rocoso (RMR), fue desarrollada en el Consejo Sudafricano de Investigación Industrial y Científica (CSIR), por Bieniawski (1973) en base a sus experiencias en túneles poco profundos de roca sedimentaria.

El RMR ha sufrido bastantes cambios para establecerse, 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 10 se aprecia los seis parámetros requeridos para una clasificación del RMR los cuales se describen a continuación.

Tabla 10. Parámetros del 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 la discontinuidad
5	Condiciones de agua subterránea
6	Ajuste por orientación de discontinuidad

Fuente: (Bhawani y R.K., 2011)

Se considera RMR básico a la suma algebraica de los valores RMR de los parámetros resistencia de compresión uniaxial, RQD, espaciamiento, condiciones de discontinuidad y presencia de agua. Los valores del RMR básico se presentan en las Tablas 11 al 15.

Se considera al RMR corregido al valor RMR básico más el valor de corrección en base a la dirección de la excavación y la familia de discontinuidades dominante, el valor de ajuste se presenta en la Tabla 16. Se tiene así que el RMR corregido son los seis parámetros presentados en la Tabla 10.

### **Recolección de datos de campo.**

Las calificaciones para los diferentes parámetros deben tener un rango en lugar de un solo valor. “Por lo general el RMR media aproximada es lo suficientemente bueno, ISO (Organización Internacional de Normalización) 12689 describe las definiciones aceptadas internacionalmente para materiales de roca, discontinuidades y masas rocosas” (Bhawani y R.K., 2011).

Resistencia compresión uniaxial del material rocoso intacto ( $q_c$ ).

La resistencia del material rocoso intacto debe ser obtenido de las muestras rocosas con diamantina de acuerdo a las condiciones del sitio. La calificación basada en UCS es la más preferida, el valor PH del agua subterránea podría afectar el UCS en condiciones saturadas. En la Tabla 11 se aprecia las diferentes resistencias compresivas y su calificación para el RMR.

Asignación de calidad de roca (RQD).

La asignación de calidad de roca (RQD) fue introducida por Deere en 1964 como un índice de evaluación de la calidad cuantitativa de roca. Es más parecido como un índice de calidad de muestra que la recuperación de muestra.

El RQD debe ser determinado de las muestras de roca o el conteo de discontinuidades volumétricas. Este es el porcentaje de muestra de roca (igual o mayor a 10 cm de longitud) en un metro perforado. Las roturas frescas en la muestra son tomadas como unidas y contadas como una sola pieza. En la Tabla 12 se puede observar la calidad del RQD y su calificación para el RMR.

Tabla 11. Resistencia del material rocoso intacto

Descripción cualitativa	Resistencia compresiva (MPa)	Resistencia de carga puntual (MPa)	Calificación
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

Nota: A la resistencia a la compresión del material rocoso inferior a 1,0 MPa, muchos materiales de roca se consideran como suelo.

Fuente: (Bhawani y R.K., 2011)

Tabla 12. Asignación de calidad de roca (RQD)

Descripción cualitativa	RQD (%)	Calificación
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)

Espaciado de discontinuidades.

El termino discontinuidad se refiere a juntas, estratificación o foliación, zonas de corte, fallas menores y otras superficies de debilidad. La distancia linear entre dos discontinuidades adyacentes debe ser medido para todas las familias de discontinuidades. (...) La presencia misma de discontinuidades reduce la resistencia del macizo rocoso y su espaciado rige el grado de dicha reducción (Bieniawski, 1973). En la Tabla 13 se aprecia la descripción de las discontinuidades y su calificación para el RMR.



Tabla 13. 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)

#### 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). En la Tabla 14 se puede apreciar las condiciones de discontinuidades y su calificación.

#### Condiciones de agua subterránea.

Para túneles, la cantidad de infiltración de agua subterránea en litros por minuto por cada 10 m de longitud del túnel debe ser determinado, o una condición general puede ser descrita como completamente seco, húmedo, mojado, goteo o flujo. En la Tabla 15 se aprecia las condiciones de agua subterránea y su calificación.

Cuando se encuentran condiciones de roca de calidad mixta en la roca excavada, tales como cuando buena calidad y mala calidad están presentes en un área expuesta, es esencial identificar la condición más crítica para la evaluación de los estratos rocosos. Esto significa que las características geológicas que son más importantes para fines de estabilidad tendrán una influencia predominante. Por ejemplo, una falla o una zona de corte en una roca de alta calidad desempeñará un papel dominante, independientemente de la alta resistencia del material rocoso en los estratos circundantes.

La sumatoria de los cinco parámetros extraídos de la clasificación del macizo rocoso nos dan el resultado de una calificación del macizo rocoso RMR básico, el cuál necesitará de una corrección en base a la estructura dominante del macizo y la dirección de la galería, es aquí donde se toma en cuenta la orientación de las discontinuidades.

Tabla 14. Condiciones de discontinuidad

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

Fuente: (Bhawani y R.K., 2011, p.47)

Tabla 15. Condiciones de agua subterránea

Influencia por 10 m de longitud de túnel (L/min)	Ninguno	<10	10-25	25-125	>125
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
Calificación	15	10	7	4	0

Fuente: Tabla extraída de (Bhawani y R.K., 2011, p.48)

Ajuste por orientación de las discontinuidades.

Para la orientación de discontinuidades se toma en cuenta a la familia principal y la orientación del eje del túnel. La influencia del rumbo y buzamiento de discontinuidades son consideradas con respecto a la dirección del túnel.

En la Figura 8 y Figura 9 se aprecia la perpendicularidad y el paralelismo respectivamente del sistema de discontinuidades con respecto al eje de la excavación.

Para decidir si el rumbo y buzamiento son favorables o no favorables, se tiene que evaluar en base a la Tabla 16, que nos brinda una evaluación cuantitativa del efecto crítico de la orientación de discontinuidades respecto a los túneles.

Tabla 16. Evaluación del ajuste por orientación de discontinuidad en túneles

Rumbo perpendicular al eje del túnel						
Avance con el buzamiento		Avance en contra del buzamiento		Rumbo paralelo al eje del túnel		Independiente del rumbo
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)



Figura 8: Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad.

La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma perpendicular a la excavación, las mismas que presentan buena estabilidad. Fuente: (SNMPE, 2004)

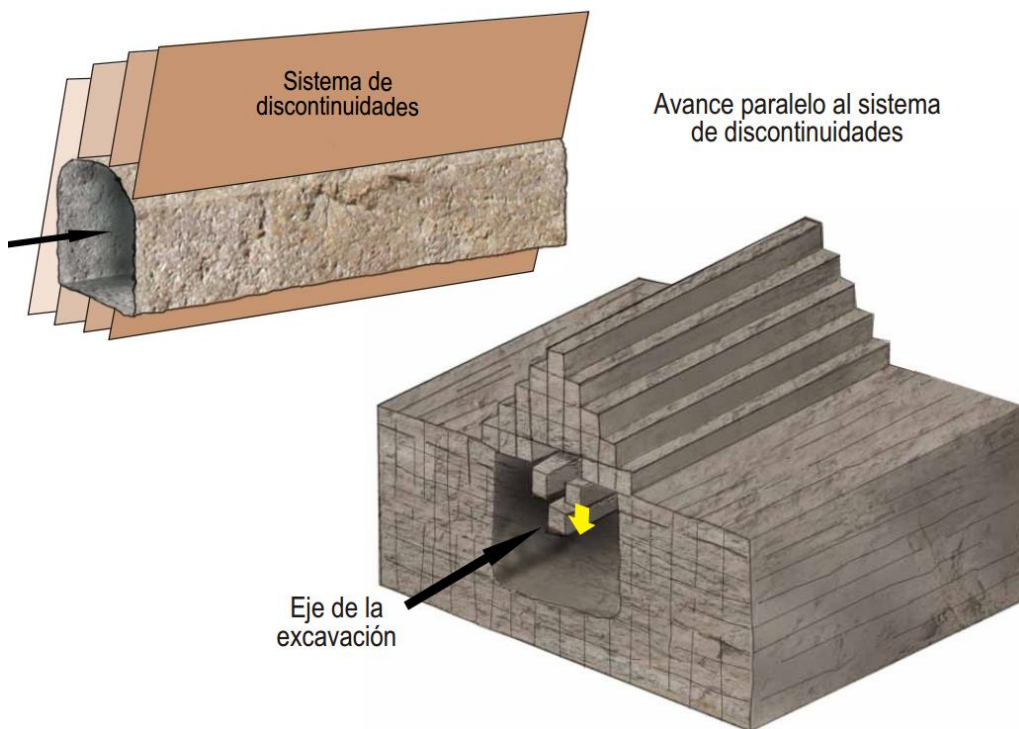


Figura 9: Condiciones de avance muy desfavorables para la estabilidad.

La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma paralela a la excavación, las mismas que presentan inestabilidad. Fuente: (SNMPE, 2004)

**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 como se puede apreciar en la Tabla 17.

Tabla 17. Parámetros de diseño y propiedades de ingeniería del macizo rocoso

N°	Parámetro/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 autosostenido	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 del 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 puede ser usado para estimar muchos parámetros útiles como la extensión sin sostenimiento (span), tiempo de auto sostenimiento, la presión del sostenimiento para una apertura subterránea, también puede ser usada para seleccionar el método de excavación y el sistema de sostenimiento permanente (ver Tabla 18).

Tabla 18. Guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al sistema RMR

Clase de macizo rocoso	Excavación	Sostenimiento		
		Perno de roca (20 mm de diámetro)	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 100mm 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)

#### 2.2.4. Sistema de clasificación Q de Barton.

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 9. (Bhawani y R.K., 2011)

$$Q = \left( \frac{RQD}{J_n} \right) \times \left( \frac{J_r}{J_a} \right) \times \left( \frac{J_w}{SRF} \right) \quad (\text{Eq. 9})$$

Donde el primer cociente corresponde a una estimación del tamaño de los bloques que conforman el macizo rocoso, el segundo cociente corresponde a una estimación de la resistencia al corte entre bloques, y el tercer cociente representa lo que Barton et al. (1974) denominan esfuerzo activo. “El objetivo principal del sistema Q es de caracterizar el macizo rocoso y el diseño empírico preliminar del sistema de sostenimiento para túneles y cavernas (...) este es el mejor sistema de clasificación para sostenimiento de túneles (Kumar, 2002)” (Bhawani y R.K., 2011, p. 85).

#### Parámetros del 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 19 se aprecia las condiciones del RQD.

Tabla 19. RQD (Designación de calidad de roca).

	Condición	RQD
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)

$J_n$  (Joint Set Number).

El parámetro  $J_n$ , 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  $J_n$  es aproximadamente igual al cuadrado de número de familia de discontinuidades. En la Tabla 20 se aprecia las condiciones de las familias de discontinuidades y su valor  $J_n$ .

$J_r$  (Joint Roughness Number).

$J_r$  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).  $J_r$  debe ser obtenidos para la familia de discontinuidades críticamente pobres o discontinuidades con relleno arcilloso en una zona específica. La Tabla 21 nos muestra la condición de rugosidad y su valor  $J_r$ .

$J_a$  (Joint Alteration Number).

$J_a$ , 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).  $J_a$  debe ser obtenidos para la familia de discontinuidades críticamente pobres o discontinuidades con relleno arcilloso en una zona específica. En la Tabla 22 podemos apreciar las condiciones de alteración de la discontinuidad y su valor  $J_a$ .

$J_w$  (Joint Water Reduction Factor).

Factor de reducción en la discontinuidad por el agua ( $J_w$ ) es la medición de la presión del agua, el cual tiene un efecto adverso en la resistencia al corte de discontinuidades, (...) el valor de  $J_w$  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. En la Tabla 23 se aprecia el factor de reducción en la discontinuidad por el agua y su valor  $J_w$ .



Tabla 20. Número de familia de discontinuidades ( $J_n$ )

	Condición	$J_n$
A	Masivo, con pocas discontinuidades o sin discontinuidades	0.5-1.0
B	Una familia de discontinuidades	2
C	Una familia de discontinuidades más aleatorios	3
D	Dos familias de discontinuidades	4
E	Dos familias de discontinuidades más aleatorios	6
F	Tres familias de discontinuidades	9
G	Tres familias de discontinuidades más aleatorios	12
H	Cuatro o más familias de discontinuidades, fuertemente unidas “como cubo de azúcar”	15
I	Roca triturada, como tierra o suelo	20

Para uso de intersecciones ( $3.0 \times J_n$ ), para uso de portales ( $2.0 \times J_n$ ) Barton et al., 1974. Fuente: (Bhawani y R.K., 2011, p.86)

Tabla 21. Número de rugosidad de discontinuidad ( $J_r$ )

	Condición	$J_r$
	(a) Contacto de pared rocosa y (b) Contacto de pared rocosa antes de 10 cm de corte	
A	Discontinuidad discontinua	4.0
B	Rugosa o irregular, ondulante	3.0
C	Lisa, ondulante	2.0
D	Resbaladizo, ondulante	1.5
E	Rugosa o irregular, planar	1.5
F	Lisa, planar	1.0
G	Resbaladizo, planar	0.5
	(c) No hay contacto con la pared de roca cuando se corta	
H	Zona conteniendo minerales de arcilla lo suficientemente gruesa para prevenir el contacto de pared rocosa	1.0
I	Zona arenosa, gravosa o triturada suficientemente gruesa para prevenir el contacto de pared rocosa	

Descripción refiere a características de pequeña y mediana escala, en ese orden. Agregar 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de discontinuidades es más grande que 3m. Fuente: (Bhawani y R.K., 2011, p.87)

Tabla 22. Número de alteración de discontinuidad ( $J_a$ )

	Condición	$\phi_r$ aproximado (grados sexagesimales)	$J_a$
	(a) Contacto de pared rocosa (sin relleno mineral, solo revestimiento)		
A	Estrechamente sano, duro, no suavizante, relleno impermeable, es decir, cuarzo o epidota		0.75
B	Paredes de discontinuidades no alteradas, sólo manchado superficial	25-35	1.0
C	Paredes de discontinuidades ligeramente alteradas; revestimientos minerales no suavizantes, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25-30	2.0
D	Revestimientos arcillosos siliciosos o arenosos, pequeña fracción arcillosa (no suavizante)	20-25	3.0
E	Revestimientos minerales de arcilla de ablandamiento o de baja fricción, es decir, caolinita y mica; también clorito, talco, yeso y grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas hinchadas (recubrimientos discontinuos de 1-2 mm de espesor)	8-16	4.0
	(b) Contacto de la pared rocosa antes de 10 cm de cizallamiento (rellenos minerales delgados)		
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25-30	4.0
G	Recubrimientos minerales de arcilla fuertemente consolidados y no suavizantes (continuos, <5 mm de grosor)	16-24	6.0
H	Sobre-consolidación media o baja, ablandamiento, rellenos minerales de arcilla (continua, <5 mm de grosor)	12-16	8.0
I	Relleno de arcilla hinchada, es decir, montmorillonita (continua, <5 mm de espesor); el valor de $J_a$ depende del porcentaje de partículas hinchadas de tamaño de arcilla y el acceso al agua, etc.	6-12	8-12
	(c) No hay contacto con la pared de roca cuando se corta (rellenos minerales gruesos)		
K,L,M	Zonas o bandas de rocas y arcillas desintegradas o trituradas (véase G, H, I para la descripción de la condición de arcilla)	6-24	6, 8, ó 8-12
N	Zonas o bandas de arcilla limosa o arenosa, pequeña fracción de arcilla (no suavizante)	-	5.0
O,P,R	Zonas gruesas o continuas o bandas de arcilla (ver G, H, I para la descripción de la condición de la arcilla)	6-24	10, 13, ó 13-20

Fuente: (Bhawani y R.K., 2011, p.88)

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  $q_c/\sigma_1$  en una masa rocosa competente donde  $q_c$  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.

Tabla 23. Factor de reducción en la discontinuidad por el agua ( $J_w$ )

	Condición	Presión de agua aproximada (MPa)	$J_w$
A	Excavación en seco o infiltración menor, es decir, 5 lt./min localmente	<0.1	1
B	Infiltraciones o presiones medias, lavados ocasionales en el relleno de discontinuidad	0.1-0.25	0.66
C	Infiltración grande o presión alta en roca competente con discontinuidades sin relleno	0.25-1.0	0.5
D	Infiltraciones grandes o presiones altas, lavados considerables en el relleno de discontinuidades	0.25-1.0	0.33
E	Infiltración excepcionalmente alta o presión de agua en la voladura, decayendo con el tiempo	>1.0	0.2-0.1
F	Infiltración excepcionalmente alta o presión de agua continua sin decaimiento notable	>1.0	0.1-0.05

Los factores C a F son estimaciones aproximadas. Modifique  $J_w$  si se instalan las medidas de drenaje. No se consideran los problemas especiales causados por la formación de hielo. Para la caracterización general de las masas rocosas distantes de las influencias de excavación, el uso de  $J_w$   $\frac{1}{4}$  1,0, 0,66, 0,5, 0,33, etc., a medida que aumenta la profundidad de, por ejemplo, 0-5, 5-25, 25-250 a > 250 m es recomendado, suponiendo que  $RQD / J_n$  es lo suficientemente bajo (por ejemplo, 0,5-25) para una buena conductividad hidráulica. Esto ayudará a ajustar Q para algunos de los efectos efectivos de suavizado y suavizado del agua en combinación con valores de caracterización apropiados de SRF. Las correlaciones con el

módulo estático dependiente de la profundidad de deformación y la velocidad sísmica seguirán la práctica utilizada cuando se desarrollaron. Fuente: (Bhawani y R.K., 2011, p.89)

SRF también puede considerarse como un parámetro de tensión total. Para las masas de roca competentes (categoría 2 de SRF), las nuevas clasificaciones de SRF se enumeran en la Tabla 24 como lo propuso Grimstad y Barton (1993).

El SRF debe ser clasificado de acuerdo con el comportamiento observado de las rocas y por el juicio de ingeniería. Sin embargo, puede ser difícil predecir las condiciones de túnel en avance en situaciones geológicas complejas.

Notas para el uso de las tablas aplicadas al Q de Barton:

1. Cuando no se dispone de sondeos, el RQD se estima a partir de afloramientos, mediante el índice volumétrico de discontinuidades  $J_v$ , tal como se indicó anteriormente.
2. El parámetro  $J_n$  puede estar afectado por foliación, esquistosidad, laminaciones, etc. Sólo si estas discontinuidades paralelas están suficientemente desarrolladas se contabilizan como una familia; si no, se contabilizan como discontinuidades ocasionales.
3. Se tomarán los valores de los parámetros  $J_r$  y  $J_a$  de la familia de discontinuidades rellenas de arcilla más débiles de la zona, pero hay que elegir en primer lugar las discontinuidades de orientación desfavorable, aunque no den el valor mínimo del cociente  $J_r/J_a$ .
4. En rocas muy anisótropas, la resistencia a compresión simple de la roca,  $\sigma_c$ , y a tracción,  $\sigma_t$ , se evalúan en la dirección más desfavorable para la estabilidad de la estructura subterránea. ( Oyanguren y Monge, 2004)

Tabla 24. Factor de reducción de tensión (SRF)

DESCRIPCIÓN			
1. Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.			SRF
A	Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).		10
B	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m).		5
C	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m).		2.5
D	Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).		7.5
E	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m).		5
F	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad mayor de 50 m).		2.5 5
G	Discontinuidades abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).		
2. Rocas competentes, problemas de tensiones en las rocas.		$\sigma_c/\sigma_1$	$\sigma_t/\sigma_1$
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200	>13
J	Tensiones medias.	200-10	13-0,66
K	Tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales).	10-5	0,66-0,33
L	Explosión de roca suave (roca masiva).	5-2,5	0,33-0,16
M	Explosión de roca fuerte (roca masiva).	<2,5	<0,16
SRF			
$\sigma_c$ y $\sigma_t$ son las resistencias a compresión y tracción, respectivamente, de la roca; $\sigma_1$ es la tensión principal máxima que actúa sobre la roca.			
3. Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.			SRF
N	Presión de flujo suave.		5-10
O	Presión de flujo intensa.		10-20
4. Rocas expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.			SRF
P	Presión de expansión suave.		5-10
R	Presión de expansión intensa.		10-20
- Observaciones al SRF:			
i. Reducir los valores del SRF en un 25-50% si las zonas de rotura sólo influyen, pero no intersectan a la excavación.			
ii. En los casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del mismo, se sugiere aumentar el SRF de 2,5 a 5 (ver H).			
iii. Para campos de tensiones muy anisótropos (si se miden) cuando $5 < \sigma_1/\sigma_3 < 10$ , reducir $\sigma_c$ y $\sigma_t$ a $0,8 \sigma_c$ y $0,8 \sigma_t$ cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$ , reducir $\sigma_c$ y $\sigma_t$ a $0,2 \sigma_c$ y $0,6 \sigma_t$ , donde $\sigma_3$ es la tensión principal mínima que actúa sobre la roca.			

Fuente: (Oyanguren y Monge, 2004, p. 160)

### Clasificación del macizo rocoso en el sistema Q.

La calidad de la masa rocosa (Q) es un índice muy sensible y su valor varía de 0.001 a 1000. El uso del sistema Q se recomienda específicamente para túneles y cavernas con techo arqueado. Sobre la base del valor Q, las masas rocosas se clasifican en nueve categorías.

El valor Q en el método de explosión de túnel será menor debido a los altos niveles de sobreexposición y al desarrollo de nuevas fracturas. Para minimizar el efecto negativo de voladura en Q, se recomienda usar una técnica de voladura controlada. Los efectos de voladura son mejores en las masas rocosas que tienen un valor Q entre 1 y 30. El uso del índice Q permite calificar la calidad geotécnica de los macizos rocosos en una escala logarítmica, que varía desde 0.001 a 1000, la cual se presenta en la Tabla 25.

Tabla 25. Clasificación del macizo rocoso en base a los valores Q

Q	Calificación
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)

### Dimensión equivalente.

Barton et al. (1974) propusieron la siguiente ecuación para estimar la dimensión equivalente ( $D_{er}$ ) de un autosostenimiento o un túnel sin sostenimiento:

$$D_{er} = 2.0(Q^{0.4}), \text{ metros} \quad (\text{Eq. 10})$$

Donde  $D_{er}$ =dimensión equivalente y  $Q$ =Calidad de macizo rocoso;  $ESR$ = relación de sostenimiento de excavación.

$$D_{er} = \frac{span}{ESR} \tag{Eq. 11}$$

En una dimensión equivalente, el tramo o diámetro se utiliza para analizar el sostenimiento del techo y la altura de la pared para el sostenimiento de la pared. La relación de sostenimiento de excavación ( $ESR$ ) apropiada para una variedad de excavaciones subterráneas se enumera en la Tabla 26.

Tabla 26. Valores de relación de sostenimiento de excavación

	Tipo of excavación	ESR
A	Apertura de mina temporal	2 - 5
B	Apertura permanente de mina, túneles de agua para energía hidroeléctrica (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 subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles de gaseoductos principales	0.5 - 0.8
NOTA: $ESR$ debe incrementar por 1.5 veces, $Q$ por 5, y $Q_w$ por 5 para sostenimientos temporales. Barton (2008)		

Fuente: (Bhawani y R.K., 2011)

**Diseño de sostenimiento.**

El valor  $Q$  se relaciona con los requisitos de sostenimiento del túnel y con las dimensiones equivalentes de la excavación. La relación entre  $Q$  y la dimensión equivalente de una excavación determina las medidas de sostenimiento apropiadas, como se muestra en la Figura 10.

La longitud del perno y el espaciado del perno,  $l_b$  y  $l_a$ , respectivamente, se determinan en términos de ancho de excavación B o altura H en metros para techos y paredes, respectivamente, usando las Ecuaciones (12, 13 y 14) propuesto por Barton et al. (1974)

Longitud del perno:

$$l_b = 2 + (0.15B \text{ ó } H/ESR) \text{ , m} \tag{Eq. 12}$$

Espaciados entre pernos:

$$\text{En techos } l_a = 0.40 \times \frac{B}{ESR} \text{ , m} \tag{Eq. 13}$$

$$\text{En paredes } l_a = 0.35 \times \frac{H}{ESR} \text{ , m} \tag{Eq. 14}$$

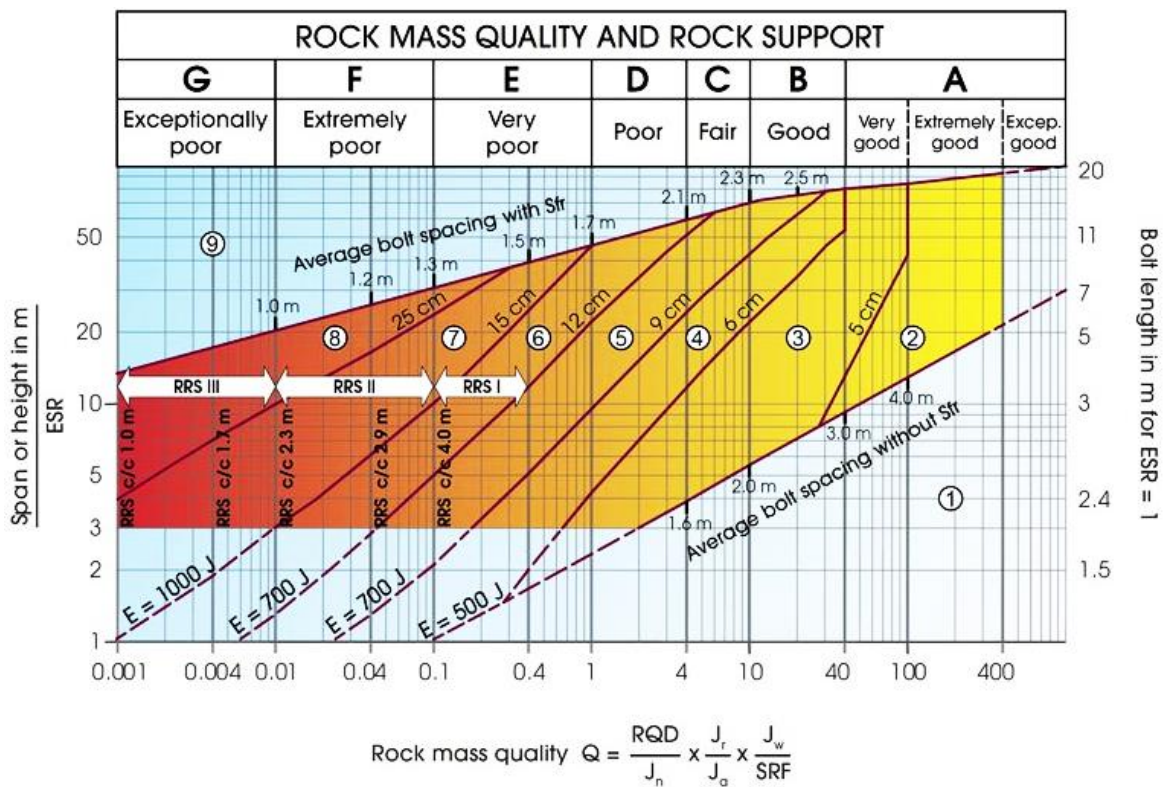


Figura 10. Gráfico de Grimstad y Barton (1993)

Para el diseño de sostenimiento del sistema Q. Fuente:(Barton, 1988, p. 68)



Tabla 27. Categorías de reforzamiento del sistema Q.

Categorías de reforzamiento	
1	Sin sostenimiento o perno puntual
2	Pernos puntuales
3	Pernos sistemáticos
4	Pernos sistemáticos con shotcrete sin refuerzo, de 40 – 100 mm de 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 y pernos
9	Revestimiento de concreto armado

Fuente: (Barton, 1988, p. 68)

El problema con el enfoque de diseño noruego es que, aunque se da el espesor de SFRS (shotcrete reforzado con fibra de acero), no se indica un requisito de dureza. Con el amplio rango de rendimiento para diferentes fibras y el contenido de fibra en SFRS, el SFRS genéricamente expresado en el gráfico de Grimstad y Barton (1993) podría variar en dureza de 400 a 1400 J de absorción de energía en base a la prueba del panel EFNARC para 25 mm desviación.

La absorción de energía es el área debajo de la curva de carga y deflexión del SFRS en la prueba del panel. Dados los requisitos estructurales de la SFRS, solo el grosor de la SFRS no es satisfactorio. Por lo tanto, como sugiere Papworth (2002), la capacidad de absorción de energía del SFRS también se incluye en el diagrama de diseño original de Grimstad y Barton (1993).

La Figura 10 se recomienda para túneles en condiciones pobres de roca siempre que se agreguen más fibras de acero en el hormigón proyectado para aumentar la absorción o resistencia de la energía como se muestra en la fila superior de esta figura. La Figura 10 no proporciona la capacidad de pernos de roca, por lo que el software TM se puede utilizar para diseñar el sistema de sostenimiento (Singh y Goel, 2006).

### 2.2.5. Interrelación entre el índice Q de Barton 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)

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (\text{Eq. 15})$$

Con base en historias de casos de Nueva Zelanda, *Rutledge y Preston* (1978) propusieron una correlación diferente como:

- Interrelación de Rutledge y Preston (1978)

$$RMR = 5.9 \ln Q + 43 \quad (\text{Eq. 16})$$

Moreno (1980), Cameron-Clarke y Budavari (1981), y Abad et al. (1984) también propusieron diferentes correlaciones entre Q y RMR como se presenta en las Ecuaciones 17-19, respectivamente.

- Interrelación de Cameron-Clarke (1981)

$$RMR = 5.4 \ln Q + 55.2 \quad (\text{Eq. 17})$$

- Interrelación de Budavari (1981)

$$RMR = 5 \ln Q + 60.8 \quad (\text{Eq. 18})$$

- Interrelación de Abad et al. (1984)

$$RMR = 10.5 \ln Q + 41.8 \quad (\text{Eq. 19})$$

La evaluación de las correlaciones dadas en las ecuaciones (15) hasta la (19) está basado 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. Estas correlaciones, por lo tanto, no son altamente confiables para una interrelación entre Q y RMR. (Bhawani y R.K., 2011, p. 120)

**2.2.6. Estimación de la presión de sostenimiento.**

**Enfoque de Barton et al. (1974).**

Barton et al. (1974, 1975) trazaron capacidades de sostenimiento de 200 aberturas subterráneas con la calidad de la masa rocosa (Q) y encontraron la siguiente correlación empírica para la presión de sostenimiento final en la Figura 11.

$$p_v = (0.2/J_r)Q^{-1/3} \tag{Eq. 20}$$

$$p_h = (0.2/J_r)Q_w^{-1/3} \tag{Eq. 21}$$

Donde:  $p_v$ = máxima presión de sostenimiento del techo en MPa,  $p_h$ = máxima presión de sostenimiento de pared en MPa y  $Q_w$ = factor de pared.

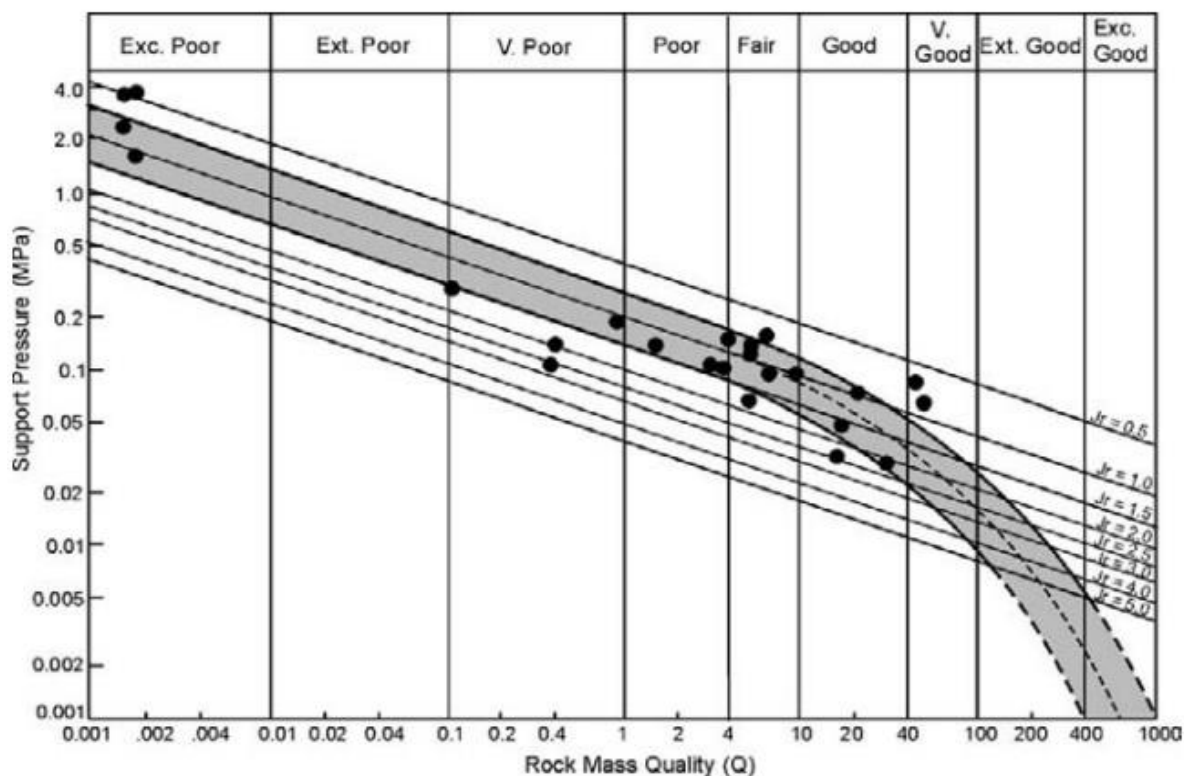


Figura 11. Correlación entre la presión de sostenimiento y la calidad de macizo rocoso Q (de Barton et al., 1974). Fuente: (Bhawani y R.K., 2011, p. 97)

La Figura 11 muestra la correlación para Ecuación 20. La línea central de la banda sombreada debe usarse al evaluar la presión de sostenimiento en el techo. Las uniones dilatantes o los valores  $J_r$  desempeñan un papel dominante en la estabilidad de aperturas subterráneas. En consecuencia, las capacidades de sostenimiento pueden ser independientes del tamaño de apertura. El factor de pared ( $Q_w$ ) se obtiene después de multiplicar  $Q$  por un factor que depende de la magnitud de  $Q$  como se da en esta Tabla 28. (...) Se considera que la presión de sostenimiento a corto plazo puede obtenerse después de sustituir  $5Q$  en lugar de  $Q$  en Ecuación 20. Por lo tanto, la presión de sostenimiento final se obtiene como 1,7 veces la presión de sostenimiento a corto plazo. (...) El valor  $Q$  en condición dinámica es la mitad del valor  $Q$  en condiciones estáticas ( $Q_{dyn} = Q_{static}/2$ ; Barton, 2008). (Bhawani y R.K., 2011, p. 97)

Tabla 28. Factor de pared  $Q_w$

Range of $Q$	Wall factor $Q_w$
$>10$	$5.0 Q$
$0.1-10$	$2.5 Q$
$<0.1$	$1.0 Q$

Fuente: Tabla extraída de (Bhawani y R.K., 2011, p.98)

### Enfoque del RMR

Avinash et. al. (2014) indica que el RMR refleja la calidad del techo en términos numéricos y cuantitativos. Se basa en cinco parámetros y se obtiene una suma adicional de todos esos cinco valores. El RMR obtenido se ajusta para las diferentes condiciones de trabajo y luego se utiliza para estimar la carga de roca movilizadora alrededor de las galerías y uniones para el diseño del sistema de apoyo para minas subterráneas de carbón.

El espesor de la capa es muy importante, ya que la deslaminación es un factor causante principal del deterioro de la condición del techo. Para determinar el grosor de la capa, se mide el grosor del plano de estrado si el techo es de arenisca. En el caso de la lutita, se mide el espesor del plano del lecho o el espesor de la laminación. En el caso del techo de carbón, existen diferentes bandas pequeñas o capas de carbón que se miden como el espesor de la capa. El RMR se usa para estimar la carga de roca en galerías según la Ecuación 22:

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = B \times D (1.7 - 0.037RMR + 0.0002RMR^2) \quad (Eq. 22)$$

Donde:

RMR=Rock Mass Rating

B=ancho de galería (m)

D=densidad seca ( $t/m^3$ )

### 2.3. Hipótesis

#### 2.3.1. Hipótesis general.

Mediante la caracterización geomecánica se determina el tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María

#### 2.3.2. Hipótesis específica.

- a) La caracterización geomecánica del macizo rocoso de la galería, están controladas por las características estructurales y de las discontinuidades del macizo rocoso como: la orientación de las discontinuidades, el espaciado, la persistencia, la rugosidad de las discontinuidades, la apertura, el relleno, meteorización, alteración y la presencia de agua de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.
- b) El tipo de sostenimiento de la galería, está determinado por caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.

### III. MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. Metodología de Investigación

La metodología por el nivel de investigación es descriptiva, ya que “consiste en la caracterización de un hecho, fenómeno, individuo o grupo, con el fin de establecer su estructura o comportamiento. Los resultados de este tipo de investigación se ubican en un nivel intermedio en cuanto a la profundidad de los conocimientos se refiere” (Fidias G., 2012, p. 24), según su clasificación se toma los estudios de medición de variables independientes, donde “su misión es observar y cuantificar la modificación de una o más características en un grupo, sin establecer relaciones entre éstas. Es decir, cada característica o variable se analiza de forma autónoma o independiente.” (Fidias G., 2012, p. 25)

La metodología de investigación, por el diseño de investigación es una investigación de campo, ya que “consiste en la recolección de datos directamente de los sujetos investigados, o de la realidad donde ocurren los hechos (datos primarios), sin manipular o controlar variable alguna, es decir, el investigador obtiene la información, pero no altera las condiciones existentes. De allí su carácter de investigación no experimental” (Fidias G., 2012, p. 31)

Las variables por su naturaleza son cuantitativas porque usamos valores numéricos para evaluar la calidad del macizo rocoso, asimismo, son discretas porque usa valores enteros (sin decimales), por su complejidad son complejas porque se pueden descomponer en dos dimensiones como mínimo.

Variable independiente, las características netamente estructurales de campo, existentes, las cuales no pueden ser alteradas para el estudio.

Variable dependiente, las que dependen de las características de campo, es decir, la determinación del tipo de sostenimiento en las diferentes estaciones geomecánicas de la galería, el cual conlleva parámetros que se calculan para determinar un tipo de sostenimiento en cada estación geomecánica.

Según la guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas de Osinergmin (2017), en la página 185 indica:

Para la evaluación y caracterización del macizo rocoso se debe realizar estaciones geomecánicas previa limpieza y demarcación de la zona a evaluar, en una área aproximada de 3m x 3m, midiendo y anotando datos de las principales como: la orientaciones de las principales familias de discontinuidades, resistencia a la compresión simple, mediante métodos manuales (uso del martillo o picota geológica), RQD, espaciamiento, persistencia, separación, rugosidad, relleno de las discontinuidades, meteorización y condiciones de humedad; estos datos permitirán estimar los índices de calidad del macizo rocoso, como son índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton.

La presente investigación es denominada “Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería gavilán de oro de la UEA Ana María”, para ello se realiza una caracterización geomecánica del macizo rocoso, que permitirá determinar el tipo de sostenimiento para cada tramo en la galería según la estación geomecánica. Así, para que sea posible atender los objetivos anteriormente descritos, serán cumplidos los siguientes pasos. (ver Figura 12)

## **3.2. Población y Muestra**

### **3.2.1. Población**

- Macizo rocoso de la UEA Ana María

### **3.2.2. Muestra**

- Macizo rocoso de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María



Figura 12: Procedimiento metodológico para la investigación.

Fuente: elaboración propia.

### 3.3. Instrumentos de Recolección de Datos

El procedimiento o forma particular de obtener datos o información, la aplicación de una técnica conduce a la obtención de información, la cual debe ser guardada en un medio material de manera que los datos puedan ser recuperados, procesados, analizados e interpretados posteriormente. A dicho sostenimiento se le denomina instrumento. (Fidias G., 2012)

Un instrumento de recolección de datos es cualquier recurso, dispositivo o formato (en papel o digital), que se utiliza para obtener, registrar o almacenar información. El instrumento utilizado es el formato de mapeo se presenta en el Anexo E el cual está creada por el investigador en base a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) y contiene los parámetros del sistema de clasificación RMR los cuales son: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos de resistencia y del grado de fracturamiento de la roca para definir el RQD (Rock Quality Designation).



Para el registro de los datos en nuestro instrumento, se necesitará también el uso de las siguientes herramientas:

- Martillo de geólogo (picsa); Este instrumento es utilizado para determinar la dureza de la roca intacta en base a la Tabla 8.
- Flexómetro; Utilizado para medir longitudes de las discontinuidades
- Laptop: Herramienta donde se procesarán todos los datos obtenidos.
- Brújula: Utilizado para medir azimut.

### 3.4. Variables

#### 3.4.1. Variable independiente (V.I.)

- Caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.

#### 3.4.2. Variable dependiente (V.D.)

- Tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.

#### 3.4.3. Operacionalización de variables

La Operacionalización de variables se presenta en el Anexo C de la presente investigación.

### 3.5. Técnicas de Recolección de Datos

Según el Anexo D, la técnica aplicada para la presente investigación es por *observación*, que “es una técnica que consiste en visualizar o captar mediante la vista, en forma sistemática, cualquier hecho, fenómeno o situación que se produzca en la naturaleza o en la sociedad, en función de unos objetivos de investigación preestablecidos.” (Fidias G., 2012, p. 69) y dentro de estas es una observación participante ya que formamos parte del medio donde se realiza el estudio, también es una observación estructurada, porque usamos una guía diseñada previamente (Anexo E), en la que se especifican los elementos que serán observados.

La recolección de datos se hace mediante el mapeo geomecánico por estaciones, donde se obtuvo todas las características geomecánicas para la presente investigación. De ellos se obtienen los parámetros y propiedades que definen las condiciones del macizo rocoso.

Para el presente estudio se tomarán los datos de los caracteres geomecánicos del macizo rocoso haciendo el uso del formato de mapeo que se encuentra en el Anexo E. Se tomará en cuenta lo siguiente:

- Orientación de las discontinuidades
- Espaciado entre discontinuidades
- Índice de volumétrico de discontinuidades
- Persistencia de discontinuidades
- Abertura de discontinuidades
- Relleno en las discontinuidades
- Rugosidad de las discontinuidades
- Meteorización de discontinuidades
- Resistencia de las paredes de discontinuidades
- Agua en las discontinuidades

### **3.6. Técnicas para el procesamiento de la información**

Para el procesamiento de la información se prestará ayuda de programas de computación exclusivos para el procesamiento de datos e interpretación de datos. Los datos de la caracterización geomecánica serán almacenados en el software Microsoft Excel. Las orientaciones de las discontinuidades serán procesadas en el software Dips v.6.0 de Rocscience.

## IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

### 4.1. Caracterización geomecánica de la galería.

Para la evaluación y caracterización del macizo rocoso se debe realizar estaciones geomecánicas previa limpieza y demarcación de la zona a evaluar, en una área aproximada de 3m x 3m, midiendo y anotando datos de las principales como: la orientaciones de las principales familias de discontinuidades, resistencia a la compresión simple, mediante métodos manuales (uso del martillo o picota geológica), RQD, espaciamiento, persistencia, separación, rugosidad, relleno de las discontinuidades, meteorización y condiciones de humedad; estos datos permitirán estimar los índices de calidad del macizo rocoso, como son índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton. (Osinergmin, 2017)

La galería Gavilán de Oro es una galería de la minería artesanal que está en proceso de formalización y que anteriormente nunca se hizo estudios geomecánicos sin embargo para poder abarcar una calidad de macizo rocoso y un tipo de sostenimiento se hizo la caracterización geomecánica mediante un mapeo por estaciones geomecánicas, “definiéndolas por los cambios notorios de las características que se vean o reconozcan claramente” (Jordá Bordehore et al., 2016) Se hizo uso del formato de mapeo Anexo E. para recaudar la mayor información posible para cumplir los objetivos de la presente investigación.

Se determinó seis estaciones geomecánicas, bajo un criterio del cambio notorio de los parámetros del macizo rocoso como la presencia de agua y grado de fracturamiento. Se asignó tramos para cada estación geomecánica. Se presenta la abreviatura de F1, F2 y F3

para indicar cada familia respectivamente, se utilizó la abreviatura E1, E2, E3, E4, E5 y E6 para las seis estaciones geomecánicas en estudio.

#### 4.1.1. Orientación de las discontinuidades y número de familias.

Las orientaciones de las discontinuidades fueron tomadas con la forma de buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR). Se tomaron 571 datos recaudados con una brújula Brunton Geo a lo largo de la galería (ver Anexos H al K). Los datos fueron procesados en el software Dips v.6.0 de Rocscience.

Las representaciones de los polos de los 571 datos fueron proyectadas en la Figura 13. El número de familias identificadas fueron tres, los cuales se presentan en la Tabla 29, enumerándola por el grado de dominio.

Se considera la presente proyección estereográfica para toda la galería (las seis estaciones geomecánicas). La familia dominante es la familia 1, siendo esta casi horizontal con un buzamiento medio de  $9^\circ$  y una dirección de buzamiento media de  $239^\circ$ .

Tabla 29. Familias de discontinuidades de la galería en estudio.

Familia	Dip	Dip Dir
1	9	239
2	76	84
5	60	14

Fuente: Elaboración Propia

Asimismo, se presenta el diagrama de rosetas en la Figura 14, donde se aprecia las direcciones y frecuencias de las discontinuidades donde se aprecia la dirección de  $355^\circ - 360^\circ$  es la de mayor frecuencia.

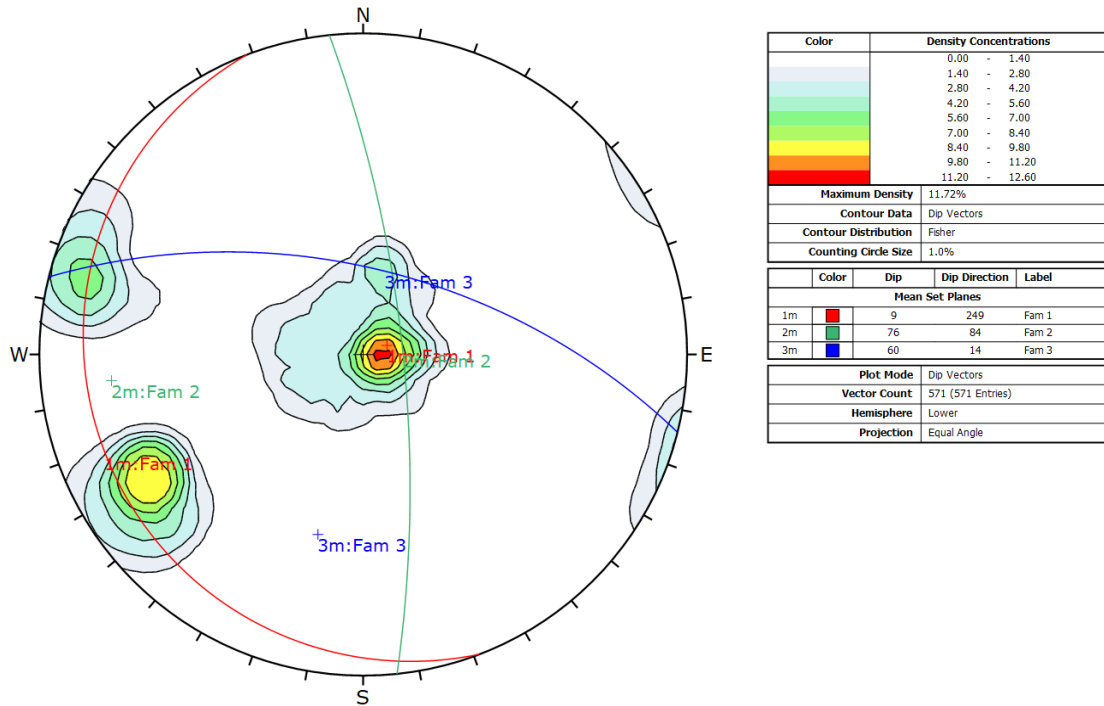


Figura 13: Proyección estereográfica, distribución de polos del macizo rocoso de la galería Gavilán de Oro.

Fuente: Elaborado con el Software DIPS v.6.0 RockScience.

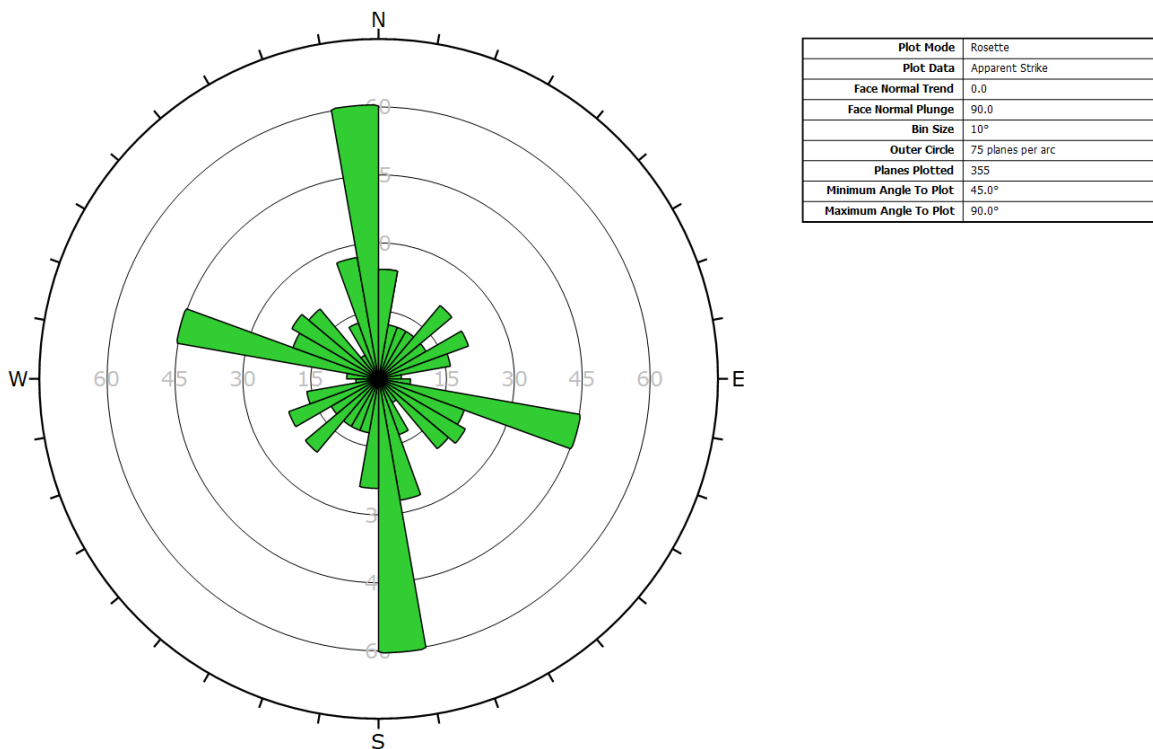


Figura 14: Tiempo de autosostenimiento vs tramo sin sostener

Fuente: Elaborado con el Software DIPS v.6.0 RockScience.

**4.1.2. Espaciamiento de discontinuidades**

Se tomó el espaciamiento de discontinuidades midiendo de forma perpendicular a cada familia tomando así el espaciado normal de familia en cada estación geomecánica, ver Tabla 30, el espaciamiento medio de las discontinuidades está en cm. Se utilizó la Ecuación 3 tomando como longitud de manera práctica 1 m, así tenemos L=100 cm. Los resultados también se presentan de manera gráfica en la Figura 15.

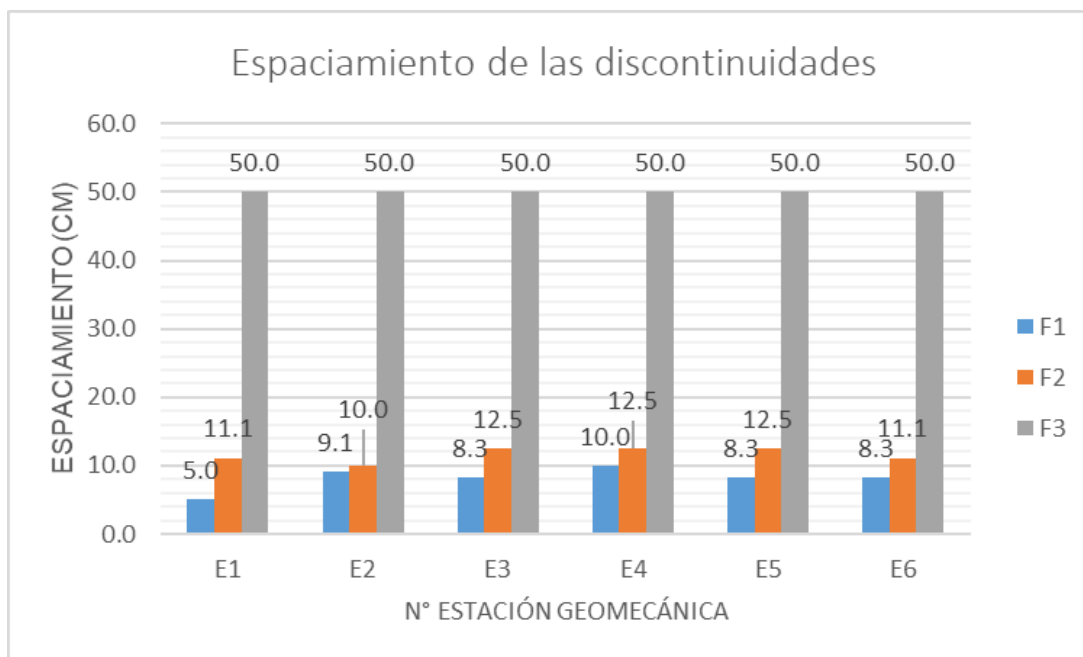


Figura 15: Espaciamiento de las discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia.

**4.1.3. Índice volumétrico y tamaño de bloques.**

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.

Se hizo el uso de la Ecuación 5 y la Tabla 3 para obtener el índice volumétrico y tamaño de bloque respectivamente en cada estación geomecánica.

$$J_v = \sum_{i=1}^J \left(\frac{1}{S_i}\right) \dots (Eq. 5)$$

Donde:  $S_i$  = espaciamiento de juntas promedio en metros

El macizo rocoso presenta tres familias y por ello  $J = 3$

$$J_v = \sum_{i=1}^3 \left( \frac{1}{S_i} \right) = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} \dots (Eq.5)$$

Primera estación:

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0.050} + \frac{1}{0.111} + \frac{1}{0.500} = 31$$

$$J_v = 31$$

Segunda estación:

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0.091} + \frac{1}{0.100} + \frac{1}{0.500} = 23$$

$$J_v = 23$$

Tabla 30. Espaciamiento de discontinuidades.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	N° discontinuidades/metro $\lambda = \frac{N}{L}$ L= 1m	Espaciamiento medio (m) $S_i = \frac{L}{N}$ L=1 m	Espaciamiento medio (cm) $S_i = \frac{L}{N}$ L=100 cm
E1	F1	20	0.050	5.0
	F2	9	0.111	11.1
	F3	2	0.500	50.0
E2	F1	11	0.091	9.1
	F2	10	0.100	10.0
	F3	2	0.500	50.0
E3	F1	12	0.083	8.3
	F2	8	0.125	12.5
	F3	2	0.500	50.0
E4	F1	10	0.100	10.0
	F2	8	0.125	12.5
	F3	2	0.500	50.0
E5	F1	12	0.083	8.3
	F2	8	0.125	12.5
	F3	2	0.500	50.0
E6	F1	12	0.083	8.3
	F2	9	0.111	11.1
	F3	2	0.500	50.0

Fuente: Elaboración propia

Tercera estación:

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0.083} + \frac{1}{0.125} + \frac{1}{0.500} = 22$$

$$J_v = 22$$

Cuarta estación:

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0.100} + \frac{1}{0.125} + \frac{1}{0.500} = 20$$

$$J_v = 20$$

Quinta estación:

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0.083} + \frac{1}{0.125} + \frac{1}{0.500} = 22$$

$$J_v = 22$$

Sexta estación:

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} = \frac{1}{0.083} + \frac{1}{0.111} + \frac{1}{0.500} = 23$$

$$J_v = 23$$

Los resultados para cada estación se presentan en la Figura 16 y Tabla 31.

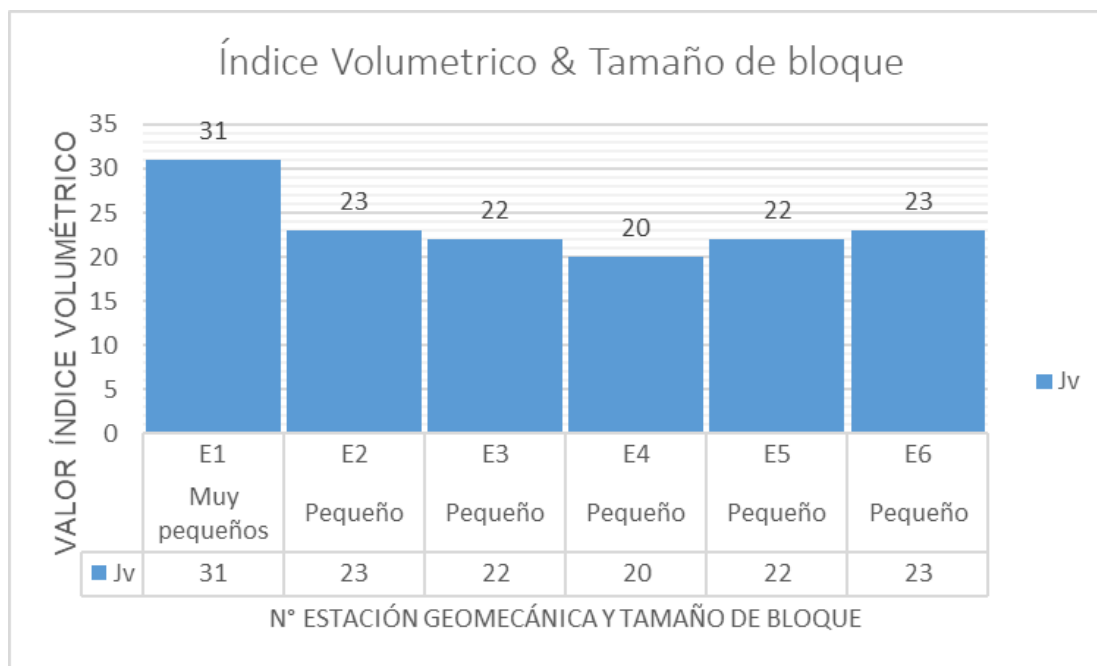


Figura 16: Índice volumétrico y tamaño de bloque.

Fuente: Elaboración propia



Se aprecia claramente que el índice volumétrico encontrado en las diferentes estaciones varía desde muy pequeño a pequeño según su descripción al tamaño de bloque en base al  $J_v$  (Tabla 3).

Tabla 31. Índice volumétrico en cada estación geomecánica.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	Espaciamiento promedio (cm) $X=L/N$	Espaciamiento promedio (m) $S_i$	$(\frac{1}{S_i})$	$J_v = \sum_{i=1}^J (\frac{1}{S_i})$
E1	F1	5.0	0.05	20.0	31.0
	F2	11.1	0.11	9.0	
	F3	50.0	0.50	2.0	
E2	F1	9.1	0.09	11.0	23.0
	F2	10.0	0.10	10.0	
	F3	50.0	0.50	2.0	
E3	F1	8.3	0.08	12.0	22.0
	F2	12.5	0.13	8.0	
	F3	50.0	0.50	2.0	
E4	F1	10.0	0.10	10.0	20.0
	F2	12.5	0.13	8.0	
	F3	50.0	0.50	2.0	
E5	F1	8.3	0.08	12.0	22.0
	F2	12.5	0.13	8.0	
	F3	50.0	0.50	2.0	
E6	F1	8.3	0.08	12.0	23.0
	F2	11.1	0.11	9.0	
	F3	50.0	0.50	2.0	

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.1.4. Condiciones de las discontinuidades.

Para cuantificar las condiciones de las discontinuidades se hizo en base al instrumento de recolección de datos Anexo E, donde asigna valores según los rangos de cada parámetro de la clasificación RMR de Bieniawski, es así que tenemos:

#### Persistencia

Los resultados de la persistencia se presentan en base a la Tabla 5, obteniendo los resultados en la Tabla 32 y la Figura 17. Se puede apreciar que las persistencias van desde grandes persistencias, medianas y pequeñas siendo un máximo promedio de 18 m y un mínimo de 1.5 m.

Tabla 32. Persistencia de las discontinuidades.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	Persistencia promedio (m)	Rango	Descripción de la persistencia
E1	F1	15.0	10-20 m	Grande
	F2	4.0	3-10 m	Media
	F3	3.0	3-10 m	Media
E2	F1	15.0	10-20 m	Grande
	F2	8.0	3-10 m	Media
	F3	3.0	3-10 m	Media
E3	F1	8.0	3-10 m	Media
	F2	1.5	1-3 m	Pequeña
	F3	1.5	1-3 m	Pequeña
E4	F1	18.0	10-20 m	Grande
	F2	3.0	3-10 m	Media
	F3	2.0	1-3 m	Pequeña
E5	F1	16.0	10-20 m	Grande
	F2	4.0	3-10 m	Media
	F3	2.0	1-3 m	Pequeña
E6	F1	15.0	10-20 m	Grande
	F2	3.0	3-10 m	Media
	F3	2.0	1-3 m	Pequeña

Fuente: Elaboración propia

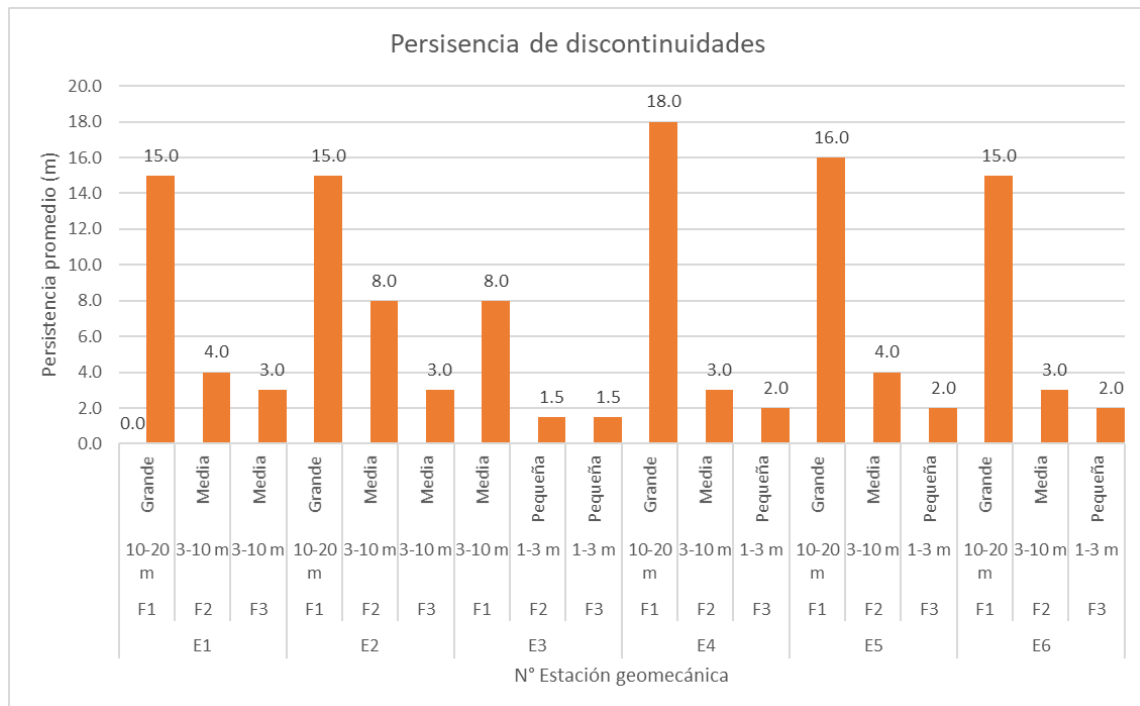


Figura 17: Persistencia de discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia.

### Apertura

El valor de las aperturas se presenta en la Figura 18 y la Tabla 33.

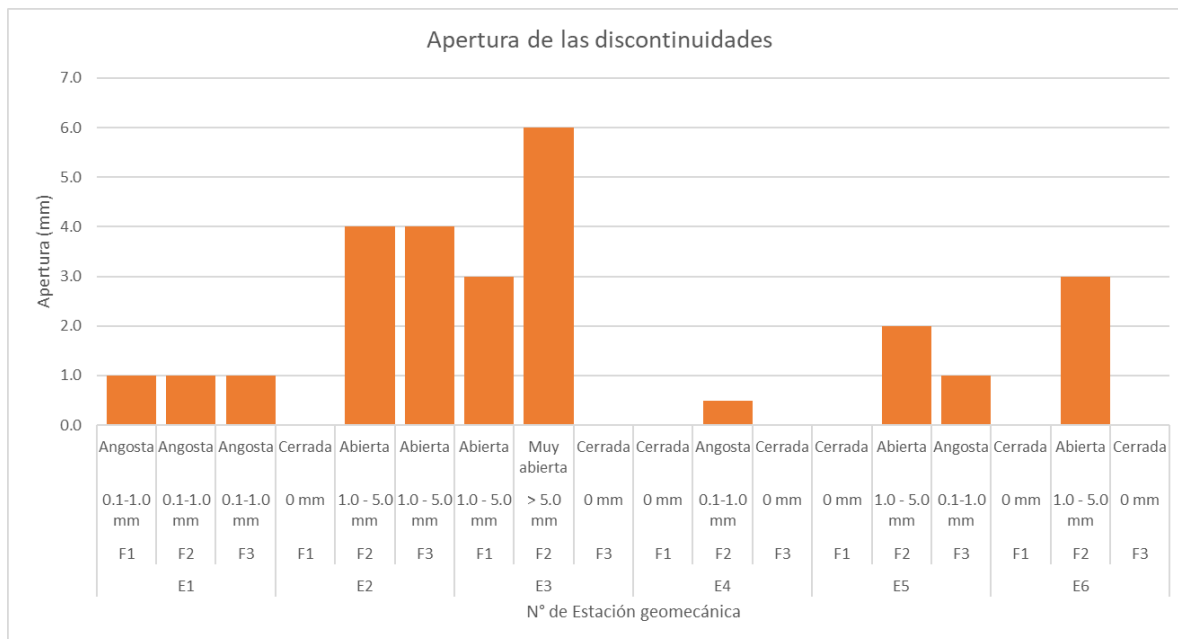


Figura 18: Apertura de las discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 33. Apertura de las discontinuidades.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	Rango	Descripción	Apertura (mm)
E1	F1	0.1-1.0 mm	Angosta	1.0
	F2	0.1-1.0 mm	Angosta	1.0
	F3	0.1-1.0 mm	Angosta	1.0
E2	F1	0 mm	Cerrada	0.0
	F2	1.0 - 5.0 mm	Abierta	4.0
	F3	1.0 - 5.0 mm	Abierta	4.0
E3	F1	1.0 - 5.0 mm	Abierta	3.0
	F2	> 5.0 mm	Muy abierta	6.0
	F3	0 mm	Cerrada	0.0
E4	F1	0 mm	Cerrada	0.0
	F2	0.1-1.0 mm	Angosta	0.5
	F3	0 mm	Cerrada	0.0
E5	F1	0 mm	Cerrada	0.0
	F2	1.0 - 5.0 mm	Abierta	2.0
	F3	0.1-1.0 mm	Angosta	1.0
E6	F1	0 mm	Cerrada	0.0
	F2	1.0 - 5.0 mm	Abierta	3.0
	F3	0 mm	Cerrada	0.0

Fuente: Elaboración propia.

**Relleno**

El relleno en las discontinuidades se presenta en la Tabla 34, el rango está en base al instrumento de recolección de datos Anexo E.

Se puede apreciar la presencia de relleno blando menor a 5 mm, donde la estación 1 presenta en sus tres familias de discontinuidades.

Tabla 34. Relleno en las discontinuidades.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	Rango
E1	F1	Relleno blando <5mm
	F2	Relleno blando <5mm
	F3	Relleno blando <5mm
E2	F1	Ninguna
	F2	Ninguna
	F3	Ninguna
E3	F1	Relleno blando >5mm
	F2	Ninguna
	F3	Ninguna
E4	F1	Ninguna
	F2	Relleno blando <5mm
	F3	Ninguna
E5	F1	Ninguna
	F2	Ninguna
	F3	Ninguna
E6	F1	Ninguna
	F2	Relleno blando <5mm
	F3	Ninguna

Fuente: Elaboración propia.

**Rugosidad**

La rugosidad de las discontinuidades se presenta en la Tabla 35, la rugosidad está en base al instrumento de recolección de datos Anexo E. Se hizo la medición mediante la estimación visual y la Figura 5, donde se puede apreciar una rugosidad que va desde lisa, ligeramente rugosa y rugosa para las diferentes estaciones geomecánicas.

Tabla 35. Rugosidad en las discontinuidades.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	Rango
E1	F1	Rugoso
	F2	Ligeramente rugosa
	F3	Ligeramente rugosa
E2	F1	Lisa
	F2	Ligeramente rugosa
	F3	Lisa
E3	F1	Ligeramente rugosa
	F2	Lisa
	F3	Ligeramente rugosa
E4	F1	Rugoso
	F2	Rugoso
	F3	Rugoso
E5	F1	Ligeramente rugosa
	F2	Ligeramente rugosa
	F3	Ligeramente rugosa
E6	F1	Ligeramente rugosa
	F2	Ligeramente rugosa
	F3	Ligeramente rugosa

Fuente: Elaboración propia.

**Alteración**

La alteración de las discontinuidades se presenta en la Tabla 36, la alteración está en base al instrumento de recolección de datos Anexo E. Se hizo la medición mediante la observación y la Tabla 7. En todas las estaciones geomecánicas se puede apreciar que presenta una alteración ligera.

Tabla 36. Alteración en las discontinuidades.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	Alteración
E1	F1	Ligeramente
	F2	Ligeramente
	F3	Ligeramente
E2	F1	Ligeramente
	F2	Ligeramente
	F3	Ligeramente
E3	F1	Ligeramente
	F2	Ligeramente
	F3	Ligeramente

E4	F1	Ligeramente
	F2	Ligeramente
	F3	Ligeramente
E5	F1	Ligeramente
	F2	Ligeramente
	F3	Ligeramente
E6	F1	Ligeramente
	F2	Ligeramente
	F3	Ligeramente

Fuente: Elaboración Propia.

#### 4.1.5. Presencia de agua

La presencia de agua en las discontinuidades se presenta en la Tabla 37, su calificación está en base al instrumento de recolección de datos Anexo E. Se aprecia claramente la presencia de agua en todas las estaciones geomecánicas.

Tabla 37. Presencia de agua en las discontinuidades.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	Presencia de agua
E1	F1	Mojado
	F2	Mojado
	F3	Mojado
E2	F1	Mojado
	F2	Mojado
	F3	Mojado
E3	F1	Goteando
	F2	Goteando
	F3	Goteando
E4	F1	Húmedo
	F2	Húmedo
	F3	Húmedo
E5	F1	Fluyendo
	F2	Fluyendo
	F3	Fluyendo
E6	F1	Mojado
	F2	Mojado
	F3	Mojado

Fuente: Elaboración propia

**4.1.6. Resistencia de las paredes de discontinuidades.**

Para determinar la resistencia de compresión Uniaxial por un tema de presupuesto y practicidad de esta medición, se hizo el uso del martillo de geólogo (picota) y la Tabla 8 que es la tabla de índice manual de resistencia de la roca propuesta por la ISRM en 1978. Los resultados se presentan en la Tabla 38. En todas las estaciones geomecánicas y en las tres familias de discontinuidades presenta una dureza mayor a los 250 MPa, la roca es la misma en toda la galería.

Tabla 38. Resistencia de las paredes de discontinuidades.

N° Estación Geomecánica	N° Familia	Rango	Detalle
E1	F1	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F2	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F3	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
E2	F1	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F2	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F3	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
E3	F1	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F2	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F3	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
E4	F1	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F2	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F3	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
E5	F1	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F2	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F3	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
E6	F1	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F2	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte
	F3	> 250 Mpa	Extremadamente fuerte

Fuente: Elaboración propia

**4.1.7. RQD Grado de fracturación del macizo rocoso**

Se usó el método indirecto mediante la ecuación de (Palmstrom, 1982) (Ecuación 7) debido a que el macizo rocoso se presenta en forma de bloques largos y planos. Se aprecia diferentes porcentajes de RQD en la Tabla 39, siendo el cálculo para cada estación de la siguiente manera:

El valor  $J_V$  se obtiene de la Tabla 31.

$$RQD = 115 - 3.3 J_V$$

Primera estación.

$$RQD = 115 - 3.3 (31) = 115 - 102.3$$

$$RQD = 12.7 \%$$

Segunda estación.

$$RQD = 115 - 3.3 (23) = 115 - 75.9$$

$$RQD = 39.1 \%$$

Tercera estación.

$$RQD = 115 - 3.3 (22) = 115 - 72.6$$

$$RQD = 42.4 \%$$

Cuarta estación.

$$RQD = 115 - 3.3 (20) = 115 - 66$$

$$RQD = 49 \%$$

Quinta estación.

$$RQD = 115 - 3.3 (22) = 115 - 72.6$$

$$RQD = 42.4 \%$$

Sexta estación.

$$RQD = 115 - 3.3 (23) = 115 - 75.9$$

$$RQD = 39.1 \%$$

Se resume los resultados del RQD para cada estación geomecánica en la Tabla 39.

#### 4.1.8. Clasificación RMR de Bieniawski

Una vez realizado la caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María, pasamos a determinar el tipo de sostenimiento el cuál se hará en base a la clasificación geomecánica RMR de Bieniawski.



Tabla 39. RQD en cada estación geomecánica.

N° Estación Geomecánica	Índice volumétrico $J_v$	$RQD = 115 - 3.3 J_v$ (%)
E1	31	12.7
E2	23	39.1
E3	22	42.4
E4	20	49
E5	22	42.4
E6	23	39.1

Fuente: Elaboración propia

Los parámetros usados para la clasificación fueron en base a la Tabla 10, que son los parámetros del RMR de Bieniawski (Resistencia de compresión uniaxial, RQD, espaciamiento, condiciones de discontinuidad, presencia de agua, ajuste por orientación de discontinuidades).

Se presenta el cálculo detallado del RMR básico y RMR corregido para la primera estación geomecánica.

### Primera estación (Progresiva 000 + 045 m)

#### Familia 1:

Resistencia de compresión uniaxial (UCS): según la Tabla 38 tenemos que  $UCS > 250$  MPa y según la Tabla 11 su calificación es de 15.

$$\text{Calificación UCS} = 15$$

RQD: 12.7 % según la Tabla 39, su calificación RMR se presenta en la Tabla 12 y corresponde a un RQD  $< 25$  y tiene como calificación el valor de 3

$$\text{Calificación RQD} = 3$$

Espaciamiento: según la Tabla 30 presenta un espaciado medio de 5 cm, en las tablas de calificación de RMR (Tabla 13), estaría en el rango de  $< 0.06$  m y su calificación sería el valor de 5.

$$\text{Calificación espaciado} = 5$$

Condición de juntas.

Persistencia. Se tiene una persistencia media de 15 m que se presenta en la Tabla 32, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en el rango de 10-20 m su calificación es de 1.

Apertura. Se tiene una apertura media de 1 mm que se presenta en la Tabla 33, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en el rango de 0.1-1.0 mm su calificación es de 4.

Rugosidad. Se tiene una rugosidad de rugoso según la estimación visual resultado que se presenta en la Tabla 35, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en la categoría de rugoso su calificación es de 5.

Relleno. Se tiene la presencia de relleno < 5 mm y su dureza blanda ya que se indenta fácilmente, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería a la categoría de relleno suave < 5 mm don de su calificación es de 1.

Alteración. Se tiene una alteración ligera según la Tabla 36, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería a la categoría de ligeramente desgastada y su calificación es de 5.

$$\text{Calificación condición de juntas} = 1 + 4 + 5 + 1 + 5$$

$$\text{Calificación condición de juntas} = 16$$

Presencia de agua. Según la Tabla 37 presenta una condición de mojado y su calificación RMR se presenta en la Tabla 15 y correspondería a la categoría de mojado y su calificación es de un valor de 7.

$$\text{Calificación presencia de agua} = 7$$

Cálculo del RMR básico:

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

$$\text{RMR Básico} = 15 + 3 + 5 + 16 + 7$$

$$\text{RMR Básico} = 46$$

Con el RMR básico obtuvimos la calidad del macizo rocoso insitu mas no se consideró la dirección de la excavación, que influye mucho con respecto a la orientación de discontinuidades siendo favorable o desfavorable (Figura 8 y Figura 9) según la dirección de la excavación, es así que se debe obtener un RMR corregido, que no es más que el RMR básico con un ajuste por orientación, el mismo que se presenta en la Tabla 16.

Cálculo RMR corregido:

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

Para el ajuste por orientación se toma en cuenta a la familia principal de discontinuidades y la orientación del eje del túnel, el valor de ajuste se presenta en la Tabla 16, siendo la familia principal, la familia 1 que presenta un buzamiento medio de  $9^\circ$  y dirección de buzamiento medio de  $239^\circ$ , este valor se considera para las seis estaciones geomecánicas que se ha considerado, dentro de los diferentes rangos de buzamiento de la Tabla 16 se encuentra en el rango de  $0^\circ - 20^\circ$  de buzamiento y podemos apreciar que es independiente al rumbo de la excavación, por ello su valor de ajuste viene a ser -5.

$$\text{efecto de orientación} = -5$$

Así tenemos:

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

$$RMR \text{ corregido} = 46 + (-5)$$

$$RMR \text{ corregido} = 41$$

“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) por sugerencia se hizo el aumento en un valor de 10 puntos. La presente galería es una galería antigua y se desconoce el tiempo y las veces que ha estado abandonada y retomada para operaciones, por ello y por las voladuras pesadas que se tiene se considera el aumento de 10 puntos al RMR corregido.

$$RMR \text{ corregido} = 41 + 10 = 51$$

El valor final del RMR corregido presentándolo a la Tabla 17 podemos notar que se encuentra en el rango de valor RMR 60 – 41 que corresponde a un macizo rocoso del tipo III y su descripción sería de calidad regular.

**Familia 2:**

Resistencia de compresión uniaxial (UCS): según la Tabla 38 tenemos que  $UCS > 250$  MPa y según la Tabla 11 su calificación es de 15.

$$\text{Calificación UCS} = 15$$

RQD: 12.7 % según la Tabla 39, su calificación RMR se presenta en la Tabla 12 y corresponde a un RQD  $< 25$  y tiene como calificación el valor de 3

$$\text{Calificación RQD} = 3$$

Espaciamiento: según la Tabla 30 presenta un espaciado medio de 11.1 cm, en las tablas de calificación de RMR (Tabla 13), estaría en el rango de 0.06-0.2 m y su calificación sería el valor de 8.

$$\text{Calificación espaciado} = 8$$

Condición de juntas.

Persistencia. Se tiene una persistencia media de 4 m que se presenta en la Tabla 32, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en el rango de 3-10 m su calificación es de 2.

Apertura. Se tiene un rango de 0.1-1 mm que se presenta en la Tabla 33, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en el rango de 0.1-1.0 mm su calificación es de 4.

Rugosidad. Se tiene una rugosidad de ligeramente rugoso según la estimación visual resultado que se presenta en la Tabla 35, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en la categoría de ligeramente rugoso su calificación es de 3.

Relleno. Se tiene la presencia de relleno  $< 5$  mm y su dureza blanda ya que se indenta fácilmente, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería a la categoría de relleno suave  $< 5$  mm don de su calificación es de 1.

Alteración. Se tiene una alteración ligera según la Tabla 36, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería a la categoría de ligeramente desgastada y su calificación es de 5.

$$\text{Calificación condición de juntas} = 2 + 4 + 3 + 1 + 5$$

$$\text{Calificación condición de juntas} = 15$$

Presencia de agua. Según la Tabla 37 presenta una condición de mojado y su calificación RMR se presenta en la Tabla 15 y correspondería a la categoría de mojado y su calificación es de un valor de 7.

$$\text{Calificación presencia de agua} = 7$$

Cálculo del RMR básico:

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

$$\text{RMR Básico} = 15 + 3 + 8 + 15 + 7$$

$$\text{RMR Básico} = 48$$

Cálculo RMR corregido:

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

Para el ajuste por orientación de discontinuidades se toma en cuenta a la familia principal y la orientación del eje del túnel. con respecto al avance del túnel, el valor de ajuste se presenta en la Tabla 16, siendo la familia principal la familia 1 que presenta un buzamiento medio de 9° y dirección de buzamiento medio de 239°, dentro de los diferentes rangos de buzamiento de la Tabla 16 se encuentra en el rango de 0° – 20° de buzamiento y podemos apreciar que es independiente al rumbo de la excavación, por ello su valor de ajuste viene a ser -5.

$$\text{efecto de orientación} = -5$$

Así tenemos:

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

$$\text{RMR corregido} = 48 + (-5)$$

$$\text{RMR corregido} = 43$$

“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) por sugerencia se hizo el aumento en un valor de 10 puntos. La presente galería es una galería antigua y se desconoce el tiempo y las veces que ha estado abandonada y retomada para operaciones, por ello y por las voladuras pesadas que se tiene se considera el aumento de 10 puntos al RMR corregido.

$$RMR \text{ corregido} = 43 + 10 = 53$$

El valor final del RMR corregido presentándolo a la Tabla 17 podemos notar que se encuentra en el rango de valor RMR 60 – 41 que corresponde a un macizo rocoso del tipo III y su descripción sería de calidad regular.

### **Familia 3:**

Resistencia de compresión uniaxial (UCS): según la Tabla 38 tenemos que  $UCS > 250$  MPa y según la Tabla 11 su calificación es de 15.

$$Calificación \text{ UCS} = 15$$

RQD: 12.7 % según la Tabla 39, su calificación RMR se presenta en la Tabla 12 y corresponde a un RQD  $< 25$  y tiene como calificación el valor de 3

$$Calificación \text{ RQD} = 3$$

Espaciamiento: según la Tabla 30 presenta un espaciado medio de 50 cm, en las tablas de calificación de RMR (Tabla 13), estaría en el rango de 0.2 – 0.6 m y su calificación sería el valor de 10.

$$Calificación \text{ espaciado} = 10$$

Condición de juntas.

Persistencia. Se tiene una persistencia media de 4 m que se presenta en la Tabla 32, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en el rango de 3-10 m su calificación es de 2.

Apertura. Se tiene un rango de 0.1-1 mm que se presenta en la Tabla 33, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en el rango de 0.1-1.0 mm su calificación es de 4.

Rugosidad. Se tiene una rugosidad de ligeramente rugoso según la estimación visual resultado que se presenta en la Tabla 35, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería en la categoría de ligeramente rugoso su calificación es de 3.

Relleno. Se tiene la presencia de relleno < 5 mm y su dureza blanda ya que se indenta fácilmente, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería a la categoría de relleno suave < 5 mm don de su calificación es de 1.

Alteración. Se tiene una alteración ligera según la Tabla 36, su calificación RMR se presenta en la Tabla 14 y correspondería a la categoría de ligeramente desgastada y su calificación es de 5.

$$\text{Calificación condición de juntas} = 2 + 4 + 3 + 1 + 5$$

$$\text{Calificación condición de juntas} = 15$$

Presencia de agua. Según la Tabla 37 presenta una condición de mojado y su calificación RMR se presenta en la Tabla 15 y correspondería a la categoría de mojado y su calificación es de un valor de 7.

$$\text{Calificación presencia de agua} = 7$$

Cálculo del RMR básico:

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

$$\text{RMR Básico} = 15 + 3 + 10 + 15 + 7$$

$$\text{RMR Básico} = 50$$

Cálculo RMR corregido:

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

Para el ajuste por orientación de discontinuidades se toma en cuenta a la familia principal y la orientación del eje del túnel. con respecto al avance del túnel, el valor de ajuste se presenta en la Tabla 16, siendo la familia principal la familia 1 que presenta un buzamiento medio de 9° y dirección de buzamiento medio de 239°, dentro de los diferentes rangos de buzamiento

de la Tabla 16 se encuentra en el rango de  $0^{\circ} - 20^{\circ}$  de buzamiento y podemos apreciar que es independiente al rumbo de la excavación, por ello su valor de ajuste viene a ser -5.

$$\text{efecto de orientación} = -5$$

Así tenemos:

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

$$RMR \text{ corregido} = 50 + (-5)$$

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

“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) por sugerencia se hizo el aumento en un valor de 10 puntos. La presente galería es una galería antigua y se desconoce el tiempo y las veces que ha estado abandonada y retomada para operaciones, por ello y por las voladuras pesadas que se tiene se considera el aumento de 10 puntos al RMR corregido.

$$RMR \text{ corregido} = 45 + 10 = 55$$

El valor final del RMR corregido presentándolo a la Tabla 17 podemos notar que se encuentra en el rango de valor RMR 60 – 41 que corresponde a un macizo rocoso del tipo III y su descripción sería de calidad regular.

Para determinar la estimación RMR de Bieniaski para cada estación se hizo primero para cada familia de discontinuidades que presenta la estación geomecánica, para luego promediarlos y definir un RMR para cada estación geomecánica, es así que tenemos:

$$RMR \text{ de estación} = \frac{\text{Promedio de los valores RMR de cada familia que presenta la estación}}$$

$$RMR \text{ de estación 1} = \frac{51 + 53 + 55}{3} = 53$$

$$RMR \text{ de estación 1} = 53 \text{ (regular)}$$



De la misma forma se hace para las demás estaciones y el resumen de esos cálculos se presentan en las Tablas 40 al 45, definiendo así valores RMR básico y corregido para cada estación.

Tabla 40. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 1

PROGRESIVA		000+045 m		
Numero de Estación		1		
FAMILIA		1	2	3
RESISTENCIA	UCS (Mpa)	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
	Calificación	15	15	15
Fracturas/m $\left(\frac{\#Frac}{1 m}\right) = I.F. = \left(\frac{1}{S_i}\right)$		20	9	2
$I_v = \sum_{i=1}^J \left(\frac{1}{S_i}\right)$		31		
RQD=115-3.3Jv	RQD (%)	12.70 %		
	Calificación	3		
ESPACIAMIENTO	(cm)	5 cm	11 cm	50 cm
	Calificación	5	8	10
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSIST. (m)	15 m	4 m	3 m
	Calificación	1	2	2
	ABERTURA (mm)	1.00 mm	1.00 mm	1.00 mm
	Calificación	4	4	4
	RUGOSIDAD (N°)	2 rugoso	3 lig. rugoso	3 lig. rugoso
	Calificación	5	3	3
	RELLENO (N°)	4 RB<5mm	4 RB<5mm	4 RB<5mm
	Calificación	1	1	1
PRESENCIA DE AGUA	ALTERACIÓN (N°)	2 ligeram.	2 ligeram.	2 ligeram.
	Calificación	5	5	5
PRESENCIA DE AGUA	Estado	3 (mojado)	3 (mojado)	3 (mojado)
	Calificación	7	7	7
<b>RMR BASICO</b>		<b>46</b>	<b>48</b>	<b>50</b>
AJUSTE POR ORIENTACIÓN (N°)		0° - 20 °	0° - 20 °	0° - 20 °
Calificación		-5	-5	-5
<b>RMR CORREGIDO</b>		<b>41</b>	<b>43</b>	<b>45</b>
<b>RMR+10 (voladura pesada)</b>		<b>51</b>	<b>53</b>	<b>55</b>
CLASE		III	III	III
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO		REGULAR	REGULAR	REGULAR
RMR por ESTACIÓN G.		53		
DESCRIPCIÓN		REGULAR		
TIPO		III		

Fuente: Elaboración propia. RB= relleno blando.

Tabla 41. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 2

PROGRESIVA		045+087 m		
Numero de Estación		2		
FAMILIA		1	2	3
RESISTENCIA	UCS (Mpa)	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
	Calificación	15	15	15
Fracturas/m $\left(\frac{\#Frac}{1 m}\right) = I.F. = \left(\frac{1}{S_i}\right)$		11	10	1
$J_v = \sum_{i=1}^j \left(\frac{1}{S_i}\right)$		22		
RQD=115-3.3Jv	RQD (%)	42.40 %		
	Calificación	8		
ESPACIAMIENTO	(cm)	9 cm	10 cm	100 cm
	Calificación	8	8	15
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSIST. (m)	15 m	8 m	3 m
	Calificación	1	2	2
	ABERTURA (mm)	0.00 mm	4.00 mm	4.00 mm
	Calificación	6	1	1
	RUGOSIDAD (N°)	4 lisa	3 lig. rugoso	4 lisa
	Calificación	1	3	1
	RELLENO (N°)	1 ninguna	1 ninguna	1 ninguna
	Calificación	6	6	6
PRESENCIA DE AGUA	ALTERACIÓN (N°)	2 ligeram.	2 ligeram.	2 ligeram.
	Calificación	5	5	5
PRESENCIA DE AGUA	Estado	3 (mojado)	3 (mojado)	3 (mojado)
	Calificación	7	7	7
<b>RMR BASICO</b>		<b>57</b>	<b>55</b>	<b>60</b>
AJUSTE POR ORIENTACIÓN (N°)		0° - 20 °	0° - 20 °	0° - 20 °
Calificación		-5	-5	-5
<b>RMR CORREGIDO</b>		<b>52</b>	<b>50</b>	<b>55</b>
<b>RMR+10 (voladura pesada)</b>		<b>62</b>	<b>60</b>	<b>65</b>
CLASE		II	III	II
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO		BUENA	REGULAR	BUENA
RMR por ESTACIÓN G.		62		
DESCRIPCIÓN		BUENA		
TIPO		II		

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 42. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 3

PROGRESIVA		087 + 169 m		
Numero de Estación		3		
FAMILIA		1	2	3
RESISTENCIA	UCS (Mpa)	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
	Calificación	15	15	15
Fracturas/m $\left(\frac{\#Fract}{1m}\right) = I.F. = \left(\frac{1}{S_i}\right)$		12	8	1
$J_v = \sum_{i=1}^J \left(\frac{1}{S_i}\right)$		21		
RQD=115-3.3Jv	RQD (%)	45.70 %		
	Calificación	8		
ESPACIAMIENTO	(cm)	8 cm	13 cm	100 cm
	Calificación	8	8	15
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSIST. (m)	8 m	2 m	2 m
	Calificación	2	4	4
	ABERTURA (mm)	3.00 mm	6.00 mm	0.00 mm
	Calificación	1	0	6
	RUGOSIDAD (N°)	3 lig. rugoso	4 lisa	3 lig. rugoso
	Calificación	3	1	3
	RELLENO (N°)	5 RB>5mm	1 ninguna	1 ninguna
	Calificación	0	6	6
PRESENCIA DE AGUA	ALTERACIÓN (N°)	2 ligeram.	2 ligeram.	2 ligeram.
	Calificación	5	5	5
PRESENCIA DE AGUA	Estado	4 (goteando)	4 (goteando)	4 (goteando)
	Calificación	4	4	4
<b>RMR BASICO</b>		<b>46</b>	<b>51</b>	<b>66</b>
AJUSTE POR ORIENTACIÓN (N°)		0° - 20 °	0° - 20 °	0° - 20 °
Calificación		-5	-5	-5
<b>RMR CORREGIDO</b>		<b>41</b>	<b>46</b>	<b>61</b>
<b>RMR+10 (voladura pesada)</b>		<b>51</b>	<b>56</b>	<b>71</b>
CLASE		III	III	II
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO		REGULAR	REGULAR	BUENA
RMR por ESTACIÓN G.		59		
DESCRIPCIÓN		REGULAR		
TIPO		III		

Fuente: Elaboración propia. RB= relleno blando.

Tabla 43. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 4

PROGRESIVA		169 + 253 m		
Numero de Estación		4		
FAMILIA		1	2	3
RESISTENCIA	UCS (Mpa)	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
	Calificación	15	15	15
Fracturas/m $\left(\frac{\#Frac}{1 m}\right) = I.F. = \left(\frac{1}{S_i}\right)$		10	8	1
$J_v = \sum_{i=1}^J \left(\frac{1}{S_i}\right)$		19		
RQD=115-3.3Jv	RQD (%)	52.30 %		
	Calificación	10		
ESPACIAMIENTO	(cm)	10 cm	13 cm	100 cm
	Calificación	8	8	15
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSIST. (m)	18 m	3 m	2 m
	Calificación	1	2	4
	ABERTURA (mm)	0.00 mm	0.05 mm	0.00 mm
	Calificación	6	5	6
	RUGOSIDAD (N°)	2 rugoso	2 rugoso	2 rugoso
	Calificación	5	5	5
	RELLENO (N°)	1 ninguna	4 RB<5mm	1 ninguna
	Calificación	6	1	6
PRESENCIA DE AGUA	ALTERACIÓN (N°)	2 ligeram.	2 ligeram.	2 ligeram.
	Calificación	5	5	5
PRESENCIA DE AGUA	Estado	2 (humedo)	2 (humedo)	2 (humedo)
	Calificación	10	10	10
<b>RMR BASICO</b>		<b>66</b>	<b>61</b>	<b>76</b>
AJUSTE POR ORIENTACIÓN (N°)		0° - 20 °	0° - 20 °	0° - 20 °
Calificación		-5	-5	-5
<b>RMR CORREGIDO</b>		<b>61</b>	<b>56</b>	<b>71</b>
<b>RMR+10 (voladura pesada)</b>		<b>71</b>	<b>66</b>	<b>81</b>
CLASE		II	II	I
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO		BUENA	BUENA	MUY BUENA
RMR por ESTACIÓN G.		73		
DESCRIPCIÓN		BUENA		
TIPO		II		

Fuente: Elaboración propia. RB= relleno blando.

Tabla 44. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 5

PROGRESIVA		253 + 389 m		
Numero de Estación		5		
FAMILIA		1	2	3
RESISTENCIA	UCS (Mpa)	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
	Calificación	15	15	15
Fracturas/m $\left(\frac{\#Frac}{1 m}\right) = I.F. = \left(\frac{1}{S_i}\right)$		12	8	1
$J_v = \sum_{i=1}^J \left(\frac{1}{S_i}\right)$		21		
RQD=115-3.3Jv	RQD (%)	45.70 %		
	Calificación	8		
ESPACIAMIENTO	(cm)	8 cm	13 cm	100 cm
	Calificación	8	8	15
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSIST. (m)	16 m	4 m	2 m
	Calificación	1	2	4
	ABERTURA (mm)	0.00 mm	2.00 mm	1.00 mm
	Calificación	6	1	4
	RUGOSIDAD (N°)	3 lig. rugoso	3 lig. rugoso	3 lig. rugoso
	Calificación	3	3	3
	RELLENO (N°)	1 ninguna	1 ninguna	1 ninguna
	Calificación	6	6	6
PRESENCIA DE AGUA	ALTERACIÓN (N°)	2 ligeram.	2 ligeram.	2 ligeram.
	Calificación	5	5	5
PRESENCIA DE AGUA	Estado	5 (fluyendo)	5 (fluyendo)	5 (fluyendo)
	Calificación	0	0	0
<b>RMR BASICO</b>		<b>52</b>	<b>48</b>	<b>60</b>
AJUSTE POR ORIENTACIÓN (N°)		0° - 20 °	0° - 20 °	0° - 20 °
Calificación		-5	-5	-5
<b>RMR CORREGIDO</b>		<b>47</b>	<b>43</b>	<b>55</b>
<b>RMR+10 (voladura pesada)</b>		<b>57</b>	<b>53</b>	<b>65</b>
CLASE		III	III	II
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO		REGULAR	REGULAR	BUENA
RMR por ESTACIÓN G.		58		
DESCRIPCIÓN		REGULAR		
TIPO		III		

Fuente: Elaboración propia. RB= relleno blando.

Tabla 45. Clasificación RMR de Bieniawski para la Estación geomecánica N° 6

PROGRESIVA		389 + 423 m		
Numero de Estación		6		
FAMILIA		1	2	3
RESISTENCIA	UCS (Mpa)	>250 Mpa	>250 Mpa	>250 Mpa
	Calificación	15	15	15
Fracturas/m $\left(\frac{\#Frac}{1 m}\right) = I.F. = \left(\frac{1}{S_i}\right)$		12	9	1
$J_v = \sum_{i=1}^J \left(\frac{1}{S_i}\right)$		22		
RQD=115-3.3Jv	RQD (%)	42.40 %		
	Calificación	8		
ESPACIAMIENTO	(cm)	8 cm	11 cm	100 cm
	Calificación	8	8	15
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSIST. (m)	15 m	3 m	2 m
	Calificación	1	2	4
	ABERTURA (mm)	0.00 mm	3.00 mm	0.00 mm
	Calificación	6	1	6
	RUGOSIDAD (N°)	3 lig. rugoso	3 lig. rugoso	3 lig. rugoso
	Calificación	3	3	3
	RELLENO (N°)	1 ninguna	4 RB<5mm	1 ninguna
	Calificación	6	1	6
PRESENCIA DE AGUA	ALTERACIÓN (N°)	2 ligeram.	2 ligeram.	2 ligeram.
	Calificación	5	5	5
PRESENCIA DE AGUA	Estado	3 (mojado)	3 (mojado)	3 (mojado)
	Calificación	7	7	7
<b>RMR BASICO</b>		<b>59</b>	<b>50</b>	<b>69</b>
AJUSTE POR ORIENTACIÓN (N°)		0° - 20 °	0° - 20 °	0° - 20 °
Calificación		-5	-5	-5
<b>RMR CORREGIDO</b>		<b>54</b>	<b>45</b>	<b>64</b>
<b>RMR+10 (voladura pesada)</b>		<b>64</b>	<b>55</b>	<b>74</b>
CLASE		II	III	II
DESCRIPCIÓN DEL MACIZO		BUENA	REGULAR	BUENA
RMR por ESTACIÓN G.		64		
DESCRIPCIÓN		BUENA		
TIPO		II		

Fuente: Elaboración propia. RB= relleno blando.

#### 4.1.9. Interrelación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton.

En esta etapa convertimos los valores obtenidos del índice de clasificación RMR de Bieniawski a valores del índice de clasificación Q de Barton, en la Tabla 46 tenemos los resultados de interrelación RMR y Q en base a las Ecuaciones 15 hasta la Ecuación 19.

Se hizo el uso de la interrelación de Rutledge y Preston (1978) ya que proporciona el mayor coeficiente de correlación de 0,81 entre todas las interrelaciones presentadas. Se obtiene así los valores del índice de Barton para cada estación geomecánica en la Tabla 47.

Tabla 46. Resultados interrelación RMR y Q.

Interrelación RMR y Q	N° estación	1	2	3	4	5	6
	Valor RMR	53	61	58	69	57	63
Bieniawski (1976)	Q	2.72	6.61	4.74	16.08	4.24	8.26
Rutledge y Preston (1978)	Q	5.45	21.13	12.71	82.00	10.73	29.66
Moreno (1980)	Q	0.67	2.93	1.68	12.88	1.40	4.24
Cameron-Clarke y Budavari (1981)	Q	0.21	1.04	0.57	5.16	0.47	1.55
Abad et al. (1984)	Q	2.91	6.22	4.68	13.34	4.25	7.53

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 47. Valores del índice Q de Barton.

N° estación	Q	Calidad del macizo rocoso
1	5.4	Regular
2	21.1	Buena
3	12.7	Buena
4	82.0	Muy buena
5	10.7	Buena
6	29.7	Buena

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.2. Tipo de sostenimiento de la galería

**4.2.1. Determinación de la dimensión equivalente.**

Para la determinación de la dimensión equivalente (De) usamos la Ecuación 10 y la Ecuación 11, es así que tenemos los resultados en la Tabla 48, donde se denota que la Ecuación 11 es muy conservador por ello solo se usó la Ecuación 10. La Ecuación 10 es  $D_e = 2.0(Q^{0.4})$ , metros y se aplicó para cada correlación presentado en la Tabla 46.

Tabla 48. Dimensión equivalente.

N° estación geomecánica	1	2	3	4	5	6
Q	5.4	21.1	12.7	82.0	10.7	29.7
De - Bieniawski (1976)	3.0	4.5	3.9	7.3	3.7	4.9
De - Rutledge y Preston (1978)	3.9	7.3	5.9	15.3	5.5	8.3
De - Moreno (1980)	1.7	3.3	2.7	7.5	2.5	3.8
De - Cameron-Clarke y Budavari (1981)	1.1	2.2	1.7	5.3	1.6	2.6
De - Abad et al. (1984)	3.1	4.3	3.9	6.6	3.7	4.7
(Abaco de Barton) $D_e = \frac{span}{ESR} = \frac{3 m}{1.6}$	1.9	1.9	1.9	1.9	1.9	1.9

Fuente: Elaboración propia.

**4.2.2. Determinación del tipo de sostenimiento.**

Para determinar el tipo de sostenimiento requerido en base al índice Q tenemos el grafico de Grimstad y Barton (1993). Para hacer el uso del gráfico de Grimstad y Barton (Figura 10) se necesita la dimensión equivalente (De) y el valor del índice Q de Barton los cuales se presentaron en las Tablas 47 y 48.

Se consideró la correlación de Rutledge y Preston (1978) por tener mayor correlación con las demás. Se toma en cuenta el valor Q y De de Rutledge y Preston (1978), es así que montamos los datos en el gráfico y obtenemos los siguientes resultados:



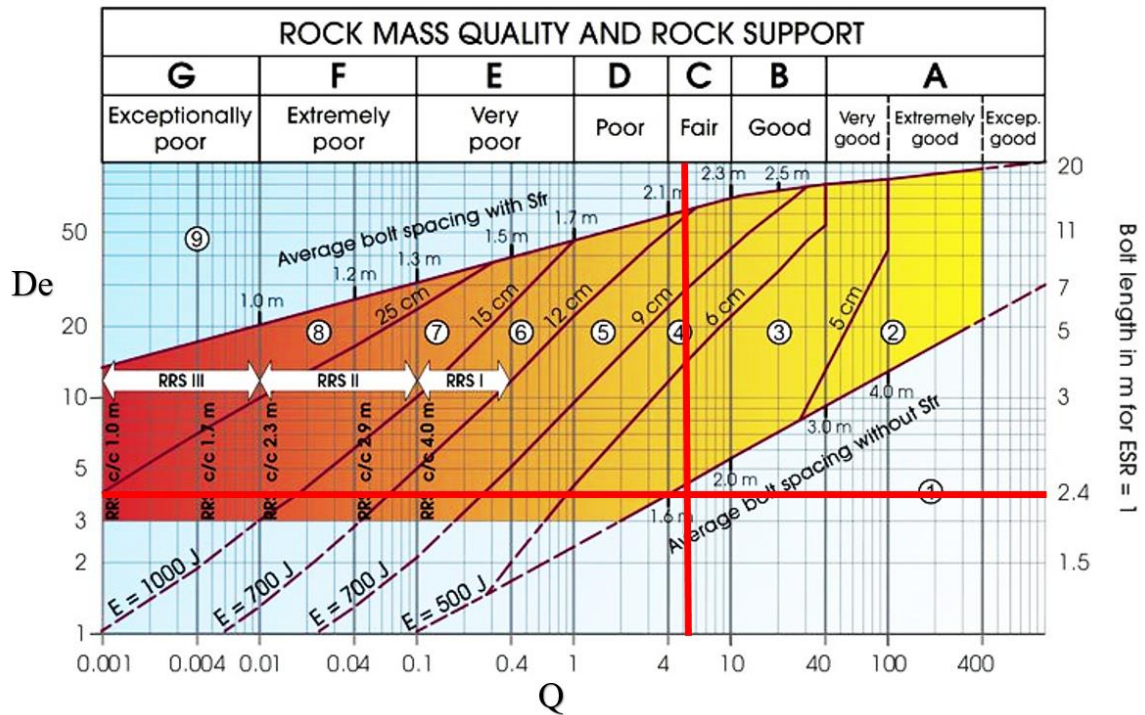


Figura 19. Tipo de sostenimiento, Estación N° 1.

Valor del sistema  $Q = 5.4$ ,  $De = 3.9$  Tipo de sostenimiento = empernado puntual. Fuente: Elaboración propia.

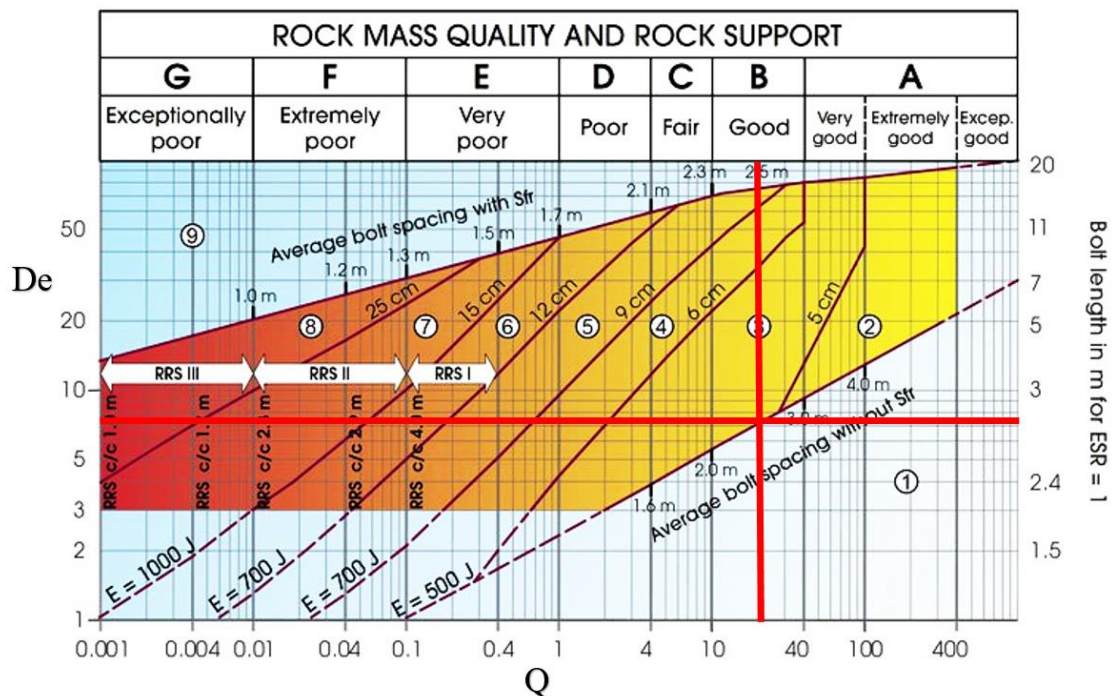


Figura 20. Tipo de sostenimiento, Estación N° 2.

Valor del sistema  $Q = 21.1$ ,  $De = 7.3$  Tipo de sostenimiento = empernado sistemático con espaciamento de 2.6 m de espaciamento en la galería. Fuente: Elaboración propia.

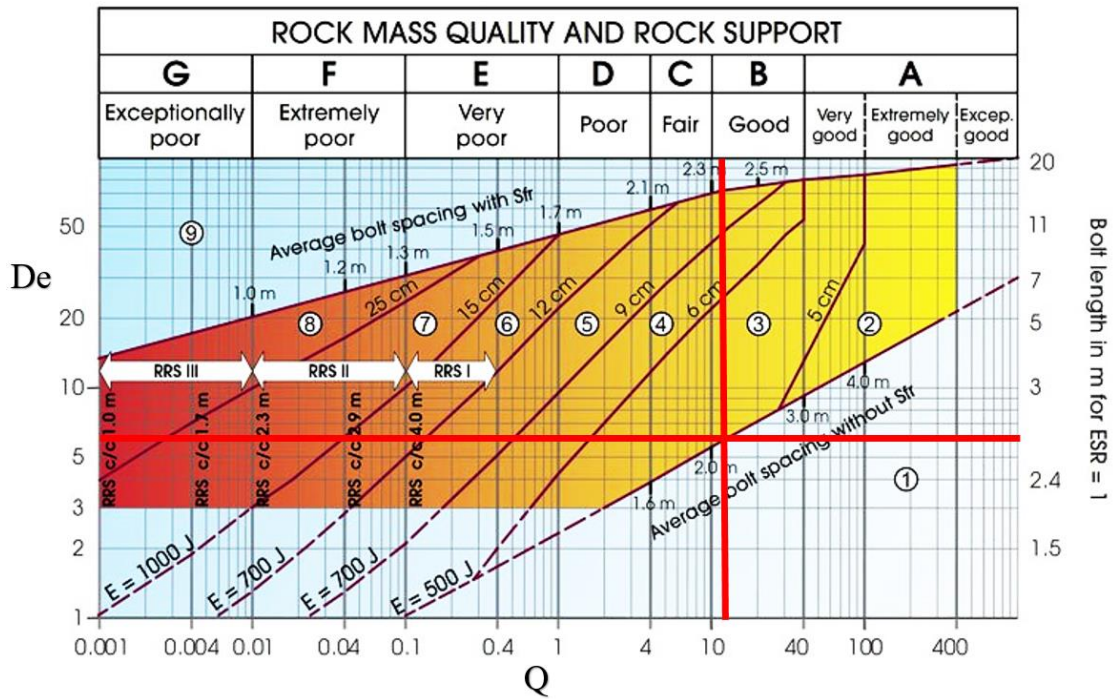


Figura 21. Tipo de sostenimiento, Estación N° 3.

Valor del sistema  $Q = 12.7$ ,  $De = 5.9$  Tipo de sostenimiento = empernado sistemático con espaciamento de 2.2 m de espaciamento en la galería. Fuente: Elaboración propia.

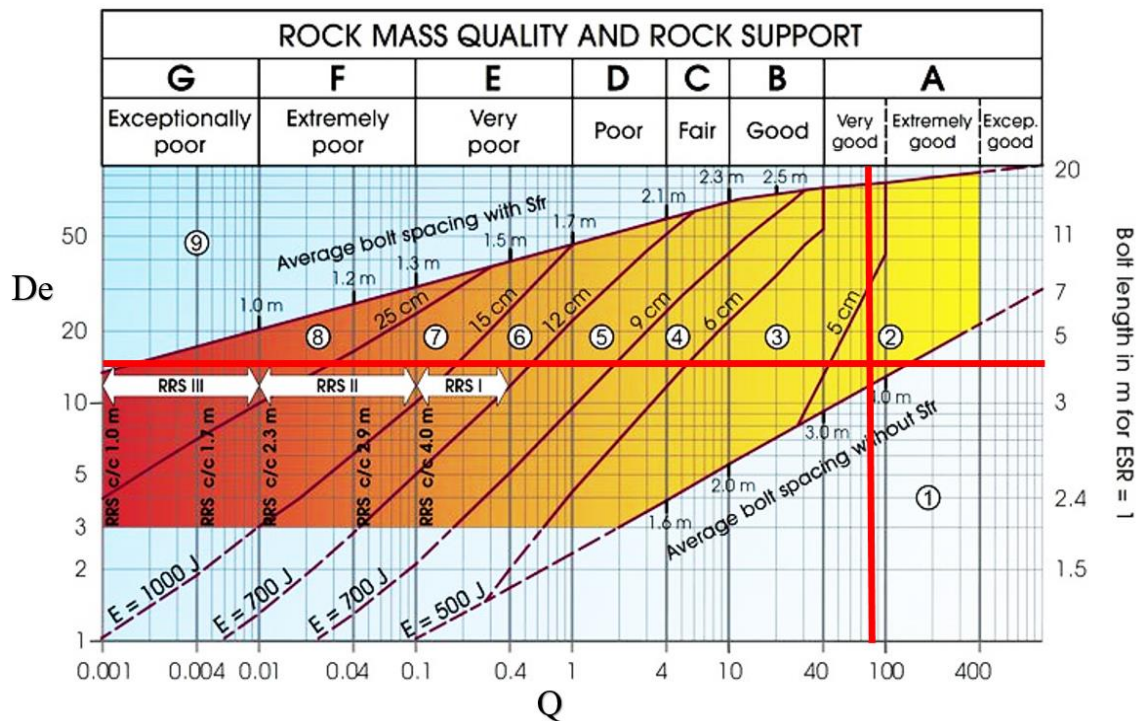


Figura 22. Tipo de sostenimiento, Estación N° 4.

Valor del sistema  $Q = 82$ ,  $De = 15.3$  Tipo de sostenimiento = empernado puntual.

Fuente: Elaboración propia.

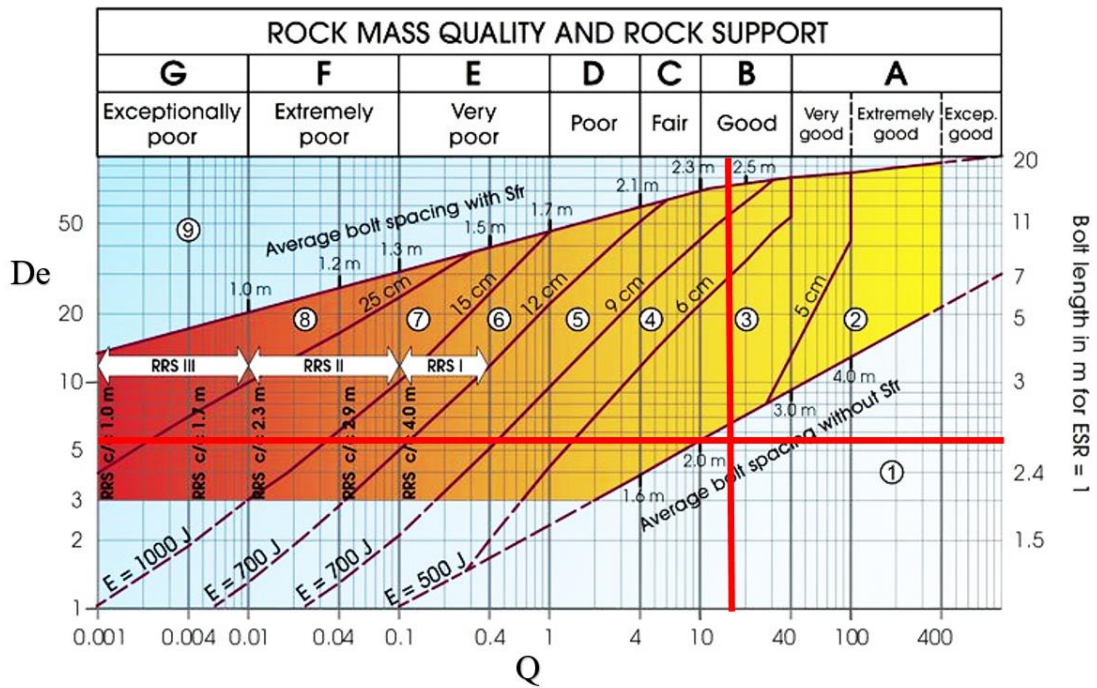


Figura 23. Tipo de sostenimiento, Estación N° 5.

Valor del sistema  $Q = 10.7$ ,  $De = 5.5$  Tipo de sostenimiento = empernado puntual. Fuente: Elaboración propia.

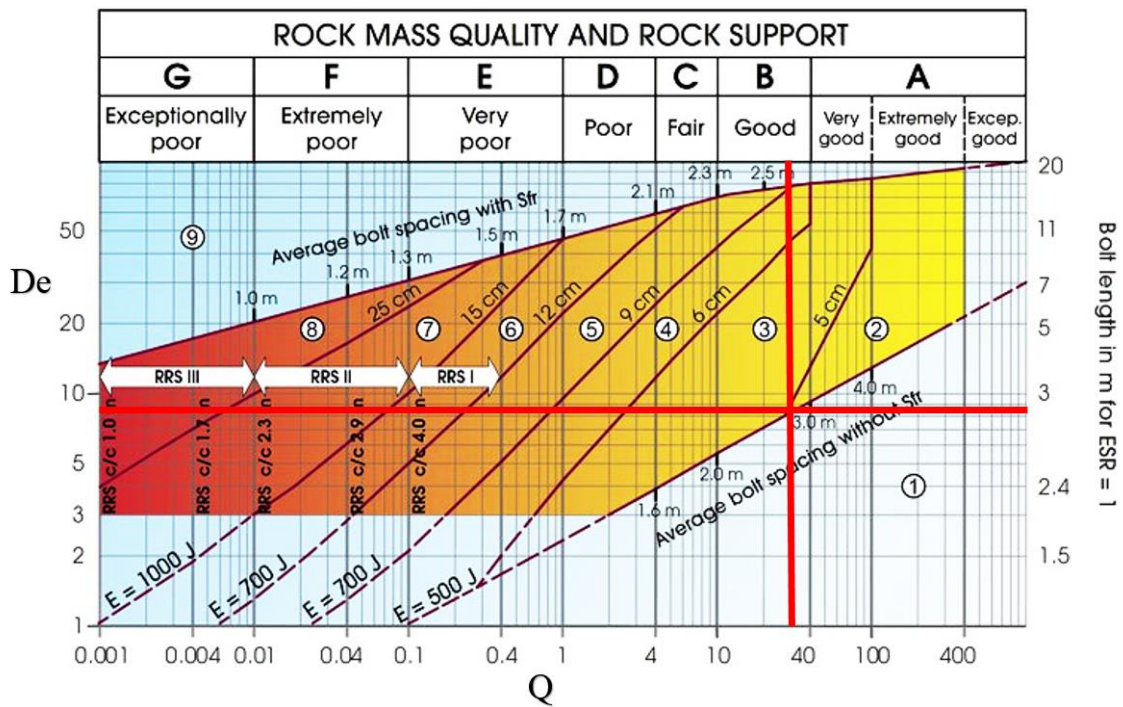


Figura 24. Tipo de sostenimiento, Estación N° 6.

Valor del sistema  $Q = 29.7$ ,  $De = 8.3$  Tipo de sostenimiento = empernado sistemático con espaciamento de 2.8 m de espaciamento en la galería. Fuente: Elaboración propia.

De las Figuras 19 a la 24 podemos ver que nos recomienda el tipo de sostenimiento en base al gráfico de Grimstad y Barton, el tipo de sostenimiento recomendado se presenta en la Tabla 49.

Tabla 49. Tipo de sostenimiento en base al índice Q de Barton

N° estación geomecánica	Valor Q	Calidad de macizo rocoso	Tipo de sostenimiento
1	5.4	Regular	empernado puntual
2	21.1	Buena	empernado sistemático con 2.6 m de espaciamiento
3	12.7	Buena	empernado sistemático con 2.2 m de espaciamiento
4	82.0	Muy buena	empernado puntual
5	10.7	Buena	empernado puntual
6	29.7	Buena	empernado sistemático con 2.8 m de espaciamiento

Fuente: Elaboración propia

Asimismo, tenemos el tipo de sostenimiento en base al índice RMR de Bieniawski según la guía para la excavación y sostenimiento de túneles de roca de acuerdo al sistema RMR (Tabla 18), el tipo de sostenimiento se presenta en la Tabla 50.

Se puede apreciar claramente que en las recomendaciones del tipo de sostenimiento en base al índice RMR de Bieniawski (Tabla 50) son muy conservadoras con respecto a las recomendaciones del índice Q de Barton (Tabla 49), ya que al tener un macizo rocoso de calidad buena y regular el índice RMR de Bieniawski sugiere la aplicación de shotcrete convencional y el índice Q de Barton no hace lo mismo, tener en cuenta que el índice Q es más confiable para túneles con macizo rocoso de calidad pobre, por ello y por cuestiones de costos se optó por elegir las recomendaciones de Q de Barton.

La galería en estudio es de acceso principal y por ello se consideró al tipo de sostenimiento de pernos puntuales como emperrado sistemático, asimismo se consideró el reglamento de seguridad y salud ocupacional D.C. 023-2017 Art. 213 aplicando el principio de labor avanzada, labor sostenida.

Tabla 50. Tipo de sostenimiento en base al RMR de Bieniawski.

N° Estación geomecánica	Valor RMR	Calidad de macizo rocoso	Tipo de sostenimiento según RMR de Bieniawski
1	53	Regular	Pernos sistemáticos con 4 m de longitud, espaciado 1.5-2m en la corona y paredes, con malla de alambre en la corona. Shotcrete convencional de 50-100mm en la corona y 30mm en los lados.
2	61	Buena	Colocado en la zona, pernos en la corona con 3 m de longitud, espaciados a 2.5m, con malla de alambre ocasional. Shotcrete convencional de 50 mm en la corona donde sea requerido.
3	58	Regular	Pernos sistemáticos con 4 m de longitud, espaciado 1.5-2m en la corona y paredes, con malla de alambre en la corona. Shotcrete convencional de 50-100mm en la corona y 30mm en los lados.
4	69	Buena	Colocado en la zona, pernos en la corona con 3 m de longitud, espaciados a 2.5m, con malla de alambre ocasional. Shotcrete convencional de 50 mm en la corona donde sea requerido.
5	57	Regular	Pernos sistemáticos con 4 m de longitud, espaciado 1.5-2m en la corona y paredes, con malla de alambre en la corona. Shotcrete convencional de 50-100mm en la corona y 30mm en los lados.
6	63	Buena	Colocado en la zona, pernos en la corona con 3 m de longitud, espaciados a 2.5m, con malla de alambre ocasional. Shotcrete convencional de 50 mm en la corona donde sea requerido.

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.2.3. Diseño de sostenimiento.

Para el diseño se tomó en cuenta lo que indica Oyanguren y Monge (2004) en las fuerzas insitu tienen mayor significancia las gravitacionales es así que menciona la tensión vertical es una de las principales o casi verticales, observándose que, si no es en la dirección vertical exactamente, al menos sí en su entorno ( $30^\circ$ ), se encuentra una de las tensiones principales (Amadei y Stephanson, 1997). Por ello se tomará en cuenta solamente las tensiones verticales al momento de realizar el diseño.

Las principales características de los planos de estratificación son su geometría planar y su alta persistencia, las cuales hacen que estos planos constituyan debilidades de la masa rocosa. Cuando los estratos tienen bajo buzamiento ( $< 20^\circ$ ), generalmente el techo y piso de los tajeos concuerdan con los estratos y los métodos de minado que se utilizan involucran el ingreso del personal dentro del vacío minado, por lo que es importante asegurar la estabilidad de la excavación, principalmente del techo de la labor. Los problemas que pueden generarse en estos casos, tienen relación con la separación o despegue de los bloques tabulares del techo inmediato y su cargado y deflexión (pandeo) hacia el vacío minado por efecto de la gravedad (Figura 25). La galería en estudio presenta estas condiciones y es por ello que se hace el diseño para el techo de la misma.



Figura 25: Separación o despegue de los estratos sub horizontales, flexión y caída hacia el vacío minado.

### Cálculo de la carga de roca en base al índice Q de Barton.

Primeramente obtenemos el número de rugosidad de discontinuidad  $J_r$ , en base a la Tabla 21 que es el número de rugosidad de discontinuidad ( $J_r$ ) y la Tabla 35 que es la rugosidad de las discontinuidades de la galería en estudio, obtenemos así la Tabla 51.

Tabla 51. Número de rugosidad de discontinuidad  $J_r$  para cada estación geomecánica.

N° Estación	$J_r$
1	1.5
2	1.0
3	1.5
4	1.5
5	1.5
6	1.5

Fuente: Elaboración propia

Para determinar las presiones máximas de sostenimiento para el techo de la galería se usó la Ecuación 20. donde se obtuvo los resultados en la Tabla 52.  $P_v$  es la presión vertical, una tonelada métrica es  $TM = t/m^2$ .

Primera estación geomecánica:

$$Q = 5.4$$

$$J_r = 1.5$$

$$p_v = (0.2/J_r)Q^{-1/3} = (0.2/1.5)5.4^{-1/3}$$

$$p_v = 0.076 \text{ MPa}$$

$$\text{Para } 1 \text{ m cuadrado } p_v = 7.7 \text{ TM}$$

Segunda estación geomecánica:

$$Q = 21.1$$

$$J_r = 1.0$$

$$p_v = (0.2/J_r)Q^{-1/3} = (0.2/1.0)21.1^{-1/3}$$

$$p_v = 0.072 \text{ MPa}$$

$$\text{Para 1 m cuadrado } p_v = 7.4 \text{ TM}$$

Tercera estación geomecánica:

$$Q = 12.7$$

$$J_r = 1.5$$

$$p_v = (0.2/J_r)Q^{-1/3} = (0.2/1.5)12.7^{-1/3}$$

$$p_v = 0.057 \text{ MPa}$$

$$\text{Para 1 m cuadrado } p_v = 5.8 \text{ TM}$$

Cuarta estación geomecánica:

$$Q = 82$$

$$J_r = 1.5$$

$$p_v = (0.2/J_r)Q^{-1/3} = (0.2/1.5)82^{-1/3}$$

$$p_v = 0.031 \text{ MPa}$$

$$\text{Para 1 m cuadrado } p_v = 3.1 \text{ TM}$$

Quinta estación geomecánica:

$$Q = 10.7$$

$$J_r = 1.5$$

$$p_v = (0.2/J_r)Q^{-1/3} = (0.2/1.5)10.7^{-1/3}$$

$$p_v = 0.061 \text{ MPa}$$

$$\text{Para 1 m cuadrado } p_v = 6.2 \text{ TM}$$

Sexta estación geomecánica:

$$Q = 29.7$$

$$J_r = 1.5$$

$$p_v = (0.2/J_r)Q^{-1/3} = (0.2/1.5)29.7^{-1/3}$$

$$p_v = 0.043 \text{ MPa}$$

$$\text{Para 1 m cuadrado } p_v = 4.4 \text{ TM}$$



Tabla 52. Presiones verticales en la galería en base al Q de Barton.

N° Estación	Q	Jr	Pv (Mpa)	Pv (TM)
1	5.4	1.5	0.076	7.7
2	21.1	1	0.072	7.4
3	12.7	1.5	0.057	5.8
4	82	1.5	0.031	3.1
5	10.7	1.5	0.061	6.2
6	29.7	1.5	0.043	4.4

Fuente: Elaboración propia.

### Cálculo de la carga de roca en base al RMR de Bieniawski.

Otra manera viene a ser mediante el RMR mediante la Ecuación 22, donde B = ancho de galería (m), D = densidad seca ( $t/m^3$ ), se asumió densidad seca como  $2.7 t/m^3$ .

Es así que se hizo el cálculo de la carga de roca a sostener y se resumen los resultados para cada estación geomecánica en la Tabla 53.

Primera estación geomecánica:

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = B \times D (1.7 - 0.037RMR + 0.0002RMR^2)$$

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = 3\ m \times 2.7\ \frac{t}{m^3} (1.7 - 0.037(53) + 0.0002(53)^2)$$

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = 3\ m \times 2.7\ \frac{t}{m^3} (0.3008)$$

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = 2.4\ TM$$

Segunda estación geomecánica:

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = B \times D (1.7 - 0.037RMR + 0.0002RMR^2)$$

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = 3\ m \times 2.7\ \frac{t}{m^3} (1.7 - 0.037(61) + 0.0002(61)^2)$$

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = 3\ m \times 2.7\ \frac{t}{m^3} (0.1872)$$

$$Carga\ de\ roca\ (t/m^2) = 1.5\ TM$$

Tercera estación geomecánica:

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = B \times D (1.7 - 0.037RMR + 0.0002RMR^2)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 3 \text{ m} \times 2.7 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} (1.7 - 0.037(58) + 0.0002(58)^2)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 3 \text{ m} \times 2.7 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} (0.2268)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 1.8 \text{ TM}$$

Cuarta estación geomecánica:

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = B \times D (1.7 - 0.037RMR + 0.0002RMR^2)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 3 \text{ m} \times 2.7 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} (1.7 - 0.037(69) + 0.0002(69)^2)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 3 \text{ m} \times 2.7 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} (0.0992)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 0.8 \text{ TM}$$

Quinta estación geomecánica:

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = B \times D (1.7 - 0.037RMR + 0.0002RMR^2)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 3 \text{ m} \times 2.7 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} (1.7 - 0.037(57) + 0.0002(57)^2)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 3 \text{ m} \times 2.7 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} (0.2408)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 2.0 \text{ TM}$$

Sexta estación geomecánica:

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = B \times D (1.7 - 0.037RMR + 0.0002RMR^2)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 3 \text{ m} \times 2.7 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} (1.7 - 0.037(63) + 0.0002(63)^2)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 3 \text{ m} \times 2.7 \frac{\text{t}}{\text{m}^3} (0.1628)$$

$$\text{Carga de roca (t/m}^2\text{)} = 1.3 \text{ TM}$$

Podemos notar que la Tabla 52 presiones verticales en la galería en base Q de Barton presenta valores más altos en la carga de roca que la Tabla 53 carga de roca en base al RMR de Bieniawski, se tomaron los valores de la Tabla 52, por un criterio de considerar la peor condición.

Tabla 53. Carga de roca en base al RMR de Bieniawski

N° estación	Valor RMR	Carga de roca (TM)
1	53	2.4
2	61	1.5
3	58	1.8
4	69	0.8
5	57	2.0
6	63	1.3

Fuente: Elaboración propia.

### Tipo de Perno de anclaje.

El sostenimiento requerido según el índice Q de Barton es la aplicación de pernos de forma sistemática. En la Tabla 37 se aprecia la presencia de agua en todas las estaciones geomecánicas. En el Anexo L se tiene los diferentes tipos de pernos usados en Perú presentado por la Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía (2004) según las características de la zona evaluada la presencia de agua nos llevaría a escoger el perno Helicoidal con resina por su protección de la resina a la corrosión del perno en presencia de agua. También se toma como referencia el artículo de Paredez Giraldo (2011), donde hace una comparación de la capacidad de anclaje, tiempo de instalación, tiempo de actuación y costos de los pernos de roca más utilizados en el Perú, donde se estudiaron diferentes pernos como Split Set, Barras Helicoidales, Hydrabolt y Swellex, que de las 51 pruebas realizadas entre los diferentes pernos concluye que el perno Hydrabolt es el mejor en costo, capacidad, tiempo de instalación y tiempo de actuación. Por cuestiones de costos en donde “el perno de más bajo costo por  $m^2$  sostenido, es el Hydrabolt ( $10,95 \$/m^2$ ) y el de más alto costo es la Barra Helicoidal instalado con cartuchos de resina ( $50,67 \$/m^2$ ), de acuerdo a las condiciones y realidades encontradas en la mina Reliquias.” (Paredez Giraldo, 2011, p. 13) es que se opta por el perno Hydrabolt, en la cual sus últimas versiones vienen de acero inoxidable y/o galvanizadas, con lo que no afectaría la presencia de agua en el macizo rocoso. Se asume que el perno Hydrabolt es galvanizado. La desventaja de optar por el perno Hydrabolt es que solo vienen en medidas estándares y en Perú se tiene de 5 pies y 10 pies,

por esta razón es que se optó el perno Hydrabolt de 5 pies de longitud cuya capacidad es de 16 toneladas.

$$\text{Capacidad del perno Hydrabolt} = 16 t$$

### **Factor de Seguridad.**

Para garantizar el sostenimiento necesitamos una evaluación de presiones verticales, se hizo la evaluación en base a un factor de seguridad el cual se mencionó en la base teórica que debe ser de un valor de 1.5 a 2.0 para una excavación permanente, la galería Gavilán de Oro por ser un acceso principal es una excavación permanente y se optó considerar el valor de 2.0 como factor de seguridad.

$$\text{Factor de seguridad} = 2.0$$

### **Cálculo del número de pernos necesarios en el sostenimiento.**

Para hallar el número de pernos necesarios en cada estación geomecánica se desarrolló de siguiente manera:

Primera estación geomecánica:

$$\text{Ancho de la galería} = 3 m$$

$$\text{Alto de la galería} = 2 m$$

$$\text{Carga de roca en la galería (t/m}^2\text{)} = 7.7 t/m^2$$

$$\text{Factor de seguridad} = 2$$

$$\text{Capacidad de sostenimiento requerido} = \text{carga de roca} \times \text{Factor de seguridad}$$

$$\text{Capacidad de sostenimiento requerido} = 7.7 t/m^2 \times 2 = 15.4 t/m^2 \text{ o más.}$$

$$\text{Capacidad del perno Hydrabolt} = 16 t$$

$$\text{Capacidad de sostenimiento requerido para 1 m de avance} = \frac{\text{Capacidad de sostenimiento requerido}}{\text{Area a sostener}}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{aligned} = 15.4 \text{ t/m}^2 \times (3 \text{ m} \times 1 \text{ m})$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{aligned} = 46.2 \text{ t}$$

$$\begin{aligned} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} \end{aligned} = \frac{\text{Capacidad de sostenimiento requerido para 1 m de avance}}{\text{Capacidad de perno}}$$

$$\begin{aligned} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} \end{aligned} = \frac{46.2 \text{ t}}{16 \text{ t}} = 2.88 \approx 3 \frac{\text{pernos}}{\text{fila}}$$

Segunda estación geomecánica:

$$\text{Ancho de la galería} = 3 \text{ m}$$

$$\text{Alto de la galería} = 2 \text{ m}$$

$$\text{Carga de roca en la galería (t/m}^2\text{)} = 7.4 \text{ t/m}^2$$

$$\text{Factor de seguridad} = 2$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} \end{aligned} = \text{carga de roca} \times \text{Factor de seguridad}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} \end{aligned} = 7.4 \text{ t/m}^2 \times 2 = 14.8 \text{ t/m}^2 \text{ o más.}$$

$$\text{Capacidad del perno Hydrabolt} = 16 \text{ t}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{aligned} = \frac{\text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido}}{\text{Area a sostener}}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{aligned} = 14.8 \text{ t/m}^2 \times (3 \text{ m} \times 1 \text{ m})$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{aligned} = 44.4 \text{ t}$$

$$\begin{aligned} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} \end{aligned} = \frac{\text{Capacidad de sostenimiento requerido para 1 m de avance}}{\text{Capacidad de perno}}$$

$$\begin{aligned} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} \end{aligned} = \frac{44.4 \text{ t}}{16 \text{ t}} = 2.77 \approx 3 \frac{\text{pernos}}{\text{fila}}$$

Tercera estación geomecánica:

$$\text{Ancho de la galería} = 3 \text{ m}$$

$$\text{Alto de la galería} = 2 \text{ m}$$

$$\text{Carga de roca en la galería (t/m}^2\text{)} = 5.8 \text{ t/m}^2$$

$$\text{Factor de seguridad} = 2$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} \end{aligned} = \text{carga de roca} \times \text{Factor de seguridad}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} \end{aligned} = 5.8 \text{ t/m}^2 \times 2 = 11.6 \text{ t/m}^2 \text{ o más.}$$

$$\text{Capacidad del perno Hydrabolt} = 16 \text{ t}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{aligned} = \begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} \end{aligned} \times \text{Area a sostener}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{aligned} = 11.6 \text{ t/m}^2 \times (3 \text{ m} \times 1 \text{ m})$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} &= 34.8 \text{ t} \\ \text{de avance} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} &= \frac{\text{Capacidad de sostenimiento requerido para 1 m de avance}}{\text{Capacidad de perno}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} &= \frac{34.8 \text{ t}}{16 \text{ t}} = 2.18 \approx 3 \frac{\text{pernos}}{\text{fila}} \end{aligned}$$

Cuarta estación geomecánica:

$$\text{Ancho de la galería} = 3 \text{ m}$$

$$\text{Alto de la galería} = 2 \text{ m}$$

$$\text{Carga de roca en la galería (t/m}^2\text{)} = 3.1 \text{ t/m}^2$$

$$\text{Factor de seguridad} = 2$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} &= \text{carga de roca} \times \text{Factor de seguridad} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} &= 3.1 \text{ t/m}^2 \times 2 = 6.2 \text{ t/m}^2 \text{ o más.} \end{aligned}$$

$$\text{Capacidad del perno Hydrabolt} = 16 \text{ t}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} &= \frac{\text{Capacidad de sostenimiento}}{\text{requerido}} \times \text{Area a sostener} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} &= 6.2 \text{ t/m}^2 \times (3 \text{ m} \times 1 \text{ m}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} &= 18.6 \text{ t} \\ \text{de avance} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} &= \frac{\text{Capacidad de sostenimiento requerido para 1 m de avance}}{\text{Capacidad de perno}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} &= \frac{18.6 \text{ t}}{16 \text{ t}} = 1.16 \approx 2 \frac{\text{pernos}}{\text{fila}} \end{aligned}$$

Quinta estación geomecánica:

$$\text{Ancho de la galería} = 3 \text{ m}$$

$$\text{Alto de la galería} = 2 \text{ m}$$

$$\text{Carga de roca en la galería (t/m}^2\text{)} = 6.2 \text{ t/m}^2$$

$$\text{Factor de seguridad} = 2$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} &= \text{carga de roca} \times \text{Factor de seguridad} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} &= 6.2 \text{ t/m}^2 \times 2 = 12.4 \text{ t/m}^2 \text{ o más.} \end{aligned}$$

$$\text{Capacidad del perno Hydrabolt} = 16 \text{ t}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} &= \frac{\text{Capacidad de sostenimiento}}{\text{requerido}} \times \text{Area a sostener} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} &= 12.4 \text{ t/m}^2 \times (3 \text{ m} \times 1 \text{ m}) \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} &= 37.2 \text{ t} \end{aligned}$$



$$\begin{array}{l} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} \end{array} = \frac{\text{Capacidad de sostenimiento requerido para 1 m de avance}}{\text{Capacidad de perno}}$$

$$\begin{array}{l} \text{Número de pernos} \\ \text{requeridos} \\ \text{en una fila} \end{array} = \frac{37.2 \text{ t}}{16 \text{ t}} = 2.33 \approx 3 \frac{\text{pernos}}{\text{fila}}$$

Sexta estación geomecánica:

$$\text{Ancho de la galería} = 3 \text{ m}$$

$$\text{Alto de la galería} = 2 \text{ m}$$

$$\text{Carga de roca en la galería (t/m}^2\text{)} = 4.4 \text{ t/m}^2$$

$$\text{Factor de seguridad} = 2$$

$$\begin{array}{l} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} \end{array} = \text{carga de roca} \times \text{Factor de seguridad}$$

$$\begin{array}{l} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} \end{array} = 4.4 \text{ t/m}^2 \times 2 = 8.8 \text{ t/m}^2 \text{ o más.}$$

$$\text{Capacidad del perno Hydrabolt} = 16 \text{ t}$$

$$\begin{array}{l} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{array} = \begin{array}{l} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido} \end{array} \times \text{Area a sostener}$$

$$\begin{array}{l} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{array} = 8.8 \text{ t/m}^2 \times (3 \text{ m} \times 1 \text{ m})$$

$$\begin{array}{l} \text{Capacidad de sostenimiento} \\ \text{requerido para 1 m} \\ \text{de avance} \end{array} = 26.4 \text{ t}$$

$$\text{Número de pernos requeridos en una fila} = \frac{\text{Capacidad de sostenimiento requerido para 1 m de avance}}{\text{Capacidad de perno}}$$

$$\text{Número de pernos requeridos en una fila} = \frac{26.4 \text{ t}}{16 \text{ t}} = 1.65 \approx 2 \frac{\text{pernos}}{\text{fila}}$$

El perno del techo debe disponerse de manera que el primer perno del pilar esté a un espacio prudencial del hastial, la distancia entre filas es de 1 m. El resultado de los cálculos para el número de pernos se resume en la Tabla 54.

Tabla 54. Número de pernos por fila de avance.

Nº Estación	Pv (t/m <sup>2</sup> )	Nº pernos por fila	Nº pernos (valor entero)
1	7.7	2.88	3
2	7.4	2.77	3
3	5.8	2.18	3
4	3.1	1.16	2
5	6.2	2.33	3
6	4.4	1.65	2

Fuente: Elaboración propia.

Es así, que para las seis estaciones geomecánicas se hace diseño de sostenimiento con pernos Hydrabolt de manera sistemática, en el Anexo M se presenta el diseño de sostenimiento para las estaciones 1, 2, 3 y 5.

En el Anexo N se presenta el diseño de sostenimiento para las estaciones geomecánicas 4 y 6. Los diseños se realizaron en base a la Tabla 54 para cada estación geomecánica tal como indica la Tabla 55.

Tabla 55. Diseño de sostenimiento para cada estación geomecánica.

N°	N° pernos por fila en un metro de avance	Diseño
1	3	Lamina 1 (Anexo M)
2	3	Lamina 1 (Anexo M)
3	3	Lamina 1 (Anexo M)
4	2	Lamina 2 (Anexo N)
5	3	Lamina 1 (Anexo M)
6	2	Lamina 2 (Anexo N)

Fuente: Elaboración propia

#### 4.2.4. Costo de sostenimiento en la galería.

En base al Anexo G, extraemos las longitudes de cada tramo en la galería, sabemos que el costo de un Hydrabolt es 10,95 \$/m<sup>2</sup>, es así que obtenemos el número de pernos para las seis estaciones geomecánicas.

#### Cálculo del número de pernos por tramo

$$N^{\circ} \text{ pernos por tramo} = \frac{\text{pernos}}{1 \text{ metro de avance}} \times \text{longitud de tramo}$$

Primera estación geomecánica:

$$N^{\circ} \text{ pernos por tramo} = \frac{3 \text{ pernos}}{1 \text{ metro de avance}} \times 45 \text{ m} = 135 \text{ pernos}$$

Segunda estación geomecánica:

$$N^{\circ} \text{ pernos por tramo} = \frac{3 \text{ pernos}}{1 \text{ metro de avance}} \times 42 \text{ m} = 126 \text{ pernos}$$

Tercera estación geomecánica:

$$N^{\circ} \text{ pernos por tramo} = \frac{3 \text{ pernos}}{1 \text{ metro de avance}} \times 82 \text{ m} = 246 \text{ pernos}$$

Cuarta estación geomecánica:

$$N^{\circ} \text{ pernos por tramo} = \frac{2 \text{ pernos}}{1 \text{ metro de avance}} \times 84 \text{ m} = 252 \text{ pernos}$$

Quinta estación geomecánica:

$$N^{\circ} \text{ pernos por tramo} = \frac{3 \text{ pernos}}{1 \text{ metro de avance}} \times 36 \text{ m} = 108 \text{ pernos}$$

Sexta estación geomecánica:

$$N^{\circ} \text{ pernos por tramo} = \frac{2 \text{ pernos}}{1 \text{ metro de avance}} \times 34 \text{ m} = 102 \text{ pernos}$$

En la Tabla 56 se resume el número de pernos requeridos para cada tramo de la galería en base a las estaciones geomecánicas.

Tabla 56. Número de pernos requeridos por tramo de galería.

N° Estación	Longitud de tramo (m)	N° pernos por metro de avance	N° pernos por tramo
1	45	3	135
2	42	3	126
3	82	3	246
4	84	2	252
5	36	3	108
6	34	2	102

Fuente: Elaboración propia.

### Cálculo de costo de pernos por tramo

El cálculo de costo de sostenimiento para cada tramo de la galería se hizo de la siguiente manera:

Primera estación geomecánica:

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \text{Costo de perno} \times N^{\circ} \text{ pernos por tramo}$$

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \$ 10.95 \times 135 = \$ 1478.25$$

Segunda estación geomecánica:

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \text{Costo de perno} \times N^{\circ} \text{ pernos por tramo}$$

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \$ 10.95 \times 126 = \$ 1379.70$$

Tercera estación geomecánica:

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \text{Costo de perno} \times N^{\circ} \text{ pernos por tramo}$$

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \$ 10.95 \times 246 = \$ 2693.70$$

Cuarta estación geomecánica:

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \text{Costo de perno} \times N^{\circ} \text{ pernos por tramo}$$

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \$ 10.95 \times 252 = \$ 2759.40$$

Quinta estación geomecánica:

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \text{Costo de perno} \times N^{\circ} \text{ pernos por tramo}$$

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \$ 10.95 \times 108 = \$ 1182.60$$

Sexta estación geomecánica:

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \text{Costo de perno} \times N^{\circ} \text{ pernos por tramo}$$

$$\text{Costo de pernos por tramo} = \$ 10.95 \times 102 = \$ 1116.90$$

Se obtiene los costos de pernos por tramos de la galería en la Tabla 57, se presenta el cálculo de costos para perno Hydrabolt y para perno Helicoidal con resina y su diferencia en costos y costos totales. Se requiere un total de \$ 10610.55 para los pernos Hydrabolt en toda la galería y un total de \$ 49099.23 para pernos Helicoidales con resina, siendo una diferencia de \$ 38488.68 que nos ahorramos al escoger el perno Hydrabolt en vez del perno Helicoidal con resina para la galería en estudio.

Tabla 57. Costos en pernos para los diferentes tramos de la galería.

N° Estación	N° pernos por tramo (m)	Costo del perno Hydrabolt (\$)	Costo del perno helicoidal con resina (\$)	Costo de pernos Hydrabolt en galería	Costo de pernos helicoidal con resina en galería	Diferencia entre costo de pernos en la galería (Helicoidal con resina – Hydrabolt)
1	135	10.95	50.67	\$ 1478.25	\$ 6840.45	\$ 5362.20
2	126	10.95	50.67	\$ 1379.70	\$ 6384.42	\$ 5004.72
3	246	10.95	50.67	\$ 2693.70	\$ 12464.82	\$ 9771.12
4	252	10.95	50.67	\$ 2759.40	\$ 12768.84	\$ 10009.44
5	108	10.95	50.67	\$ 1182.60	\$ 5472.36	\$ 4289.76
6	102	10.95	50.67	\$ 1116.90	\$ 5168.34	\$ 4051.44
<b>TOTAL</b>	<b>969</b>	<b>10.95</b>	<b>50.67</b>	<b>\$ 10610.55</b>	<b>\$ 49099.23</b>	<b>\$ 38488.68</b>

Fuente: Elaboración propia.

### 4.3. Discusión

- Las características geomecánicas del macizo rocoso presentes en la galería, sí están controladas por las características estructurales y de las discontinuidades, dentro de estas últimas las condicionantes fueron: la orientación de las discontinuidades, el espaciado, la persistencia, la rugosidad de las discontinuidades, la apertura, el relleno, meteorización, alteración y la presencia de agua. La aplicación de las metodologías propuestas para este tipo de análisis cumple con los objetivos de la investigación y resultados que se aproximan a la realidad de la zona de estudio.
- La caracterización geomecánica del macizo rocoso es esencial para la determinación del tipo de sostenimiento de la galería Gavilan de Oro, tal cual se demuestra con la presente investigación. Se tomaron datos de la caracterización geomecánica, las proyecciones estereográficas más influyentes, condiciones de discontinuidades, entre otros, para la determinación del tipo de sostenimiento según Bieniawski y Barton. Se obtuvo un factor de seguridad mínimo de 2.0 para las diferentes estaciones geomecánicas; que indica que no habrá problemas de sostenimiento si se cumple con los parámetros de sostenimiento establecidos para cada sector. Al realizar el diseño de sostenimiento se determinó que la variación de la calidad de macizo rocoso en cada sector hace que varíen los diseños de sostenimiento, en las seis estaciones se mantienen los factores de seguridad.

## V. CONCLUSIONES

- La caracterización geomecánica del macizo rocoso de la zona de estudio, mediante la clasificación geomecánica RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton determinaron el tipo de sostenimiento en la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.
- La caracterización geomecánicas del macizo rocoso de la galería Gavilán de Oro está controlado por las características estructurales y de las discontinuidades, dentro de estas últimas las condicionantes fueron: la orientación de las discontinuidades, el espaciado, la persistencia, la rugosidad de las discontinuidades, la apertura, el relleno, meteorización, alteración y la presencia de agua; las clasificaciones RMR de Bieniawski y Q de Barton dependen de estas características estructurales; se hizo un mapeo por estaciones geomecánicas donde se determinaron (06) seis estaciones geomecánicas, se determinó que la galería presenta tres familias de discontinuidades siendo el buzamiento y dirección de buzamiento de 9/239, 76/84, 60/14 para las familias 1, 2 y 3 respectivamente, la calidad del macizo rocoso para las estaciones geomecánicas 1, 2, 3, 4, 5 y 6 tienen un valor RMR de Bieniawski de 53 (regular), 61 (buena), 58 (regular), 69 (buena), 57 (regular) y 63 (buena) respectivamente, y de igual forma un valor de índice Q de Barton de 5.4 (regular), 21.1 (buena), 12.7 (buena), 82.0 (muy buena), 10.7 (buena) y 29.7 (buena) para cada estación geomecánica respectivamente.
- El tipo de sostenimiento requerido para la galería Gavilán de Oro fue determinado por la caracterización geomecánica, mediante la clasificación Q de Barton, usando el gráfico de Grimstad y Barton (1993) donde se recomendó el colocado de pernos de manera sistemática con espaciados de 1.7, 2.4, 2.2, 3.6, 2.2, 2.6 metros para las estaciones geomecánicas 1, 2, 3, 4, 5 y 6 respectivamente; la presencia de agua se aprecia en las seis estaciones geomecánicas y por ello se sugirió el perno helicoidal con resina pero por cuestiones de costos se optó por el perno Hydrabolt galvanizado de 5 pies cuya capacidad de sostenimiento es de  $16 t/m^2$ , se consideró un factor de seguridad de 2.0 para el diseño del sostenimiento, se realizaron dos diseños de sostenimiento (Anexo M y N) para los seis tramos de la galería según la estación geomecánica, el primer diseño tiene un espaciado de 1 m entre pernos y consta de 3 pernos por fila en cada metro de avance, diseño que aplica para los tramos de las estaciones geomecánicas 1, 2, 3 y 5, en el segundo diseño se tiene un espaciado de 1.5 entre pernos y consta de 2 pernos por fila en cada



metro de avance, diseño que aplica para los tramos de las estaciones 4 y 6; el costo de un perno Hydrabolt es de \$ 10.95 mientras que el costo de un perno Helicoidal con resina es de \$ 50.67 y se requiere un total de 969 pernos para la galería en estudio, el costo total de pernos Hydrabolt para los seis tramos es de \$ 10610.55 mientras que el costo total de pernos Helicoidal con resina es de \$ 49099.23 reduciendo el costo en \$ 38488.68 al optar por el perno Hydrabolt.

## VI. RECOMENDACIONES

- Es posible disminuir la cantidad de elementos de sostenimiento, ya que obtuvieron valores de factores de seguridad superior a 1.5, lo que determinará un menor costo en el sostenimiento de la galería.
- Se recomienda hacer pruebas de arranque (pull test) después del colocado de los pernos en el macizo rocoso para comprobar la capacidad de carga de los pernos en la galería.
- Se recomienda usar más sistemas de clasificación, a parte del RMR de Bieniawski y Q de Barton, para tener un mayor rango de comparación, lo que lleva a tener mayor detalle y precisión en la clasificación de la roca y en el análisis del diseño de sostenimiento de las cuñas subterráneas en el túnel.

## VII. REFERENCIAS

- Amanqui Palli, Y. (2009). *Aplicaciones de geomecánica en la actividad minera*. Universidad Nacional del Altiplano, Perú.
- Andrade Haro, C. D. (2014). *Diseño de excavación para profundizar el “pique de hierro” ubicado en el área “ciruelo unificado” operado por la compañía Minesadco*. Universidad Central del Ecuador, Ecuador.
- Avinash, P., Murthy, V. M. S. R., & Singh, A. K. (2014). Rock Load Estimation in Development Galleries and Junctions for Underground Coal Mines: A CMRI-ISM Rock Mass Rating Approach, (2014), 4–9.
- Barton, N. (1988). Rock mass classification and tunnel reinforcement using the Q-system.
- Barton, N., R., L., & J., L. (1974). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Support.
- Bhawani, S., & R.K., G. (2011). *Engineering Rock Mass Classification*. (E. Inc., Ed.).
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*.
- Canchari Porto, E. E. (2015). *Aplicación de la geotécnica para la construcción del tunel de exploración Ollachea*. Universidad Nacional del Altiplano, Perú.
- Cartaya Pire, M. (2001). *Caracterización Geomecánica de Macizos Rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país*.
- Ccapa Huaccasi, E. (2016). *Influencia de las características geomecánicas de la estructura mineralizada en la recuperación de pilares en la mina San Vicente*. Universidad Nacional del Altiplano, Perú.
- Ccoa Quiro, E. (2015). *Geomecánica aplicada al minado subterráneo para la minimización de caída de rocas en el nivel morro pelado cooperativa minera lunar de oro - mdh ingenieros*. Universidad Nacional del Altiplano, Perú.
- Chura Lope, W. (2016). *Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca – Ollachea*.
- Day, R. a., & Gastel, B. (2008). *Cómo escribir y publicar trabajos científicos*. *Revista Cubana de Salud Pública* (Vol. 34). <https://doi.org/10.1590/S0864-34662008000300018>
- Fidias G., A. (2012). *El proyecto de investigación*. (Episteme, Ed.) (6ta Edición). Caracas.
- Gonzales de Vallejo, L. (2002). *Ingeniería geológica*. Madrid: Pearson Education.
- Goodman, R. E. (1989). *Introduction to rock mechanics* (Segunda Ed). California: John Wiley & Sons.

- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (1993). Support of Underground Excavations in Hard Rock, 225.
- ISRM. (1978). Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr.*,. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(79\)91476-1](https://doi.org/10.1016/0148-9062(79)91476-1)
- Jordá Bordehore, L., Tomás Jover, R., Arlandi Rodríguez, M., & Abellán Fernández, A. (2016). *Manual de estaciones geomecánicas Descripción de macizos rocosos en afloramientos*.
- 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, Perú.
- Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas, 269.
- Paredes Giraldo, E. M. (2011). Variabilidad de la capacidad de sostenimiento de un macizo rocoso Vs longitud de pernos de roca Variability of rock mass support vs lengths of rockbolts, (1).
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*.
- Rodríguez Cruzado, S. R. (2017). *Evaluación Geomecánica del túnel de la central hidroeléctrica Potrero - San Marcos - Cajamarca*.
- Sociedad Nacional de Minería Petroleo y Energía. (2004). *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*.
- Soto Vilca, A. C. (2016). *Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca – Ollachea*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Zorrilla Altuna, L. A. (2015). *La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica cerro del águila*.

## ANEXOS



Anexo A. Fotografía de la bocamina de la galería Gavilán de Oro.

Fuente: Fotografía propia.

TITULO: CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA GAVILÁN DE ORO DE LA UEA ANA MARÍA

PROBLEMA	OBJETIVOS	JUSTIFICACIÓN	HIPTESIS	VARIABLES	POBLACIÓN Y MUESTRA
GENERAL ¿Cuál es la caracterización geomecánica y cuál es el tipo de sostenimiento requerido de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María?	GENERAL Realizar una caracterización geomecánica y determinar el tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María?	Se propuso el presente proyecto de tesis por el desconocimiento de la calidad del macizo rocoso, el desconocimiento de un tipo de sostenimiento en base a la calidad del macizo rocoso y el desconocimiento de que tiempo se tiene para el colocado del sostenimiento, también llamado el tiempo de auto sostenimiento, para evitar de esta forma accidentes por caída de rocas, a las personas, equipos y procesos que se llevan a cabo a través de esta galería.	GENERAL Mediante la caracterización geomecánica se determina el tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María	INDEPENDIENTE Caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.	POBLACIÓN Macizo rocoso de la UEA Ana María.
ESPECÍFICOS ¿Cuál es la caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María?	ESPECÍFICOS Realizar una caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María	ESPECÍFICA La caracterización geomecánica del macizo rocoso de la galería, están controladas por las características estructurales, geométricas y de las discontinuidades del macizo rocoso como: la orientación de las discontinuidades, el espaciado, la persistencia, la rugosidad de las <b>discontinuidades</b> , la apertura, el relleno, meteorización, alteración y la presencia de agua de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.	DEPENDIENTE Tipo de sostenimiento de la galería gavilán de Oro de la UEA Ana María.	MUESTRA Macizo rocoso de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.	
¿Cuál es el tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María?	Determinar el tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María	El tipo de sostenimiento de la galería, está determinado por caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.			

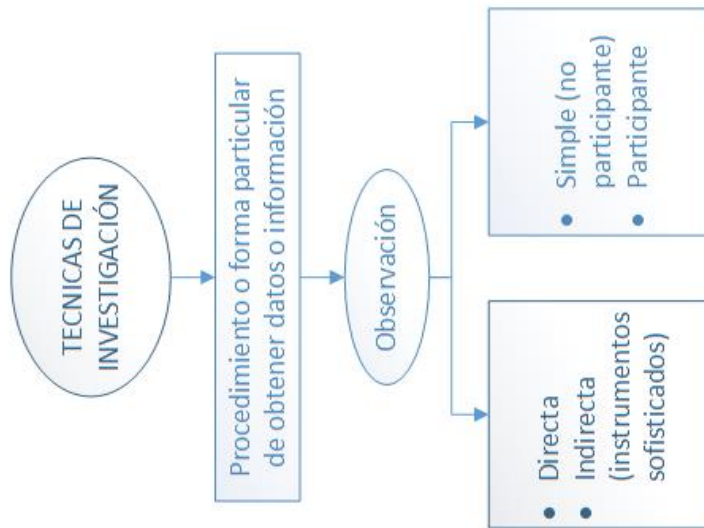
Anexo B. Matriz de consistencia.

Fuente: Elaboración propia.

Variable	Operacionalización	Categoría(s)	Dimensión(es)	Indicador(es)	Índice(s)	Instrumento(s)			
Variable independiente: Caracterización geomecánica de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.	Extracción de las características geomecánicas mediante el formato de mapeo geomecánico Anexo E.	<ul style="list-style-type: none"> <li>Índice RMR de Bieniawski</li> <li>Índice Q de Barton</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Orientación de las discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Número de familias</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Buzamiento y dirección de buzamiento</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Proyección estereográfica con el Software DIPS</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>Espaciado entre discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Valor de moda estadística del espaciado</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>cm</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Flexómetro</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>RQD</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Grado de fracturamiento</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>%</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Flexómetro</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>Persistencia de discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Valor de longitud promedio</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>m</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Flexómetro</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>Abertura de discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Valor de moda estadística en la abertura</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>mm</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Flexómetro</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>Relleno en las discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Presencia de relleno (duro o blando)</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>mm</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Picota</li> <li>Flexómetro</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>Rugosidad de las discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Grado de rugosidad</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Valor alfanumérico</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Perfiles JRC</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>Meteorización de discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Grado de meteorización</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Valor alfanumérico</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Tablas de descripción de la meteorización de macizo rocoso</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>Resistencia de las paredes de discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Resistencia de roca intacta</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>MPa</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Picota</li> <li>Tabla de índice manual de resistencia de la roca</li> </ul>			
			<ul style="list-style-type: none"> <li>Agua en las discontinuidades</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Presencia de agua</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Valor alfanumérico</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Escalas descriptivas</li> </ul>			
			Variable dependiente: Tipo de sostenimiento de la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María.	Obtención del tipo de sostenimiento y diseño mediante el gráfico de Grimstad y Barton	<ul style="list-style-type: none"> <li>Sostenimiento activo</li> <li>Sostenimiento pasivo</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Pernos de anclaje</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Dimensiones de labor pequeñas</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Cantidad</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ficha técnica</li> </ul>
						<ul style="list-style-type: none"> <li>Cables de anclaje</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Dimensiones de labor grandes</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>m</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Ficha técnica</li> </ul>
<ul style="list-style-type: none"> <li>Shotcrete</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Macizo rocoso muy pobre</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>cm</li> </ul>				<ul style="list-style-type: none"> <li>Diseño de concreto</li> </ul>			
<ul style="list-style-type: none"> <li>Mallas de acero</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Tamaño de bloque pequeño</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>m</li> </ul>				<ul style="list-style-type: none"> <li>Ficha técnica</li> </ul>			
<ul style="list-style-type: none"> <li>Cimbras</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Macizo rocoso muy pobre</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Cantidad</li> </ul>				<ul style="list-style-type: none"> <li>Ficha técnica</li> </ul>			

Anexo C. Operacionalización de variables.

Fuente: Elaboración propia.



Diseño	Técnicas	Instrumentos
Diseño de Investigación Documental	Análisis documental	Fichas Computadora y sus unidades de almacenamiento
	Análisis de contenido	Cuadro de registro y clasificación de las categorías
	Observación	Estructurada Lista de cotejo Escala de estimación
		No Estructurada Diario de campo Cámaras: fotográfica y de video
Diseño de Investigación de Campo	Encuesta	Oral Guía de encuesta (Tarjeta) Grabador Cámara de video
		Escrita Cuestionario
	Entrevista	Estructurada Guía de entrevista Grabador / Cámara de video
		No estructurada Libreta de notas Grabador / Cámara de video

Escala de estimación. Es una escala que busca medir como se manifiesta una situación o conducta

Anexo D. Esquema de las técnicas e instrumentos de investigación.

Fuente: Imagen modificada y extraída de (Fidias G., 2012, p. 68).



FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO				ESTACIÓN N°	
ZONA:		UBICACIÓN:			
RESPONSABLE:		FECHA:			
FORMACIÓN:		LITOLOGÍA:			
	S1	S2	S3	S4	
TIPO DE DISCONT.					
DIP					
DIP DIR					
UCS					

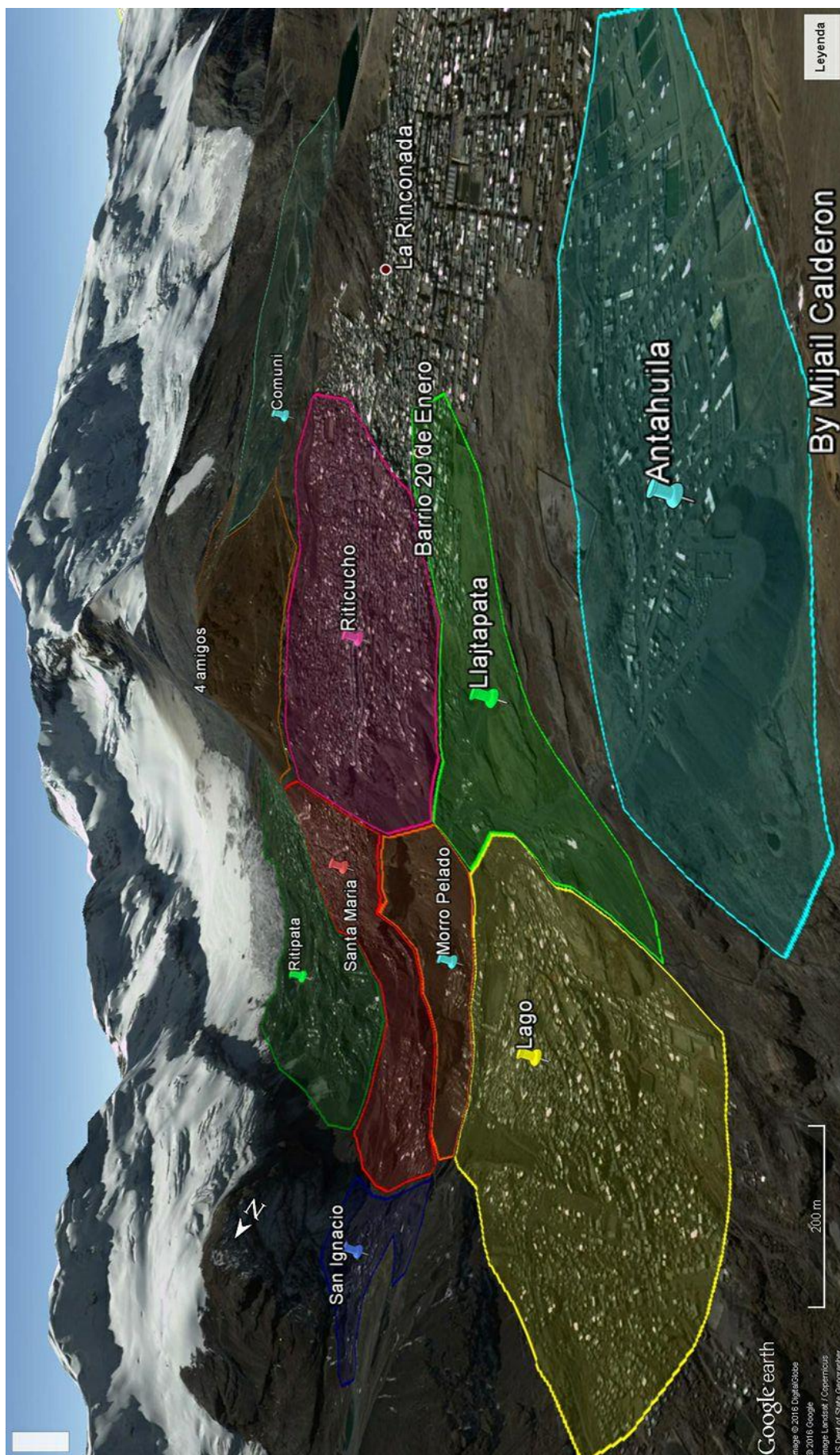
**RESISTENCIA DE COMPRESIÓN UNIAxIAL (UCS)**

TABLA DE ÍNDICE MANUAL DE RESISTENCIA DE LA ROCA (ISRM, 1978)			
GRADOS	DESCRIPCIÓN	IDENTIFICACIÓN DEL CAMPO	VALOR APROXIMADO DE LA RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE
			Mpa
R1	ROCA MUY DÉBIL	Puede rayarse con una navaja Deleznable (se disgrega o deshace facilmente) bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo geológico	1.0 - 5.0
R2	ROCADEBIL	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 DEBIL	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 mas de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra especimenes 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 descarillado de la muestra, sonido metálico de golpe	>250

CONDICIÓN DE JUNTAS					ROCK QUALITY DESIGNATION (RQD)		
	S1	S2	S3	S4			
<b>LONGITUD (CONTINUIDAD, PERSISTENCIA)</b>					Fracturas	λ1	
Medido en metros						λ2	
<b>APERTURA</b>					1 metro	λ3	
1.- Cerrada 0						λ4	
2.- Muy Angosta < 0.1 mm						Jv	
3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm							
4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm							
5.- Muy abierta > 5.0 mm					<b>AGUA SUBTERRANEA</b>		
<b>RELLENO</b>					1.- Completamente seco		
1.- Ninguna					2.- Húmedo		
2.- Relleno duro <5mm					3.- Mojado		
3.- Relleno duro >5mm					4.- Goteando		
4.- Relleno blando <5mm					5.- Fluyendo		
5.- Relleno blando >5mm					<b>ORIENTACIÓN DE LA GALERÍA</b>		
<b>RUGOSIDAD (Ver referencia)</b>					PERPENDICULAR y a FAVOR DEL AVANCE		
1.- Muy rugoso					1 Buzamiento empinado	0	
2.- Rugoso					2 Bz <45°	-2	
3.- Ligeramente rugosa					PERPENDICULAR y en CONTRA DEL AVANCE		
4.- Lisa					3 Buzamiento empinado	-5	
5.- Muy lisa					4 Bz <45°	-10	
<b>METEORIZACIÓN (Ver referencia)</b>					PARALELA AL AVANCE		
1.- No meteorizada					5 Buzamiento empinado	-12	
2.- Ligeramente					6 Bz <45°	-5	
3.- Moderadamente					EN CUALQUIER DIRECCIÓN		
4.- Altamente meteorizada					7 Bz <20°	-5	
5.- Descompuesta							

Anexo E. Formato de mapeo sistema de clasificación RMR.

Fuente: elaboración propia.



Anexo F. Imagen 3D de las zonas del centro poblado de la Rinconada.

Fuente: Elaboración propia.

Anexo G. Plano de la galería Gavilán de Oro y la ubicación de los puntos de estación geomecánica.

Fuente: Corporación Minera Ananea S.A.

N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR
1	62	88	41	86	12	81	25	285	121	72	85
2	74	236	42	6	342	82	74	40	122	86	243
3	18	244	43	9	247	83	8	28	123	50	230
4	80	238	44	44	243	84	86	72	124	72	230
5	18	242	45	2	241	85	54	264	125	79	39
6	8	282	46	73	77	86	54	264	126	64	264
7	72	301	47	68	38	87	89	111	127	6	157
8	18	241	48	6	160	88	28	2	128	59	99
9	4	298	49	56	34	89	85	81	129	70	25
10	16	243	50	34	278	90	66	150	130	68	321
11	70	192	51	12	245	91	64	285	131	10	284
12	72	198	52	6	286	92	74	87	132	34	249
13	14	240	53	16	244	93	54	264	133	16	241
14	60	281	54	16	271	94	14	240	134	18	239
15	13	244	55	80	45	95	65	334	135	72	194
16	2	240	56	80	147	96	80	244	136	16	240
17	77	97	57	78	149	97	73	89	137	72	131
18	76	12	58	16	243	98	80	152	138	84	61
19	64	128	59	24	230	99	8	300	139	50	285
20	18	239	60	58	12	100	84	120	140	72	20
21	78	90	61	74	65	101	54	285	141	18	240
22	60	14	62	78	27	102	72	196	142	80	136
23	62	312	63	18	240	103	69	10	143	74	46
24	80	126	64	12	264	104	84	68	144	21	341
25	67	14	65	14	243	105	78	84	145	80	104
26	64	237	66	58	11	106	6	281	146	10	37
27	68	28	67	2	344	107	80	77	147	12	238
28	8	294	68	4	191	108	70	336	148	6	281
29	13	281	69	6	235	109	62	11	149	76	79
30	4	281	70	68	38	110	75	241	150	90	14
31	68	85	71	78	105	111	60	132	151	4	89
32	56	12	72	80	84	112	6	140	152	6	231
33	72	13	73	6	236	113	62	12	153	12	230
34	64	230	74	78	241	114	80	136	154	89	157
35	78	57	75	18	230	115	6	285	155	74	73
36	2	281	76	84	134	116	2	285	156	4	105
37	82	9	77	58	243	117	86	118	157	14	240
38	86	296	78	54	45	118	14	227	158	66	176
39	64	51	79	2	140	119	70	320	159	64	243
40	60	286	80	62	262	120	18	242	160	44	0

Anexo H. Orientación de las discontinuidades, buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR).

N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR
161	19	229	201	8	283	241	6	286	281	14	240
162	12	281	202	10	244	242	66	330	282	60	11
163	8	286	203	12	282	243	4	282	283	6	284
164	70	190	204	66	212	244	68	258	284	60	14
165	62	260	205	78	306	245	64	238	285	60	237
166	18	244	206	84	73	246	60	306	286	80	10
167	80	86	207	60	236	247	60	134	287	67	88
168	72	32	208	32	165	248	6	236	288	74	134
169	16	238	209	60	305	249	60	14	289	73	138
170	60	230	210	12	230	250	74	85	290	62	15
171	79	292	211	62	260	251	6	240	291	66	300
172	1	286	212	17	178	252	56	143	292	78	11
173	80	11	213	58	11	253	4	243	293	18	240
174	60	191	214	64	266	254	10	284	294	16	241
175	60	290	215	50	290	255	80	151	295	62	268
176	84	81	216	86	156	256	76	244	296	72	167
177	4	168	217	78	151	257	72	94	297	81	53
178	54	47	218	86	39	258	80	174	298	64	283
179	72	168	219	78	104	259	79	133	299	74	15
180	76	300	220	78	20	260	60	262	300	14	283
181	70	190	221	61	348	261	84	78	301	58	284
182	4	296	222	10	196	262	24	241	302	18	244
183	84	142	223	81	7	263	75	282	303	76	82
184	68	230	224	4	243	264	58	14	304	52	107
185	70	194	225	4	103	265	84	150	305	8	227
186	84	115	226	72	97	266	4	240	306	6	230
187	2	294	227	58	302	267	14	241	307	78	151
188	72	23	228	10	223	268	68	306	308	74	52
189	74	239	229	66	283	269	78	230	309	38	230
190	78	42	230	67	127	270	86	196	310	58	158
191	84	117	231	86	31	271	78	12	311	70	304
192	72	200	232	6	232	272	74	284	312	4	82
193	84	76	233	6	230	273	6	331	313	4	77
194	68	82	234	24	287	274	58	118	314	59	39
195	84	194	235	74	282	275	14	229	315	70	332
196	56	12	236	6	142	276	70	192	316	4	294
197	58	115	237	4	284	277	70	330	317	84	94
198	84	81	238	68	282	278	72	310	318	55	11
199	18	240	239	86	159	279	18	230	319	62	242
200	58	300	240	6	290	280	1	349	320	60	10

Anexo I. (continuación) Orientación de las discontinuidades, buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR).

N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR
321	76	35	361	26	284	401	77	123	441	89	128
322	58	15	362	18	240	402	14	241	442	67	284
323	2	247	363	70	132	403	55	14	443	86	139
324	2	290	364	18	242	404	84	49	444	76	268
325	70	332	365	78	137	405	55	11	445	62	242
326	8	230	366	74	326	406	84	150	446	4	300
327	18	240	367	74	236	407	70	330	447	76	97
328	14	243	368	12	283	408	12	230	448	6	290
329	8	140	369	71	130	409	35	304	449	86	108
330	24	283	370	62	14	410	85	77	450	6	232
331	4	75	371	75	282	411	24	286	451	65	352
332	60	348	372	74	9	412	64	281	452	4	237
333	18	242	373	70	336	413	18	244	453	56	43
334	88	39	374	74	280	414	40	230	454	24	243
335	64	352	375	89	169	415	50	77	455	84	74
336	18	242	376	72	134	416	60	262	456	58	18
337	2	296	377	6	290	417	12	277	457	86	168
338	56	18	378	62	210	418	78	11	458	72	22
339	10	284	379	54	358	419	18	230	459	6	333
340	18	240	380	22	189	420	84	53	460	69	89
341	66	308	381	90	160	421	78	111	461	6	140
342	4	286	382	6	290	422	70	332	462	4	286
343	12	224	383	70	194	423	56	14	463	68	83
344	74	156	384	75	63	424	2	281	464	76	153
345	6	194	385	84	239	425	78	78	465	68	256
346	60	41	386	32	1	426	72	196	466	76	236
347	6	300	387	64	359	427	70	330	467	4	298
348	60	328	388	2	140	428	16	240	468	6	294
349	6	285	389	45	243	429	62	342	469	84	77
350	78	161	390	64	352	430	89	167	470	86	19
351	68	43	391	75	236	431	12	298	471	4	168
352	86	119	392	18	230	432	20	107	472	13	243
353	72	97	393	4	140	433	60	284	473	80	243
354	14	240	394	12	230	434	4	238	474	4	240
355	26	290	395	14	282	435	80	294	475	68	46
356	18	240	396	72	62	436	78	280	476	60	12
357	68	258	397	14	243	437	76	34	477	64	352
358	66	91	398	14	284	438	18	230	478	4	296
359	26	283	399	12	244	439	62	238	479	4	337
360	14	228	400	4	285	440	6	119	480	24	230

Anexo J. (continuación) Orientación de las discontinuidades, buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR).

N°	DIP	DIP DIR
481	64	87
482	4	344
483	66	212
484	85	230
485	8	230
486	16	288
487	54	281
488	8	230
489	18	230
490	6	270
491	75	282
492	18	240
493	56	18
494	18	240
495	54	286
496	14	282
497	88	115
498	78	88
499	4	236
500	69	46
501	62	35
502	78	230
503	62	308
504	10	230
505	67	35
506	24	242
507	2	296
508	2	306
509	18	243
510	4	83
511	60	338
512	80	86
513	78	93
514	34	226
515	74	326
516	14	241
517	6	283
518	76	84
519	66	254
520	4	236

N°	DIP	DIP DIR
521	4	281
522	72	108
523	64	212
524	86	164
525	4	245
526	72	85
527	68	239
528	64	212
529	72	68
530	12	230
531	58	12
532	78	90
533	72	82
534	62	44
535	18	245
536	79	106
537	64	210
538	62	14
539	74	82
540	2	296
541	71	105
542	60	49
543	9	245
544	11	228
545	62	348
546	70	322
547	80	73
548	69	288
549	80	293
550	14	242
551	18	230
552	61	87
553	86	169
554	72	86
555	78	84
556	4	236
557	68	142
558	68	350
559	66	85
560	2	140

N°	DIP	DIP DIR
561	70	142
562	84	82
563	18	240
564	78	72
565	68	25
566	40	6
567	68	244
568	85	26
569	8	285
570	18	230
571	55	286

Anexo K. (continuación) Orientación de las discontinuidades, buzamiento (DIP) y dirección de buzamiento (DIP DIR).

	<b>Pernos de anclaje mecánico</b>	<b>Pernos helicoidal cementados o con resina</b>	<b>Split sets</b>	<b>Perno Swellex</b>
<b>DESCRIPCIÓN</b>	Un anclaje mecánico de expansión	varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento y/o resina, tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación resistente a la corrosión y a las vibraciones del terreno	trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) Tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje	el mecanismo de anclaje es por fricción y por ajuste mecánico, el cual funciona como un anclaje repartido.
<b>DIAMETRO PERNO</b>	Tiene 16 mm de diámetro	Fierro corrugado, generalmente de 20 mm de diámetro varillas de 20 mm el diámetro máximo debe ser 32 mmy la barra helicoidal de 22 mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12').	diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes de 5 a 12 pies	tubo de diámetro original de 41 mm y puede tener de 0.6 a 12 m de longitud o más (en piezas conectables), el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28 mm de diámetro
<b>COSTO</b>	relativamente barato	Resina costosa	son relativamente costosos	Son más costosos que los split sets



<b>TIEMPO ACCION</b>	reforzamiento de la roca es inmediata después de su instalación	brinda acción de refuerzo inmediato después de su instalación	Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla	Es de instalación sencilla y rápida, el efecto de refuerzo es inmediato, y está provisto de arandelas para colocar la malla en cualquier momento.
<b>CAPACIDAD</b>	Proporcionan una tensión limitada que raramente sobrepasan las 12 TM	fierro corrugado 12 TM, barras helicoidales superan las 18 TM	valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca	
<b>CALIDAD ROCA</b>	moderadamente duras a duras, masivas, con bloques o estratificada	desde rocas de buena a mala calidad, constituye el mejor sistema para rocas de muy mala calidad y también para rocas en ambientes de altos esfuerzos	Usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso	Cubren un amplio rango de aplicación desde rocas duras a suaves y en terrenos muy fracturados.
<b>AGUA</b>	sin presencia de agua o deben ser protegidos de la corrosión si hay presencia de agua y deben ser post-cementados con pasta de cemento entre la varilla y la pared del taladro	Con agua RESINA Sin agua CEMENTO	susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados	El principal problema es la corrosión, aunque las nuevas versiones vienen cubiertas con una capa elástica protectora o son de acero inoxidable.

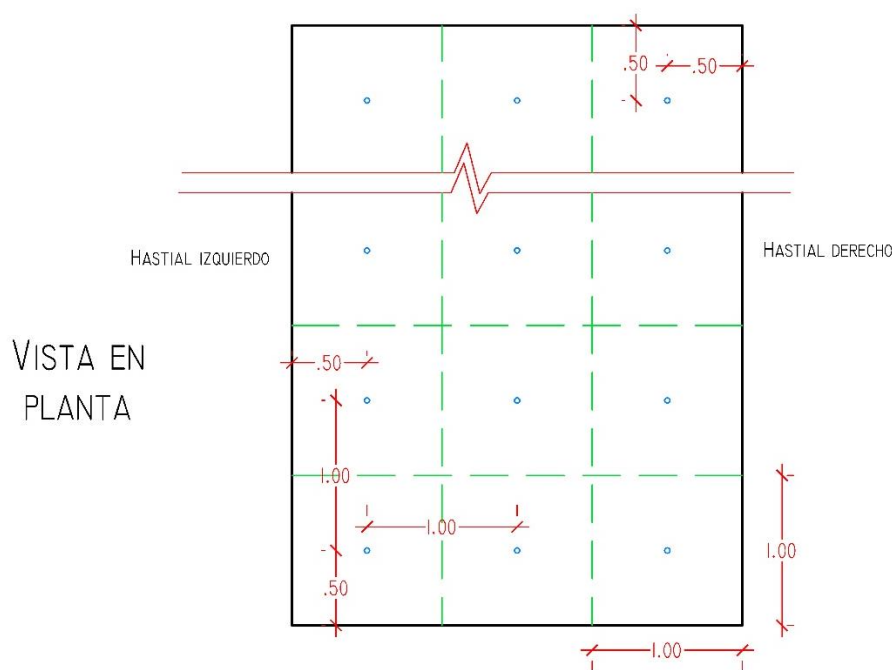
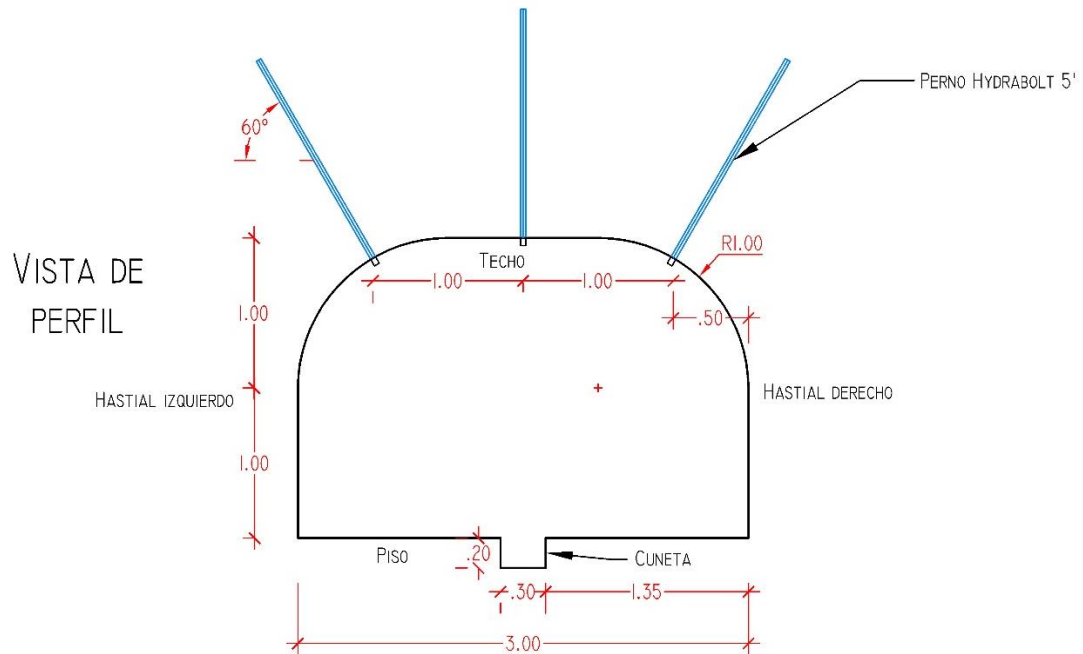
<p><b>DIAMETRO DE TALADRO</b></p>	<p>crítico para el anclaje, recomendándose un diámetro de 35 a 38 mm para los pernos comúnmente utilizados</p>	<p>32 a 36 mm. diámetro del taladro es crucial para el mezclado y fraguado de la resina, para varillas de 20 mm el diámetro máximo debe ser 32 mm</p>	<p>crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos</p>	<p>Éste es insertado en un taladro de 32 a 39 mm de diámetro</p>
<p><b>TIEMPO</b></p>	<p>Solo para reforzamiento temporal. Si son utilizados para reforzamiento permanente, éstos deben ser protegidos de la corrosión si hay presencia de agua y deben ser post-cementados con pasta de cemento entre la varilla y la pared del taladro</p>	<p>refuerzo permanente, también pueden ser utilizados como refuerzo temporal en varias condiciones de roca</p>	<p>son utilizados mayormente para reforzamiento temporal</p>	<p>sistema alternativo a los split sets, pero de mejor rendimiento en terreno de menor calidad, para el refuerzo temporal</p>

<b>LIMITACION</b>	<p>Rocas muy duras, fracturadas y débiles no son recomendables, debido a que el anclaje podría deslizarse bajo la acción de las cargas. En rocas sometidas a altos esfuerzos tampoco es recomendable. Pierden su capacidad de anclaje como resultado de las vibraciones de la voladura o el astillamiento de la roca detrás de la placa, debido a altas fuerzas de contacto, por lo que no es recomendable utilizarlos en terrenos cercanos a áreas de voladura."</p>	<p>requiere varios días de curado antes que el perno trabaje a carga completa, pero apropiadamente instalados son competentes y durables. Estos pernos tienen larga vida útil y constituyen el sistema más versátil de pernos de roca. El uso de varillas con cemento inyectado es frecuentemente el sistema de sostenimiento más barato, pero no se debe usar en taladros con agua y tampoco se debe tensar inmediatamente. El perno trabaja a carga completa en más o menos 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua.</p>	<p>En mayores longitudes de split sets, puede ser difícil la correcta instalación.</p>	<p>No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión (aproximadamente 30 MPa ó 300 bar) al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje de la labor</p>
-------------------	---	--	--	--

Anexo L. Tipos de pernos de sostenimiento en el Perú.

Fuente: Resumen de (Sociedad Nacional de Minería Petroleo y Energía, 2004)

DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DE 3 PERNOS POR METRO DE AVANCE

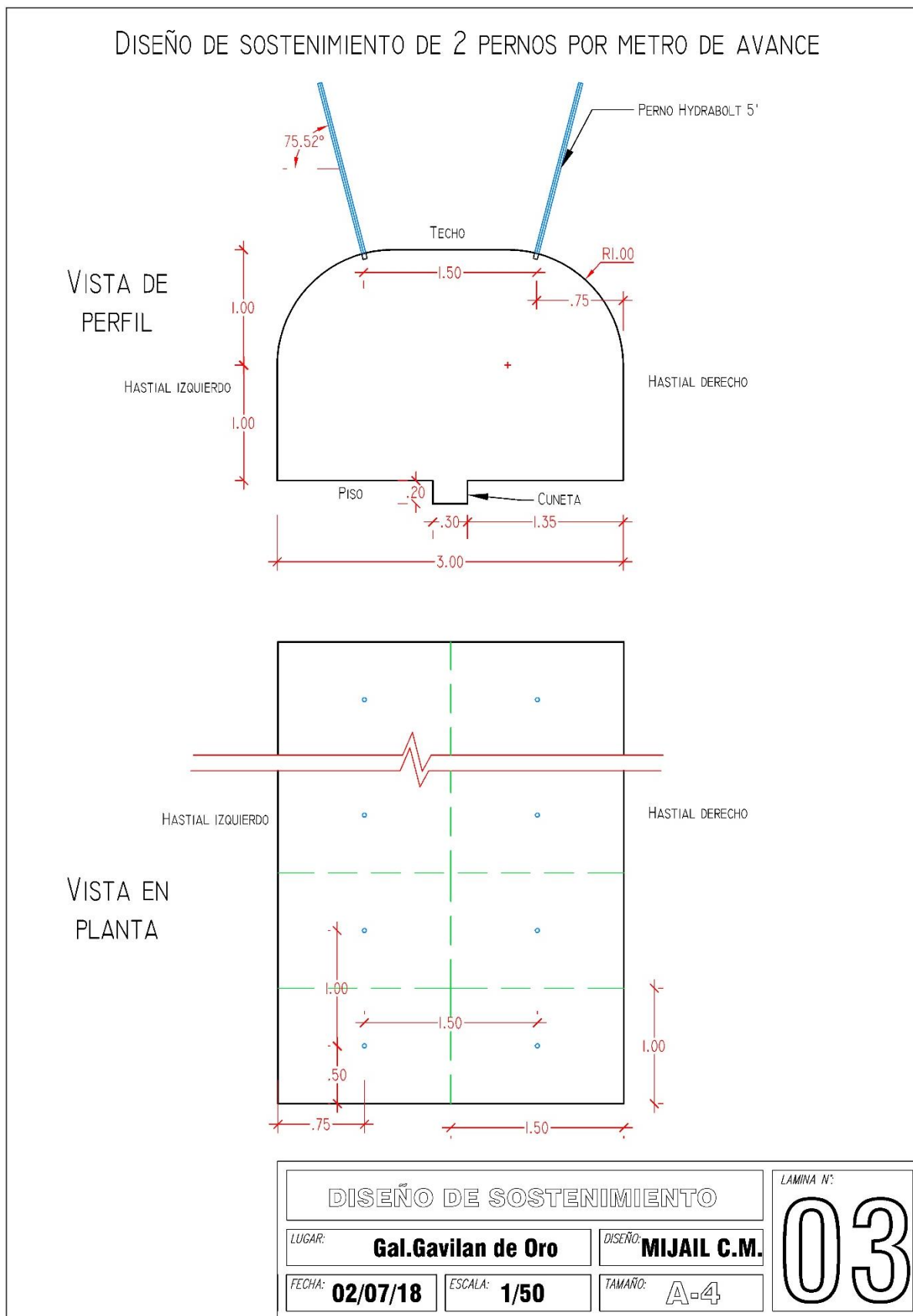


<b>DISEÑO DE SOSTENIMIENTO</b>			LAMINA N°:
LUGAR:	<b>Gal.Gavilan de Oro</b>	DISEÑO:	<b>MIJAIL C.M.</b>
FECHA:	<b>02/07/18</b>	ESCALA:	<b>1/50</b>
		TAMAÑO:	<b>A-4</b>

02

Anexo M. Diseño de sostenimiento para 3 pernos por metro de avance.

Fuente: Elaboración propia



Anexo N. Diseño de sostenimiento para 2 pernos por metro de avance.

Fuente: Elaboración propia

Anexo O. Plano estructural de la UEA Ana María

Fuente: CMASA