



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



**CARACTERIZACIÓN DE LOS MACIZOS ROCOSOS PARA EL
DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN EXCAVACIONES
SUBTERRÁNEAS**

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

PRESENTADO POR:

Bach. YONATAN RONALD PARI HUMPIRI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2019



DEDICATORIA

A mis padres Cristobal H. Pari y Maria Humpiri;

A mi esposa Lizbeth, a mi hija Ariana,

hermano, y a mi familia más cercana

A todos Ustedes es una satisfacción y un

privilegio dedicarles, con alegría y entusiasmo personal, profesional y

también intelectual, las horas invertidas en este trabajo de

investigación que no es más que la evidencia de la muestra de mi amor y

cariño hacia ustedes.



AGRADECIMIENTOS

A Dios, a mi padre: Cristobal H. Pari, a mi madre: Maria Humpiri; quienes son el motivo despertarme lleno de fuerzas para seguir adelante, mis hermanos; por todo el cariño y comprensión que siempre me han brindado junto con su respaldo y apoyo incondicional, y por todo lo recibido durante los años vividos.

A la Universidad Nacional del Altiplano Puno, por todas las enseñanzas impartidas en mi formación académica y por haberme brindado todas las facilidades para la consecución de mis objetivos trazados.

A los docentes que se esforzaron por impartirme los conocimientos en las aulas de nuestra facultad.

Agradezco a mis mejores amigos, por todos los consejos y enseñanzas recibidas durante los años de estudio en la Facultad de Ingeniería de Minas.



INDICE GENERAL

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
INDICE GENERAL	
INDICE DE FIGURAS	
INDICE DE TABLAS	
RESUMEN	7
INTRODUCCIÓN	8
UBICACIÓN GEOGRÁFICA	8
MATERIALES Y MÉTODOS	9
3.1 Material de estudio	9
3.2 Métodos	9
3.2.1 Descripción de las variables analizadas	9
3.2.2 Descripción detallada del uso de materiales, equipos, instrumentos, insumos, entre otros.	9
RESULTADOS	10
4.1 Clasificación Geomecánica	10
4.1.1 Clasificación RMR de Bieniawski	10
4.1.2 Clasificación Q de Barton	10
4.1.3 Clasificación GSI de Hoek & Brown	11
4.2 Diseño de sostenimiento	12
4.2.1 Diseño de sostenimiento con método empírico del sistema RMR	12
4.2.2 Diseño de sostenimiento con método empírico del sistema Q	14
CONCLUSIONES	16
BIBLIOGRAFIA	17



INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Mapa de ubicación del centro poblado de secocha	8
Figura 2: Longitud de pernos para roca de tipo III.	12
Figura 3: Espaciamiento entre pernos para roca de tipo III.	12
Figura 4: Longitud de pernos para roca de tipo II.....	13
Figura 5: Espaciamiento entre pernos para roca de tipo II	13
Figura 6: Abaco para Q de Barton para roca de tipo III	15
Figura 7: Abaco Q de Barton para roca de tipo II	16



INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Clasificación RMR	10
Tabla 2: Clasificación Q de Barton.....	11
Tabla 3: Clasificación GSI.....	11
Tabla 4: Resumen de las clasificaciones empíricas.	14



Caracterización de los macizos rocosos para el diseño de sostenimiento en excavaciones subterráneas

Characterization of rocky faces for sustaining design in underground excavations

Autor: Yonatan Ronald, Pari Humpiri

Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.

yonatanronaldp@gmail.com, Cell: 945869066.

RESUMEN

En el presente artículo de investigación que se realizó en la cortada minera Manto de oro políticamente ubicada en el Distrito de Mariano Nicolas Valcárcel, Provincia de Camaná, Departamento de Arequipa, habiéndose realizado la excavación en rocas ígneas con métodos de perforación y voladura con una sección tipo herradura de 1.8 x 2.5 con una longitud total de 629 ml, encontrándose problemas de estabilidad y desprendimiento repentino de trozos de roca en la superficie de la sección. Para garantizar la estabilidad de la excavación se requiere determinar el diseño de sostenimiento adecuado a lo largo de túnel, utilizando el análisis geomecánico para realizar comparaciones de las metodologías de diseño de sostenimiento de labores subterráneas, siguiendo un diseño metodológico descriptivo cuantitativo. Resultando el macizo rocoso de tipo III y tipo II con valores promedios de RMR de 56 a 65 que corresponden a un macizo rocoso de regular a buena calidad respectivamente, con un índice Q promedio de 5.45 a 21.37 que se interpreta como un macizo rocoso de mala a regular calidad. Determinándose así las características finales del sostenimiento con métodos empíricos para el macizo rocoso tipo II de pernos de anclaje de tipo barra helicoidal de diámetro de 25 mm. con una longitud de 2.5m. y shotcrete de 10 mm de espesor donde sea necesario. Para el macizo rocoso tipo III pernos de 4 m de longitud espaciadas a 1.5m, pernos de anclaje de tipo barra helicoidal de diámetro 25 mm. y shotcrete de 1.5 cm.

Palabras claves: Diseño empírico, geomecánica, macizo rocoso, sostenimiento.

ABSTRACT

In this research article that was carried out in the Manto de Oro mining cut politically located in the Mariano Nicolas Valcárcel District, Province of Camaná, Department of Arequipa, the excavation in igneous rocks having been carried out with drilling and blasting methods with a section type horseshoe of 1.8 x 2.5 with a total length of 629 ml, finding problems of stability and sudden detachment of pieces of rock on the surface of the section. In order to guarantee the stability of the excavation, it is necessary to determine the adequate support design along the tunnel, using the geomechanical analysis to make comparisons of the underground design support methodologies, following a quantitative descriptive methodological design. The rock massif of type III and type II results with average RMR values of 56 to 65 that correspond to a rock mass of regular to good quality respectively, with an average Q index of 5.45 to 21.37 that is interpreted as a rock mass of bad To regulate quality. This determining the final characteristics of the support with empirical methods for the rock massif type II of anchor bolts of the helical bar type of 25 mm diameter, with a length of 2.5m. and shotcrete 10 mm thick where necessary. For the rock massif type III bolts 4 m long spaced 1.5m, anchor bolts of helical bar type diameter 25 mm. and shotcrete of 15 cm.

Keywords: Empirical design, geomechanics, rock mass, support.

INTRODUCCIÓN

La geomecánica es una nueva ciencia aplicada en la minería que se halla en pleno desarrollo y actualmente constituye una herramienta valiosa en el diseño, construcción y estabilidad de labores subterráneas. La geomecánica considera aspectos cualitativos y cuantitativos que permite conocer al macizo rocoso con bastante aproximación el comportamiento frente a los esfuerzos inducidos originados por la excavación.

La presente investigación denominada “Clasificación de los macizos rocosos para el diseño de sostenimiento en minería subterránea”, se realiza debido a la falta y desconocimiento del control geomecánico de las rocas, las mismas que durante la ejecución de las labores de desarrolló en la cortada principal, así como cortadas crean inestabilidad. Para el proceso de estabilización de las labores se requiere de un diseño de sostenimiento lo que conlleva a plantear, a través de las características geotécnicas y geomecánicas, un diseño adecuado a través de las teorías y recomendaciones de sostenimiento planteadas por Bieniawski y Barton.(Mamani Barraza, 2018)

El objetivo principal de este estudio es determinar el tipo de sostenimiento adecuado para cada tipo de roca (calidad de roca), los tipos de sostenimiento estará conformado por Split set con malla metálica, cuadros de madera y como alternativa al cuadro el uso de shotcrete, este último debe ser evaluado en función a varios parámetros como materiales y servicios necesarios para la elaboración y uso del shotcrete.

Hoy en día se han desarrollado varios sistemas de sostenimiento, métodos, tipos y equipos que están al alcance del usuario minero nacional, siendo el problema su elección adecuada conforme a los objetivos y costos de sostenimiento.

UBICACIÓN GEOGRÁFICA

La cortada manto de oro se encuentra localizada al sur del territorio peruano, en el valle de Ocoña en el distrito de Mariano Nicolas Valcárcel – Camaná se ubica a una altitud de 348 msnm., colindante con el distrito de Ocoña y las provincias de Caraveli y Condesuyos de la Región Arequipa. El anexo de Secocha – Urasqui, está a una distancia de 286 Km. desde la ciudad de Arequipa, con un viaje de aproximadamente 4 horas en auto o camioneta. Y en la ciudad de Camaná está a una distancia de 112 Km, con recorrido aproximado en auto de 2 horas. Las coordenadas de la cortada Manto de oro son las siguientes:

- Este: 694442.51
- Norte: 8233738.84
- Altura: 348 msnm.

Figura 1: Mapa de ubicación del centro poblado de secocha





MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Material de estudio

El material de estudio está conformado por un tramo de la cortada que viene a ser en la distancia de 185 m a partir de la bocamina hasta los 305 m a partir de la bocamina.

El muestreo es de tipo no probabilístico (no aleatorio, debido a que no se puede realizar en cada pequeño espacio del área de estudio, si no las muestras se tomaron de acuerdo a los afloramientos existentes de rocas, considerando estaciones de caracterización geomecánica para determinar las propiedades geomecánicas de roca:

- Roca intacta
- Discontinuidades
- Macizo rocoso

El muestreo se realizó aproximadamente de cada 10 m, de longitud de la cortada dependiendo de las características estructurales similares en cada estación, obteniéndose un total de 13 estaciones geomecánicas típicas como mínimo.

3.2 Métodos

El método de investigación es metodológico del tipo descriptivo cuantitativo, debido a que la variable dependiente (X) es la causa referido al análisis geomecánico y la variable dependiente (Y) es el efecto referido al diseño de sostenimiento.

Para la recolección de la información se utilizó la técnica observacional, ya que mediante estas se pudieron recopilar información viable para el presente trabajo; se realizó de forma directa e indirecta, la primera teniendo en cuenta el avance de la excavación para tomar datos estructurales y la segunda realizando revisiones de bibliografías y antecedentes, para lo cual se describe los siguientes aspectos:

La frecuencia para la toma de datos en forma continua y detallada de toda la longitud de 192 metros lineales, se establece 13 estaciones geomecánicas considerando progresivas continuas de 0+010 al 0+215

En cada estación geomecánica, se ha realizado mapeo geomecánico con brújula que posee eclinometro para la recogida del vector de orientación (Buzamiento y dirección de buzamiento), la localización de fracturas, litología, estructura del macizo rocoso (superficies de discontinuidades, estructuras y dominios estructurales), características geomecánicas de las discontinuidades (orientación, espacio, persistencia, rugosidad, resistencia de los labios, apertura, relleno, presencia de agua subterránea, número de familias, tamaño de bloques).

3.2.1 Descripción de las variables analizadas

- La variable independiente (X) es la causa referido al análisis geomecánico
- La variable dependiente (Y) es el efecto referido al diseño de sostenimiento.

3.2.2 Descripción detallada del uso de materiales, equipos, instrumentos, insumos, entre otros.

- Flexómetro
- Fichas geomecánicas
- Brújula geológica
- Martillo de geólogo
- Esclerómetro
- **Ensayos de laboratorio.** - El ensayo de carga puntual tiene como objetivo estimar la resistencia a la compresión simple de manera indirecta mediante la obtención del índice $I_s(50)$ en muestras de rocas de forma regular e irregulares. Es un ensayo muy sencillo de ejecución rápida y bajo costo. La resistencia a la compresión simple (UCS) se determina en 4 pasos:



- Se debe determinar el diámetro equivalente (D_e) según el tipo de ensayo a ejecutar diametral, axial o irregular.
- Se debe determinar el valor de (I_s) a partir del valor de carga de ruptura (P) y le diámetro equivalente (D_e).
- Calculando el valor (I_s) en función del parámetro (D_e), se debe aplicar una corrección para obtener un valor único de resistencia, el cual es denominado ($I_s 50$) y representa un valor medido a partir de un ensayo de carga puntual diametral en una muestra con un diámetro de 50 mm, dicho valor se obtiene de la siguiente manera:
- Finalmente, para estimar el valor de la resistencia a la compresión simple es necesario contar con el factor de conversión K , el cual puede variar de 10 a 50 de acuerdo al tipo de roca. Una vez determinado y calibrado el factor K , el valor de UCS se estima mediante la fórmula (Broch y Franklin, 1972):
- **Utilización del software:** Software Dips v6.0, Software RocData v4.0, Software Unwedge v3.0, Software RocSupport v3.0, Software Phas2 v8.0.

RESULTADOS

4.1 Clasificación Geomecánica

4.1.1 Clasificación RMR de Bieniawski

Se tomo en cuenta los datos de mapeo geomecánico, para realizar las fichas de formatos de mapeo geomecánico. Los valores de RMR obtenidos para las diferentes estaciones de la cortada se resumen en:

Tabla 1: Clasificación RMR

ITEM	TRAMO	RQD IZ	RQD DER	RQD PROM	RMR	DESCRIPCION
1	0 m - 15 m	45	48	47	59	MALA
2	15 m - 25 m	50	52	51	64	BUENA
3	25 m - 32 m	47	45	46	61	BUENA
4	32 m - 37 m	53	55	54	66	BUENA
5	37 m - 40 m	67	69	68	64	BUENA
6	40 m - 43 m	52	49	51	67	BUENA
7	43 m - 47 m	48	55	52	67	BUENA
8	47 m - 49 m	45	47	46	57	BUENA
9	49 m - 52 m	44	42	43	55	BUENA
10	52 m - 55 m	47	41	44	55	MALA
11	55 m - 60 m	50	42	46	52	MALA
12	60 m - 67 m	45	55	50	57	MALA
13	67 m - 73 m	61	58	60	54	MALA
14	73 m - 78 m	60	62	61	62	MALA
15	78 m - 85 m	47	49	48	66	BUENA

Elaboración propia

4.1.2 Clasificación Q de Barton

De acuerdo a la clasificación Q del 2007 utilizada en las estaciones geomecánicas, considerando: RQD (Palmstrom, 2005), número de familias de discontinuidades (J_n), número de rugosidad (J_r), número de alteraciones (J_a), factor de reducción por presencia de agua (J_w) y factor de reducción de esfuerzos (SFR). Los valores del índice Q obtenidos para las diferentes estaciones del túnel de desvió se resumen:

Tabla 2: Clasificación Q de Barton

ITEM	TRAMO	RQD IZ	RQD DER	RQD PROM	Q	RMR	DESCRIPCION
1	0 m - 15 m	45	48	47	3.25	59	MALA
2	15 m - 25 m	50	52	51	11.33	64	BUENA
3	25 m - 32 m	47	45	46	19	61	BUENA
4	32 m - 37 m	53	55	54	28.5	66	BUENA
5	37 m - 40 m	67	69	68	25.5	64	BUENA
6	40 m - 43 m	52	49	51	10	67	BUENA
7	43 m - 47 m	48	55	52	17	67	BUENA
8	47 m - 49 m	45	47	46	28.5	57	BUENA
9	49 m - 52 m	44	42	43	27	55	BUENA
10	52 m - 55 m	47	41	44	8.5	55	MALA
11	55 m - 60 m	50	42	46	4	52	MALA
12	60 m - 67 m	45	55	50	4.25	57	MALA
13	67 m - 73 m	61	58	60	4.2	54	MALA
14	73 m - 78 m	60	62	61	8.5	62	MALA
15	78 m - 85 m	47	49	48	25.5	66	BUENA

Elaboración propia

4.1.3 Clasificación GSI de Hoek & Brown

De acuerdo a la clasificación de índice de resistencia geológico (GSI) del año 1997 utiliza en las estaciones geomecánicas, se puede determinar el valor de GSI a partir del valor RMR de 1989, Para lo cual el macizo rocoso debe considerarse en condiciones completamente secas y la orientación de las discontinuidades como muy favorable. El mínimo valor de RMR a considerarse debe ser de 23, cumpliendo estas condiciones el GSI viene a ser calculado por:

$$GSI = RMR89 - 5$$

Donde, RMR es la clasificación de Bieniawski de 1989 en las condiciones expuestas en el anterior párrafo y GSI es el índice propuesto por Hoek & Brown.

Tabla 3: Clasificación GSI

ITEM	TRAMO	RQD IZ	RQD DER	RQD PROM	RMR	GSI	DESCRIPCION
1	0 m - 15 m	45	48	47	59	54	REGULAR
2	15 m - 25 m	50	52	51	64	59	REGULAR
3	25 m - 32 m	47	45	46	61	56	REGULAR
4	32 m - 37 m	53	55	54	66	61	BUENA
5	37 m - 40 m	67	69	68	64	59	REGULAR
6	40 m - 43 m	52	49	51	67	62	BUENA
7	43 m - 47 m	48	55	52	67	62	BUENA
8	47 m - 49 m	45	47	46	57	52	REGULAR
9	49 m - 52 m	44	42	43	55	50	REGULAR
10	52 m - 55 m	47	41	44	55	50	REGULAR
11	55 m - 60 m	50	42	46	52	47	REGULAR
12	60 m - 67 m	45	55	50	57	52	REGULAR
13	67 m - 73 m	61	58	60	54	49	REGULAR
14	73 m - 78 m	60	62	61	62	57	REGULAR
15	78 m - 85 m	47	49	48	66	61	BUENA

Elaboración propia

4.2 Diseño de sostenimiento

4.2.1 Diseño de sostenimiento con método empírico del sistema RMR

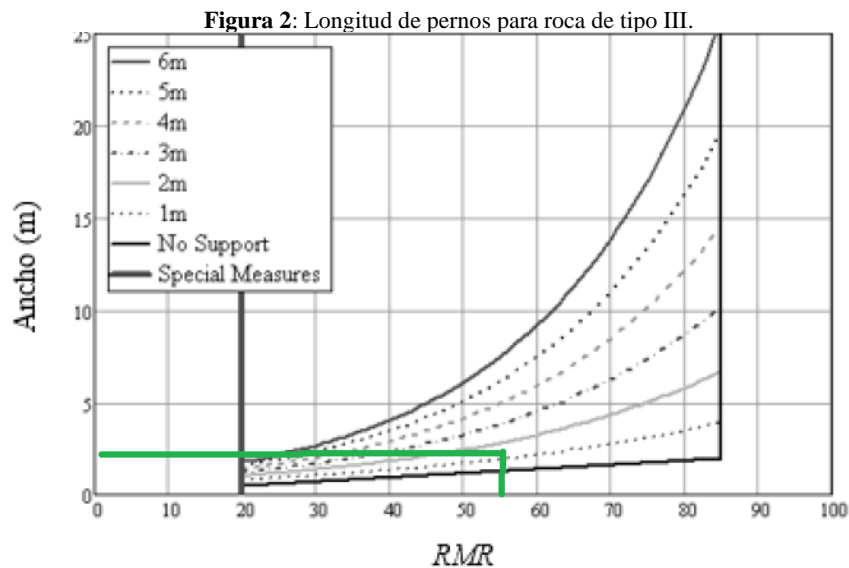
4.2.1.1 Sostenimiento con sistema RMR para roca tipo III

Propiedades del macizo rocoso y características del túnel:

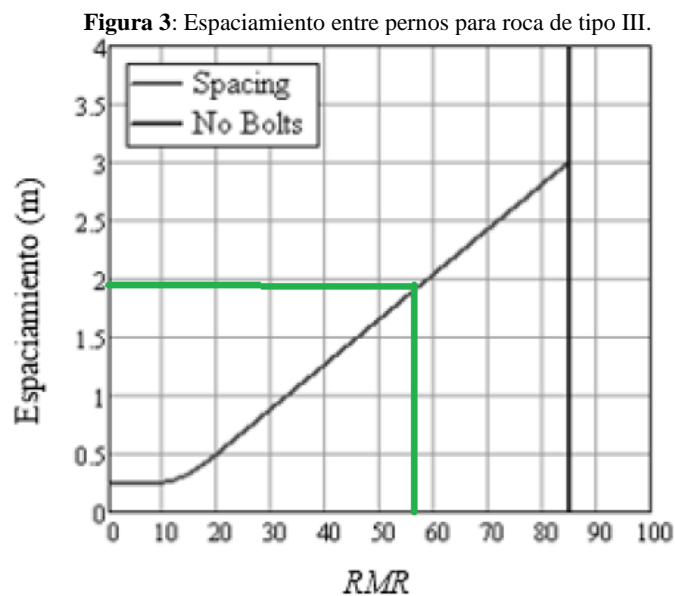
- Valoración promedio RMR:
- Densidad de la roca: 2806 kg/m³
- Tipo de sección: Herradura
- Ancho de sección: 1.8 m.
- Alto de sección: 2.5 m.

Diseño con fórmulas: Lawson Bieniawski (2013) Presión vertical sobre la bóveda (Unal, 1983): 4201.87 kg/m²

- Longitud de pernos: 4
- Espaciamiento de pernos: 1.9



Fuente: Tunneling Quality Index-Q- Índice de la calidad del túnel Barton (1989)



Fuente: Tunneling Quality Index-Q- Índice de la calidad del túnel Barton (1989)

Diseño con recomendaciones: De acuerdo a la roca tipo III (Bieniawski 1989) se recomienda: Pernos sistemáticos de 4 m de longitud, espaciados 1.5 – 2.5 m en la corona y en las paredes, con malla de alambres en la corona. Shotcrete de 50 – 100 mm en la corona y 30 mm en la pared

4.2.1.2 Sostenimiento con sistema RMR para roca tipo II

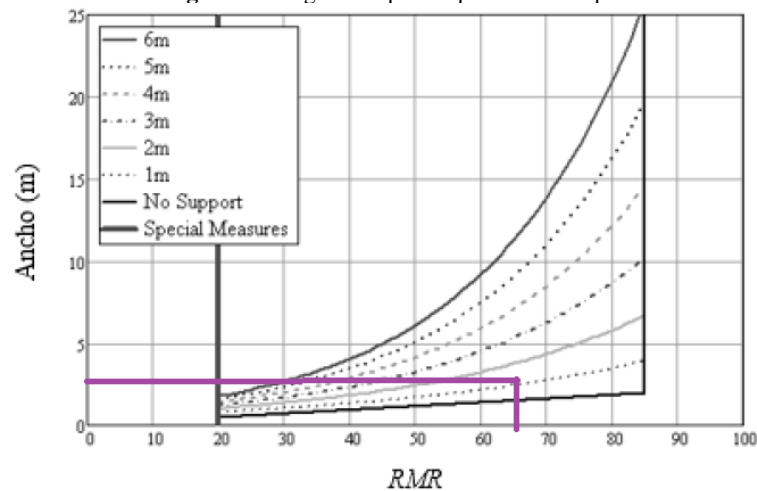
Propiedades del macizo rocoso y características del túnel:

- Valoración promedio RMR:
- Densidad de la roca: 2806 kg/m³
- Tipo de sección: Herradura
- Ancho de sección: 1.8 m.
- Alto de sección: 2.5 m.

Diseño con fórmulas: Lowson Bieniawski (2013) Presion vertical sobre la bóveda (Unal, 1983): 4201.87 kg/m²

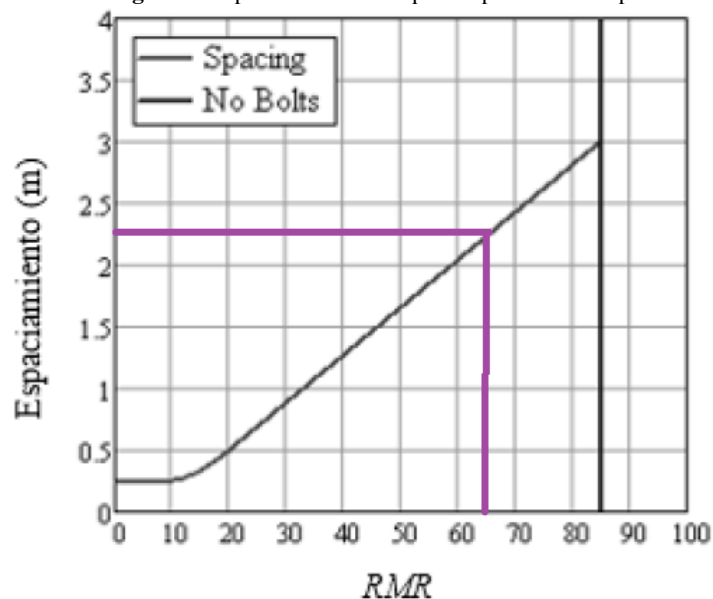
- Longitud de pernos: 2.5
- Espaciamiento de pernos: 2.23

Figura 4: Longitud de pernos para roca de tipo II



Fuente: Tunneling Quality Index-Q- Índice de la calidad del túnel Barton (1989)

Figura 5: Espaciamiento entre pernos para roca de tipo II



Fuente: Tunneling Quality Index-Q- Índice de la calidad del túnel Barton (1989)

Diseño con recomendaciones: De acuerdo a la roca tipo II (Bieniawski 1989) se recomienda: Pernos sistemáticos de 2.5 m de longitud, espaciados 2 – 2.5 m en la corona y en las paredes. Shotcrete de 50 mm donde sea necesario.

Resumen del sostenimiento con métodos empíricos del sistema RMR

Tabla 4: Resumen de las clasificaciones empíricas.

Características	Tipo III		Tipo II	
	Formulas	Sugerencias	Formulas	Sugerencias
Longitud de pernos (m)	4	4	2.5	2.5
Espaciamiento entre pernos (m)	1.9	1.5 - 2.5	2.23	2 - 2.5
Shotcrete en corona (mm)		50 - 100		
Shotcrete en hastiales (mm)		30		
Tipo de cimbras				
Espaciamiento de cimbras (m)				

Elaboración propia

4.2.2 Diseño de sostenimiento con método empírico del sistema Q

4.2.2.1 Sostenimiento con sistema Q para roca tipo III (Mala)

Propiedades del macizo rocoso, características y uso del túnel:

- Índice promedio: 5.6
- Densidad de la roca: 2806 kg/m³
- N° de familias de discontinuidades: 3
- Valor promedio jn: 6
- Valor promedio jr: 1.5
- Tipo de sección: Herradura
- Ancho de sección: 1.8
- Alto de sección: 2.5
- Uso del túnel: Excavaciones mineras temporales
- ESR: 1

Diseño de sostenimiento con fórmulas:

- Carga de roca sobre el sostenimiento (Barton et al 1974).

$$Pr = \frac{2}{Jr \sqrt{Q}}$$

Pr: 0.57

- Dimensión equivalente (Barton et.al. 1974)

$$De = \frac{\text{Ancho o diámetro o altura de excavación (m)}}{\text{Relación de sostenimiento de la excavación (ESR)}}$$

De: 2.5

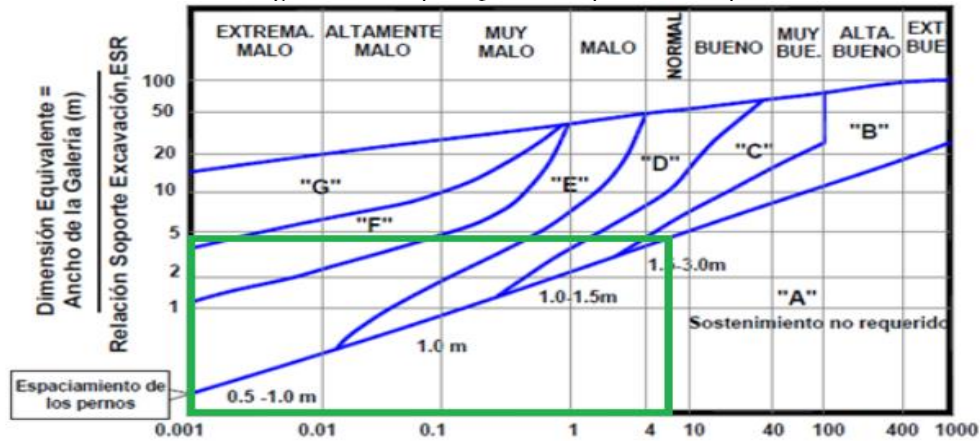
- Longitud de pernos (Barton et.al. 1980)

$$Lp = \frac{2 + 0.15 * B}{ESR}$$

Lp: 3.25

Diseño con ábacos: (grimstad, 2007)

Figura 6: Abaco para Q de Barton para roca de tipo III



Fuente: Tunneling Quality Index-Q- Índice de la calidad del túnel Barton (1989)

Zona grafico	Sostenimiento recomendado
Zona A	No requiere sostenimiento
Zona B	Pernos puntuales a 1.5 – 3 m.
Zona C	Pernos sistemáticos a 1 – 1.5 m.
Zona D	Pernos a 1 m. requiere Shotcrete
Zona E	Pernos a 0.5 – 1 m. Shotcrete con fibras.
Zona F	Cuadros de acero. Shotcrete > 1.5 cm.
Zona G	Cuadros de acero y hormigón

4.2.2.2 Sostenimiento con sistema Q para roca tipo II (Regular)

Propiedades del macizo rocoso, características y uso del túnel:

- Índice promedio: 21.37
- Densidad de la roca: 2806 kg/m³
- N° de familias de discontinuidades: 3
- Valor promedio j_n: 6
- Valor promedio j_r: 2.3
- Tipo de sección: Herradura
- Ancho de sección: 1.8
- Alto de sección: 2.5
- Uso del túnel: Excavaciones mineras temporales
- ESR: 1

Diseño de sostenimiento con fórmulas:

- Carga de roca sobre el sostenimiento (Barton et al 1974).

$$Pr = \frac{2}{j_r \sqrt[3]{Q}}$$

Pr: 0.2

- Dimensión equivalente (Barton et al. 1974)

$$De = \frac{\text{Ancho o diámetro o altura de excavación (m)}}{\text{Relación de sostenimiento de la excavación (ESR)}}$$

De: 2.5

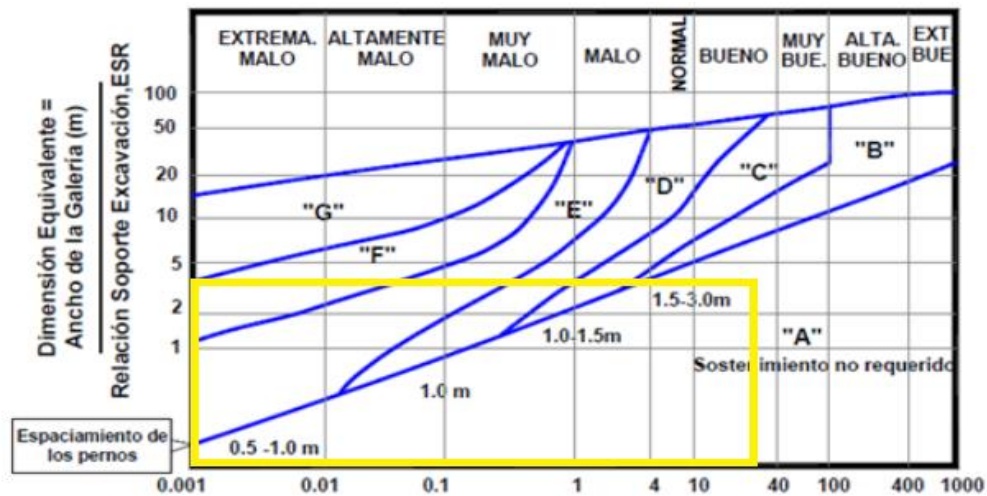
- Longitud de pernos (Barton et al. 1980)

$$L_p = \frac{2 + 0.15 * B}{ESR}$$

L_p: 2.375

Diseño con ábacos: (grimstad, 2007)

Figura 7: Abaco Q de Barton para roca de tipo II



Fuente: Tunneling Quality Index-Q- Índice de la calidad del túnel Barton (1989)

Zona grafico	Sostenimiento recomendado
Zona A	No requiere sostenimiento
Zona B	Pernos puntuales a 1.5 – 3 m.
Zona C	Pernos sistemáticos a 1 – 1.5 m.
Zona D	Pernos a 1 m. requiere Shotcrete
Zona E	Pernos a 0.5 – 1 m. Shotcrete con fibras.
Zona F	Cuadros de acero. Shotcrete > 1.5 cm.
Zona G	Cuadros de acero y hormigón

Según la clasificación q de Barton no requiere sostenimiento.

CONCLUSIONES

- Se determinaron las características geomecánicas de la cortada, determinando la calidad del macizo rocoso según la clasificación RMR, donde se obtuvo una calidad de macizo rocoso de regular a buena (III a II), según GSI un macizo rocoso de regular a buena y según el índice Q de mala a regular.
- Según el diseño de sostenimiento por el método empírico de la clasificación RMR se obtuvo que la zona mas critica es el macizo tipo III con un diseño de pernos de espaciamiento 1.9 y longitud de 4 m., lo cual es irreal y no lógico debido a que la longitud no puede ser mayor al ancho del túnel debido a temas de operaciones, en tanto a la roca tipo II tiene un diseño de pernos con una longitud de 2.5 y un espaciamiento de 2.23 m.
- Según el diseño de sostenimiento por el método empírico del sistema Q que se obtuvo con formulaciones matemáticas en macizo rocoso tipo III de 3.25 y de tipo II de 2.75 respectivamente de longitud de pernos. El diseño de sostenimiento que se obtuvo con ábacos y sugerencias en macizos rocosos tipo III es de longitud de pernos puntuales de 1.5 – 3 y el diseño de sostenimiento que se obtuvo con ábacos y sugerencias en macizo rocoso tipo II es que no requiere pernos.
- Al realizar el análisis de comparación de ambos diseños de sostenimiento del presente estudio varían en longitud de pernos y espaciamiento lo cual indica que el diseño empírico con el sistema Q se aproximan.



- Los resultados de diseño de sostenimiento por métodos empíricos en general hoy en día se vienen aproximándose más a los resultados de diseño, debido principalmente a que los empíricos vienen actualizando sus ábacos y proponiendo formulaciones basadas en resultados de diseño de sostenimiento prácticos de túneles y también de resultados de diseños con métodos numéricos.

BIBLIOGRAFIA

- Chavez Ramirez, J. E. (2019). *Análisis geomecánico para el diseño de sostenimiento del túnel de desvío del proyecto de regulación del río Pumamayo, Carabaya, Puno, Perú*. 169.
- Mamani Barraza, L. R. (2018). *Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal - Contrata Minera Peyols U.E.A. - Ana María*. 1(1), 170.
- Mamani Mamani, C. R. (2013). *Diseño geomecánico y sostenimiento para el desarrollo, preparación y explotación de la veta Esperanza U.E.A. Capitana - Compañía Minera Caraveli*. 1(1), 106. <https://doi.org/10.1017/CBO9781107415324.004>
- Rodriguez Lucas, D. E. (2013). *Geomecánica aplicada para mejorar la estabilidad de labores mineras subterráneas en la unidad minera M de la compañía minera A.C. Agregados S.A.* 1-76.
- Tacuri Gamboa, A. (2017). *EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA APLICACIÓN DEL SOSTENIMIENTO EN LA MINA HÉRCULES-CIA MINERA LINCUNA*. 122. Retrieved from http://repositorio.unsch.edu.pe/bitstream/handle/UNSCH/2206/TesisM789_Tac.pdf?sequence=1&isAllowed=y