



# FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería Geológica

“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA Y DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL SUBTERRÁNEA, MINA ATAHUALPA, CARAZANCASH 2022”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero Geólogo

**Autores:**

Franklin Armando Cortez Huaman

Jhunion Denis Cotrina Huaman

**Asesor:**

Ing. Daniel Alejandro Alva Huamán

Cajamarca - Perú

2022

## DEDICATORIA

A mis padres, por su constante apoyo, sus sacrificios, sus sabios consejos, por su infinito aprecio y amor que me ofrecen. Así mismo, a mis hermanas, sobrinos por darme ánimo para seguir adelante.

Franklin Cortéz

Este trabajo dedicó al esfuerzo constante de mi padre, Segundo Cotrina y al de mi madre, Antonia Huamán, por brindarme sus sabios consejos y por enseñarme la voluntad de ser perseverante en el camino del estudio.

Jhunion Cotrina

## AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradecer a Dios por darme la vida y salud, por ayudarme siempre a cumplir mis objetivos, me ayuda a salir de las dificultades y es quien está todos los días de mi vida cuidándome. A mi familia, amigos y conocidos que en algún momento me brindaron su apoyo para lograr cumplir parte de mis metas.

Así mismo, agradecer al Ingeniero Daniel Alejandro Alva Huamán por guiarme a realizar la presente investigación compartiendo sus conocimientos y experiencia.

Franklin Cortéz

En primer lugar, Agradecer a Dios por darme la vida, a mi familia y amigos por todo su apoyo incondicional, ya que en varios momentos me ayudaron para cumplir mis objetivos; asimismo, agradecer a los docentes de la escuela profesional de Ingeniería Geológica de la UPN y en especial al Ingeniero Daniel Alva, por brindarme sus conocimientos y experiencia necesaria para el desarrollo esta investigación.

Jhunió Cotrina

## TABLA DE CONTENIDOS

<b>DEDICATORIA .....</b>	<b>2</b>
<b>AGRADECIMIENTO.....</b>	<b>3</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS .....</b>	<b>5</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS .....</b>	<b>6</b>
<b>ÍNDICE DE ECUACIONES .....</b>	<b>7</b>
<b>RESUMEN.....</b>	<b>8</b>
<b>CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>9</b>
<b>CAPÍTULO II. MÉTODO.....</b>	<b>14</b>
2.1. Tipo de investigación.....	14
2.2. Población y muestra.....	14
2.4. Procedimiento .....	17
2.5. Análisis de datos.....	26
<b>CAPÍTULO III. RESULTADOS .....</b>	<b>28</b>
3.1. Análisis generales .....	28
3.2. Evaluación geomecánica y propuesta de sostenimiento .....	28
3.3. Mapeo estructural de la zona de estudio .....	40
3.4. Software Dips6.0 .....	43
3.5. Software Unwedge .....	44
3.6. Elaboración del plano geomecánico, galería principal mina Atahualpa .....	53
<b>CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES.....</b>	<b>55</b>
4.1. Discusión.....	55
4.2. Conclusiones.....	58
<b>REFERENCIAS .....</b>	<b>60</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>62</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1:</b> Resistencia a la Compresión Simple (MPa) Realizada con Picota del Geólogo..	18
<b>Tabla 2:</b> Índice de calidad de roca RQD. ....	19
<b>Tabla 3:</b> Parámetros y rango de valores para la clasificación geomecánica RMR-89. Bieniawski, 1989. ....	20
<b>Tabla 4:</b> Ajuste del RMR89 básico en función a la orientación de las discontinuidades. Bieniawski, 1989. ....	21
<b>Tabla 5:</b> Clasificación de macizos rocosos según RMR y el tiempo de auto-sostenimiento de la galería. Bieniawski, 1989. ....	21
<b>Tabla 6:</b> Sostenimiento de túneles en base al sistema RMR. Bieniawski, 1989. ....	22
<b>Tabla 7:</b> Clasificación del tipo de macizo rocoso según el índice Q. Barton, 2000. ....	23
<b>Tabla 8:</b> Sostenimiento recomendado según Índice Q de Barton. ....	24
<b>Tabla 9:</b> Valoración del macizo rocoso según GSI. ....	25
<b>Tabla 10:</b> Datos generales de la zona de estudio. ....	28
<b>Tabla 11:</b> Cálculo del RQD Mediante Mapeo Geomecánico. ....	29
<b>Tabla 12:</b> Espaciamiento de las discontinuidades. ....	30
<b>Tabla 13:</b> Persistencia de las discontinuidades. ....	31
<b>Tabla 14:</b> Apertura de las discontinuidades. ....	32
<b>Tabla 15:</b> Rugosidad de las discontinuidades. ....	33
<b>Tabla 16:</b> Relleno de las discontinuidades. ....	34
<b>Tabla 17:</b> Meteorización de las discontinuidades. ....	35
<b>Tabla 18:</b> Agua subterránea en las discontinuidades. ....	36
<b>Tabla 19 :</b> Cálculo del RMR en todas las estaciones mediante mapeo geomecánico. ....	37
<b>Tabla 20:</b> Propuesta de sostenimiento según Bieniawski. ....	38
<b>Tabla 21:</b> Cálculo del índice Q, a partir de un mapeo geomecánico. ....	39
<b>Tabla 22:</b> Propuesta de sostenimiento según Barton. ....	39
<b>Tabla 23:</b> Valoración del GSI y Tipo de Sostenimiento. ....	40
<b>Tabla 24:</b> Mapeo estructural Dip/Dip dir. de la galería principal: 0 -110m. ....	41
<b>Tabla 25:</b> Combinación de las 4 familias de discontinuidades para la formación de cuñas. Unwedge. ....	45

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1:</b> Formato para mapeo Geomecánico de la galería principal – Mina Atahualpa...	16
<b>Figura 2:</b> Representación estereográfica de las discontinuidades. ....	42
<b>Figura 3:</b> Gráfico de roseta de las principales familias de discontinuidades.....	43
<b>Figura 4:</b> Zonas plásticas en el perímetro de la galería principal. Phase2. ....	44
<b>Figura 5:</b> Proyección estereográfica Set (1,2,3) de la combinación 1. Unwedge v.3.0. ....	45
<b>Figura 6:</b> Vista de la sección de la galería principal y cuñas formadas por la combinación 1. Unwedge v.3.0.....	46
<b>Figura 7:</b> Sostenimiento con pernos "Swellex" en la combinación 1. Unwedge v.3.0 .....	47
<b>Figura 8:</b> Proyección estereográfica Set (1,2,4) de la combinación 2. Unwedge v.3.0 .....	47
<b>Figura 9:</b> Vista de la sección de la galería principal y cuñas formadas por la combinación 2. Unwedge v.3.0.....	48
<b>Figura 10:</b> Sostenimiento con pernos "Swellex" en la combinación 2. Unwedge v.3.0 ....	49
<b>Figura 11:</b> Proyección estereográfica Set (1,3,4) de la combinación 3. Unwedge v.3.0. ..	49
<b>Figura 12:</b> Vista de la sección de la galería principal y cuñas formadas por la combinación 3. Unwedge v.3.0.....	50
<b>Figura 13:</b> Proyección estereográfica Set (2,3,4) de la combinación 4. Unwedge v.3.0 ...	51
<b>Figura 14:</b> Vista de la sección de la galería principal y cuñas formadas por la combinación 4. Unwedge v.3.0.....	51
<b>Figura 15:</b> Sostenimiento con pernos "Swellex" en la combinación 4. Unwedge v.3.0 ....	52
<b>Figura 16:</b> Mapa geomecánico – RMR, de la galería principal mina Atahualpa, Caraz – Ancash .....	53
<b>Figura 17:</b> Mapa geomecánico – GSI, de la galería principal mina Atahualpa, Caraz – Ancash. ....	54

## ÍNDICE DE ECUACIONES

<b>Ecuación 1:</b> Formula para el RQD lineal .....	19
<b>Ecuación 2:</b> fórmula para el cálculo del RMR89 .....	19
<b>Ecuación 3:</b> fórmula para el cálculo del RMR ajustado .....	19
<b>Ecuación 4:</b> Fórmula para calcular el Q de Barton.....	23
<b>Ecuación 5:</b> Formula para definir el sostenimiento a partir del diámetro equivalente (De) .....	24

## RESUMEN

Se conoce que el desprendimiento de roca es uno de los mayores riesgos para los trabajadores mineros en la minería subterránea. Por ello, para evitar dichos eventos, es importante conocer la estabilidad y calidad del macizo rocoso que ayudará a establecer un tipo de sostenimiento. Por lo tanto, el presente estudio tiene como objetivo proponer un diseño de sostenimiento a partir de una evaluación geomecánica en la galería principal subterránea de la mina Atahualpa. Para cumplir con dicho objetivo se llevó a cabo las siguientes metodologías: Aplicación de las clasificaciones geomecánicas RMR, índice Q e Índice GSI; análisis estructural usando el software Dips; determinación de las zonas plásticas usando el software Phase2; y el modelamiento de sostenimiento puntual y sistemático usando el software Unwedge. El estudio se realizó en 110 metros lineales, donde se establecieron 11 estaciones, cada una de 10 metros donde se obtuvieron dos calidades de roca: Mala en las estaciones 1, 2, 3, 4, 5 y 6, y regular en las estaciones 7, 8, 9, 10 y 11. Se propuso empernado sistemático con malla electrosoldada en roca de calidad mala, y empernado sistemático con malla electrosoldada ocasional en roca de calidad regular.

**Palabras clave:** Evaluación geomecánica, "RMR", "Índice Q", "Índice GSI", Diseño de Sostenimiento.

## CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

En los Países Europeos, debido al nivel de desarrollo de cada uno, en algunos de ellos hay una escasez de estudios geotécnicos y geomecánicos de los macizos rocosos. Aún con la evolución y mejora de las clasificaciones geomecánicas que han proporcionado datos que sirven como base para los modernos métodos de cálculo numérico, los cuales son empleados en las excavaciones subterráneas en macizos rocosos; además la mala aplicación de estas genera resultados deficientes, pero su aplicación correcta y con buen criterio permite que sea una herramienta muy eficiente en la caracterización geomecánica de los macizos rocosos (Gutiérrez & Cerezal, 2015).

Asimismo, el desprendimiento de roca es uno de los mayores riesgos, para los trabajadores mineros en la minería subterránea, que están presentes desde la actividad de exploración hasta el cierre de la mina. En Perú, la minería alcanza los 1700 metros de profundidad, y debido al avance de la tecnología y equipos mineros es posible aumentar la producción; y la necesidad de realizar más excavaciones subterráneas, pero también hay posibilidades de generar mayores riesgos de caída de roca, ya que el macizo rocoso estará expuesto a diferentes esfuerzos, generando inestabilidad de estos (Robles & Luis, 2018). Por ello, el área de geomecánica es la encargada de realizar la evaluación del macizo rocoso durante el diseño, construcción, operación y cierre de la mina, con el fin de controlar el desprendimiento de rocas mediante un diseño de sostenimiento manteniendo estables las labores mineras subterránea, de esa manera garantizando la seguridad de los trabajadores y equipos (Osinerming, 2017).

otorgarle una puntuación según una metodología o criterio preestablecido. De tal manera, clasificando el macizo en varias categorías en base a las puntuaciones dadas, dichas categorías establecen una serie de recomendaciones sobre calidad, estabilidad y tipo de sostenimiento para labores subterráneas como túneles, galerías, etc. Por lo tanto, las clasificaciones son un método de ingeniería geológica que nace con la necesidad de registrar observaciones y datos empíricos, que nos permitan evaluar el comportamiento geomecánico de los macizos rocosos, y así estimar los parámetros geomecánicos para establecer el tipo de sostenimiento en las diversas labores subterráneas (Aguilar, 2015).

Los sistemas de clasificación de macizos rocoso aparecen con Terzaghi en 1945, quien presento la referencia más cercana al uso de un sistema de clasificación para el diseño de soporte de túneles. Años después (Bieniawski, et al., 2014), publica una clasificación del macizo rocoso llamado "Rock Mass Rating RMR" que está basado en parámetros de resistencia, el índice de calidad de la roca RQD y las condiciones de las discontinuidades. También, (Barton et al., 1974), publica el Índice de Calidad Tonelera, que ayuda a la clasificación y caracterización del macizo rocos, esta clasificación incluyen las características de las fracturas, rugosidad, fricción y relleno.

Asimismo, en 1980 Hooke y Brown presentan el criterio de falla "Hoek-Brown", donde se formula el criterio de modo de falla enfatizando en las condiciones de confinamiento dentro de excavaciones subterráneas. El criterio no lineal ahora incorpora rocas intactas y discontinuidades, como juntas, caracterizadas por el índice de resistencia geológica (GSI), que viene a ser un sistema diseñado para determinar el comportamiento de los macizos rocosos encontrados en cimientos, pendientes y excavaciones subterráneas. Para

Sostenimiento en la Galería Principal Subterránea, Mina Atahualpa, Caraz-Ancash, 2022"  
ello, las propiedades de resistencia y deformación de la roca son obtenidas a partir de pruebas

en laboratorio, uniaxiales y triaxiales (Hoek & Brown, 2019).

Según (Ortega, 2018), macizo rocoso hace referencia a un volumen importante de roca que se encuentra intersectado totalmente o parcial por las discontinuidades; definiendo numerosos bloques de roca que, en conjunto, conforman el macizo rocoso. Así mismo, los bloques más pequeños por su geometría y distribución conforman la “roca intacta”, la cual queda definida por las estructuras geológicas.

El diseño de sostenimiento y soporte de cuñas o bloques, formadas en las excavaciones, depende básicamente de la condición geomecánica del macizo rocoso, de tal manera salvaguardando vidas humanas y de los equipos utilizados en las labores de preparación y explotación. Además, es importante conocer la interacción entre macizo rocoso y el elemento de soporte en base a mediciones in situ, que pueden ser por refuerzo activos o pasivos (Alanoca & Baylon, 2019).

Un estudio realizado por (Pérez & Daniel, 2017) en un túnel minero, localizado en España, de 3150 m lineales de diámetro grande, con el objetivo de reconocer, predecir y controlar el comportamiento tanto del macizo rocoso como del sostenimiento ante la presencia de diferentes acciones como esfuerzos, utilizando clasificaciones geomecánicas RMR, Índice Q y GSI para valorar la calidad del macizo rocoso. Además, realizó un análisis de los principales factores geológicos, una caracterización estructural e hidrológica que intervienen en el comportamiento del macizo rocoso. Obteniendo como resultado un macizo rocoso de calidad bueno a regular (II-III). El diseño de sostenimiento consiste en bulones de anclaje con diámetro de 32 mm con longitudes variables de 3 a 5 m; hormigón proyectado reforzado con fibras con espesores de 30mm a los 250 mm; y cerchas metálicas tipo HBE-180.

Juan-Ecuador, donde para evaluar la estabilidad del macizo rocoso emplearon las clasificaciones geomecánicas RMR e índice Q y un análisis empírico. La estabilidad y el tipo de sostenimiento fue determinado a partir del ancho o vano de excavación y el SRF. La zona muestra una litología de andesitas basálticas, donde se realizaron 5 estaciones geomecánicas a lo largo de la excavación, obteniendo como resultado un índice Q promedio de 14,45 y  $De=1.5$ . Además, concluye que las labores son en general estables, debido a que las dimensiones de la excavación son reducidas permitiendo que estas sean autosoportadas.

Un estudio realizado por (Barraza & Raúl, 2018) en la mina Ana María - Puno, con el objetivo de zonificar el macizo rocoso muestreadas en 54 metros lineales con una sección de 4x5 mts lineales, obteniéndose datos de 11 estaciones subterráneas donde se determinó la estabilidad y el diseño de sostenimiento a través de la caracterización geomecánica en base a los sistemas de clasificación Bieniawski (RMR89), Barton (Q), Hoek (GSI). Obteniendo como resultado un RMR promedio de 48, que corresponde a una roca regular, con un índice Q promedio de 0.96, también hay presencia de cuñas. El tipo de soporte proporciona pernos en la corona como en los hastiales con diámetro de taladro de 20 mm, longitud de 3 a 4 m, espaciamiento de 1.5 a 2 m y hormigón proyectado de 4 a 10 cm. de espesor, con un factor de seguridad de 1.26. Además, concluye que la aplicación de la geomecánica determina el sistema de sostenimiento adecuado.

En la unidad minera Atahualpa, actualmente las labores mineras subterráneas, por su caracterización estructural y litológica presentan zonas inestables, que requieren sostenimiento. Además, por falta de estudios geomecánicos en las labores mineras temporales no se han tomado en cuenta diversos factores, que requieren de una evaluación geomecánica del macizo rocoso para determinar la estabilidad y calidad del mismo, y

Sostenimiento en la Galería Principal Subterránea, Mina Atahualpa, Caraz-Ancash, 2022"

posteriormente establecer un diseño de sostenimiento. Estos factores se dan debido a la presencia de diversos agentes (agua, esfuerzos tensionales, alteración, entre otros), también por la dirección de las discontinuidades, presencia de fallas, el tipo de roca y el fracturamiento que presenta. En consecuencia, ocasionan la deformación de la galería, el desprendimiento de rocas del techo, hastiales y frente del avance de la labor. De tal manera, genera inseguridad en los trabajadores y dificulta el desarrollo de las actividades. Por ello, es necesario realizar la evaluación del macizo previo al desarrollo de futuros trabajos y la importancia del presente trabajo.

En función a lo expuesto se plantea la pregunta ¿Cuál es el diseño de sostenimiento a partir de una evaluación geomecánica en la galería principal de la mina Atahualpa, Caraz-Ancash, 2022?

El objetivo general de esta investigación es proponer un diseño de sostenimiento a partir de una evaluación geomecánica en la galería principal subterránea de la mina Atahualpa, 2022. Como objetivos específicos caracterizar los macizos rocosos usando el sistema RMR, Q y GSI; elaborar el mapa geomecánico de la galería principal; y determinar zonas plásticas de la excavación y los esfuerzos principales utilizando el software Phase2 y el Unwedge3.0.

Por tal motivo, se plantea la siguiente hipótesis, al realizar una Evaluación geomecánica, se podrá determinar el mejor sistema de sostenimiento para la galería principal de la mina Atahualpa, Caraz-Ancash 2022.

La información y metodología servirá como base para futuras investigaciones sobre evaluación geomecánica para diseñar sostenimiento en labores subterráneas mineras.

## CAPÍTULO II. MÉTODO

### 2.1. Tipo de investigación

La presente investigación es de "Tipo aplicada", según (Vargas, 2009), constituye un enlace entre ciencia y sociedad, ya que se basa en conocer, actuar, construir y modificar una realidad problemática. Además, tendrá un alcance "Correlacional" y enfoque "Cuantitativo" basado en la recolección de datos numéricos, que mide y estima la magnitud de los fenómenos o problemas de investigación (Sampieri, 2014), asimismo, con un diseño "No experimental" de corte "Transversal", debido a que los datos se registran en un solo momento, es decir, en un tiempo único.

### 2.2. Población y muestra

#### a. Población

Los macizos rocosos de las labores mineras pertenecientes a la mina Atahualpa.

#### b. Muestra

Los 110 metros de longitud de macizos rocosos de la galería principal, mina Atahualpa.

### 2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

#### 2.3.1. Técnicas

- a. **Observación directa:** Esta técnica consiste en que el investigador puede observar directamente al fenómeno que quiere analizar, permitiendo obtener datos reales in situ de tal manera que, no afecta en la evaluación del macizo rocoso.
- b. **Recuperación documental:** Permite realizar la búsqueda y análisis de información ya existente encontrada en diferentes bases de datos, puede ser tesis, artículos científicos, revistas, entre otros. Por lo tanto, ayuda el desarrollo de la investigación a partir del análisis de la información encontrada.

### 2.3.2. Instrumentos

Se diseñó una ficha utilizada en la recolección de datos in situ. Tomando en cuenta la validez y la confiabilidad. Estos fueron adaptados de formatos ya existentes utilizados en varios estudios.

- Tablas de clasificación geomecánica (ficha de mapeo geomecánico)
- Abaco (para determinar datos de autosostenimiento)
- Libreta de campo

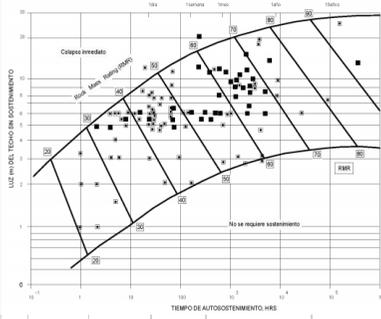
Así mismo, se utilizaron los siguientes equipos de geomecánica:

- Picota de Geólogo
- Brújula Bruton azimutal
- GPS garmin
- Flexómetro
- Escalímetro

Para el formato de mapeo geomecánico se unificó todos los parámetros de las clasificaciones geomecánicas, para ello se realizó una previa revisión de la literatura para poder incluir correctamente los valores. Cabe resaltar que el formato fue adecuado de otros formatos ya existentes el cual se muestra a continuación:

"Evaluación Geomecánica y Diseño de Sostenimiento en la Galería Principal Subterránea, Mina Atahualpa, Caraz-Ancash, 2022"

MAPEO GEOMECÁNICO RMR, Q Y GSI				ZONA: Mina Atahualpa	NIVEL: 1	LABOR: Galería principal	Rumbo perpendicular al eje de la excavación		Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independiente e del rumbo															
REGISTRO N°				FECHA: 11/10/2020		LITOLOGÍA: Lutitas grises		DIRECCION con el buzamiento		DIRECCION contra el buzamiento		  														
AZIMUT (LABOR):				HECHO POR: Franklin Cortéz Huamán		DIMENSIONES DE LA LABOR: 1.3x1.5m		Bz 45°-90° Muy Favorable 0		Bz 20°-45° Favorable -2			Bz 45°-90° Regular -5		Bz 20°-45° Desfavorable -10		Bz 45°-90° Muy Desfavorable -12		Bz 20°-45° Regular -5		Desfavorable -10					
PUNTO DE MAPEO	DIP (BUZAMIENTO)	DIP DIRECTION	FAMILIA	RESISTENCIA A LA COMPRESION (1)	RQD (2)	ESPACIAMIENTO ENTRE DISCONTINUIDADES (3)	CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES (4)					AGUA SUBTERRANEA (5)	ORIENTACIÓN DISCONTINUIDADES	FORM.	FORM.											
							PERSISTENCIA	APERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	ALTERACION					FORMULA	PARA SUS VALORES VER TABLA Q DE BARTON	FORM.	FORM.							
				1.- > 250 Mpa 2.- 100-250 Mpa 3.- 50-100 Mpa 4.- 25-50 Mpa 5.- < 25 Mpa	1.- 90-100% 2.- 75-90% 3.- 50-75% 4.- 25-50% 5.- < 25%	1.- > 2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.- < 60 mm	1.- < 1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.- > 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta < 0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy abierta > 5.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno duro < 5mm 3.- Relleno duro > 5mm 4.- Relleno blando < 5mm 5.- Relleno blando > 5mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente 3.- Moderadamente 4.- Altamente meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Completamente seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Goteo 5.- Flujo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable	RMR89 (BÁSICO)	RMR89 (AJUSTADO)	RMR89 (CONDICIONES SECAS)	RMR89-5	$RQD = 100 * e^{-0.1L} (0.1L + 1)$	RQD %	Número de discontinuidades (Jn)	Número de rugosidad (Jr)	Número de alteración (Ja)	Número de agua subterránea (Jw)	Factor de reducción de esfuerzos (SRF)	$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jw}{Ja} * SRF$	$\sigma_c = (RMR/Jn) * (Jr / Jw)$



GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS	RANGO RESIST
	<b>IDENTIFICACION DE CAMPO</b>	<b>COMP. Mpa</b>
R1	Delesnable con golpes firmes con la punta del martillo de desconcha con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	se desconcha con dificultad con chuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	no se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con un golpe firme del martillo	25 - 50
R4	la muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	se requiere varios golpes del martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250

Figura 1: Formato para mapeo Geomecánico de la galería principal – Mina Atahualpa

## 2.4. Procedimiento

### 2.4.1. Etapa de Pre campo

Las tres clasificaciones empleadas para el presente estudio fueron las siguientes: Bieniawski (RMR); Barton, Lien y Lunde (Índice Q), y la de Hoek-Brown (GSI). Las dos primeras utilizan el RQD de Deere como parámetro. A continuación, se describen cada una ellas:

**Cálculo del RMR (Rock Mass Rating):** Para determinar el RMR básico, RMR corregido y RMR en condiciones secas se tomaron en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión simple (MPa)
- RQD (%)
- Espaciamiento de las discontinuidades (cm)
- Condición de las discontinuidades (persistencia, abertura, rugosidad, relleno y alteración).
- Agua subterránea
- Orientación de las discontinuidades con respecto a la dirección de la excavación.

La suma de la valoración de los parámetros mencionados va de (0 a 100) en base a esto determina la calidad del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento que requiere la galería principal subterránea. El formato RMR para el relleno de los parámetros en campo se adjunta en el anexo n°10.

Para determinar la resistencia a la compresión (RCU) de la roca intacta se utilizó el martillo de geólogo en base al cuadro mostrado en la siguiente figura:

**Tabla 1:**

*Resistencia a la Compresión Simple (MPa) Realizada con Picota del Geólogo.*

Grado	Descripción	Índice de resistencia	Rango resistencia
		Identificación de campo	Compresión (MPa)
R0	Roca extremadamente blanda	El material se puede marcar con la uña	0.25-1
R1	Roca muy blanda	Deleznable con golpes firmes con la punta del martillo de geólogo de desconcha con una cuchilla	1.0-5.0
R2	Roca blanda	Se desconcha con dificultad con chuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5-25
R3	Roca moderadamente dura	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con un golpe firme del martillo	25-50
R4	Roca dura	La muestra se rompe con más de un golpe del martillo	50-100
R5	Roca muy dura	Se requiere varios golpes del martillo para romper la muestra	100-250
R6	Roca extremadamente dura	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	>250

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

*Ecuación 1: Formula para el RQD lineal*

Para el cálculo del RQD se realizó en función al número de fracturas por metro lineal determinadas al realizar el levantamiento geomecánico de la galería principal el cual se calculó con la siguiente formula:

Donde al realizar los cálculos se determinan la valoración del RQD y el tipo de roca que representa que se muestra en el siguiente cuadro:

**Tabla 2:**

*Índice de calidad de roca RQD.*

RQD (%)	Calidad de la roca
<25	Muy pobre
25-50	Pobre
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Muy buena

Fuente: (Deere, 19968)

En la siguiente tabla se muestra los parámetros y valoración que toma en cuenta la clasificación RMR, que en base a esto se realizó la evaluación del macizo rocoso. Para hallar el RMR89 se aplica la siguiente formula:

$$RMR89=1+2+3+4+5$$

*Ecuación 2: fórmula para el cálculo del RMR89*

Donde:

(1) La resistencia de la roca. 2) El valor de RQD. 3) El espaciamiento de las discontinuidades. 4) El estado de las discontinuidades. 5) La presencia de agua en la zona.

$$RMR \text{ AJUSTADO} = RMR89 - \text{Ajuste de excavación}$$

*Ecuación 3: fórmula para el cálculo del RMR ajustado*

**Tabla 3:**

*Parámetros y rango de valores para la clasificación geomecánica RMR-89. Bieniawski, 1989.*

Parámetros			Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Ensayo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa			
		Compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Valor	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD	100-90%	75-90%	50-75%	25-50%	25%			
	Valor	20	17	13	8	3			
3	Espaciado de las discontinuidades	>2 m	0.6-2 m	0.2-0.6 m	6-20 cm	<6 cm			
	Valor	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m		
		Valor	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Valor	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5 mm	Relleno duro >5 mm	Relleno blando <5 mm	Relleno blando >5 mm		
		Valor	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
Valor	6	5	3	1	0				
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Pagua/Pprinc	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condiciones generales	Completamente secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Agua fluyendo		
	Valor	15	10	7	4	0			

función a la orientación de las discontinuidades de esa manera se determina el RMR89

ajustado el cual se muestra en la siguiente tabla:

**Tabla 4:**

*Ajuste del RMR89 básico en función a la orientación de las discontinuidades. Bieniawski, 1989.*

<b>Rumbo y Dip de las discontinuidades</b>	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
<b>Para túnel</b>	0	-2	-5	-10	-12

De esta manera se obtiene el RMR clasificando al macizo rocoso en cinco categorías y para cada una el tiempo de auto-sostenimiento de la galería sin ningún soporte, presentadas a continuación:

**Tabla 5:**

*Clasificación de macizos rocosos según RMR y el tiempo de auto-sostenimiento de la galería. Bieniawski, 1989*

<b>Valor RMR</b>	81-100	61-80	41-60	21-40	0-20
<b>Clase</b>	I	II	III	IV	V
<b>Descripción</b>	Muy bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy malo
<b>Cohesión</b>	>4 Kg/cm <sup>2</sup>	3-4 Kg/cm <sup>2</sup>	2-3 Kg/cm <sup>2</sup>	1-2 Kg/cm <sup>2</sup>	<1 Kg/cm <sup>2</sup>
<b>Ángulo de rozamiento</b>	>45°	35°-45°	25°-35	15°-25	<15°
<b>Tiempo de sostenimiento</b>	20 años para 15m	1 año para 10m	1 semana para 5m	10 horas para 2.5m	30 minutos para 1m

Finalmente, el tipo de sostenimiento según al sistema de clasificación RMR para labores mineras subterráneas se muestra a continuación:

**Tabla 6:**

*Sostenimiento de túneles en base al sistema RMR. Bieniawski, 1989.*

Clase de macizo rocoso	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos de D: 20mm adhesión total.	Hormigón lanzado	Marcos de acero
Muy buena RMR: 81-100	Avances de 3 m a sección completa.	Generalmente no se necesita sostenimiento, excepto algunas anclas para refuerzo local.		
Buena RMR: 61-80	Avances de 1,0 a 1,5 m a sección completa. Sostenimiento total a 20 m del frente	Pernos locales en el techo, 3 m de largo y espaciado de 2,5 con malla ocasional	50 mm en el techo donde fuera necesario	NO
Regular RMR: 41-60	Media sección y banqueo, progresiones de 1,0 a 1,5 m en la media sección. Debe instalar los refuerzos conforme el avance a 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4 m de largo, espaciado de 1,5 a 2 m en el techo y paredes con malla en el techo	50 – 100 mm en el techo. 30 mm en las paredes.	NO
Mala RMR: 21-40	Etapas múltiples. A veces de 0,5 a 1,5 m en la media sección. Instalación del sostenimiento a medida que se excava. Hormigón lanzado con la mayor brevedad después de las voladuras	Empernado sistemático de 4 a 5 m de largo con espaciado de 1 a 1,5 m en el techo y paredes con malla.	100 a 150 mm en el techo. 100 mm en las paredes	Marcos ligeros a medianos separados 1,5 m donde haga falta
Muy mala RMR: 0-20	Etapas múltiples. A veces de 0,5 a 1,5 m en la media sección. Instalación del sostenimiento a medida que se excava. Hormigón lanzado con la mayor brevedad después de las voladuras.	Empernado sistemático de 5 a 6 m de largo espaciado 1 a 1,5 m en la clave y paredes con malla. Instalación de pernos en el piso o contrabóveda.	150 a 200 mm en el techo. 100 mm en las paredes y 50 mm en la frente.	Marcos medianos a pesados espaciados a 0,75 m con tablestacados donde se necesite

**Cálculo del Índice Q:** Para determinar la calidad de la roca y clasificarla esta

clasificación está basado en 6 parámetros mostrados en la siguiente formula:

$$Q = (RQD/ Jn) * (Jr/ Ja) * (Jw /SRF)$$

**Ecuación 4:** Fórmula para calcular el Q de Barton

Donde:

- RQD: Rock Quality Designation.
- Jn: Se calcula en función del número de sets de estructuras presentes en el macizo rocoso.
- Jr: Se calcula en función de la rugosidad de las estructuras.
- Jw: Se calcula en función de la condición de aguas en las estructuras del macizo rocoso.
- Ja: Se calcula en función del grado de alteración de las estructuras.
- SRF: Stress Reducción Factor, se asocia a los efectos de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso.

El índice Q clasifica al macizo rocoso en nueve 9 tipos mostrados a continuación:

**Tabla 7:**

*Clasificación del tipo de macizo rocoso según el índice Q. Barton, 2000.*

<b>Tipo de macizo rocoso</b>	<b>Valor de Q</b>
Excepcionalmente malo	0.001-0.01
Extremadamente malo	0.01-0.1
Muy malo	0.1-1
Malo	1-4
Medio	4-10
Bueno	10-40
Muy bueno	40-100
Extremadamente bueno	100-400
Excepcionalmente bueno	400-1000

del diámetro equivalente ( $D_e$ ) y la relación de sostenimiento (SRF) mostrada en la siguiente

fórmula:

$$D_e = \frac{\text{Ancho, diámetro o altura de excavación}}{\text{Relación de sostenimiento (SRF)}}$$

**Ecuación 5:** *Formula para definir el sostenimiento a partir del diámetro equivalente ( $D_e$ )*

En este caso el valor del SRF se definió de acuerdo la categoría de la excavación (B) teniendo como valor 1.6. Revisar el anexo n°12. Finalmente, el valor Q y el diámetro equivalente ( $D_e$ ) servirán para diseñar el tipo de sostenimiento mostrado en el anexo n°4. A continuación, se muestra los tipos de sostenimiento recomendado según al índice Q:

**Tabla 8:**

*Sostenimiento recomendado según Índice Q de Barton.*

Categoría	Sostenimiento
1	Sin soporte o pernos esporádicos
2	Pernos esporádicos, SB.
3	Pernos sistemáticos, hormigón proyectado reforzado con fibra, 5-6 cm, B+Srf.
4	Hormigón proyectado de 6-9 cm reforzado con fibra y pernos sistemáticos, Sfr(E500)+B.
5	Hormigón proyectado de 9-12 cm reforzado con fibra y pernos sistemáticos, Sfr(E700)+B.
6	Hormigón proyectado reforzado con fibra y pernos sistemáticos, 12-15 cm + varillas de acero con hormigón proyectado y pernos sistemáticos, Sfr(E700)+RRSI+B.
7	Hormigón proyectado reforzado con fibra > 15 cm + varillas de acero con hormigón proyectado y pernos sistemáticos, Sfr(E1000)+RRSII+B,
8	Hormigón armado, CCA o Sfr(E1000)+RRSIII+B.
9	Evaluación especial.

clasificación se determinó mediante una observación cuidadosa del terreno in situ donde se visualizó el comportamiento del macizo rocoso en base a su fracturación (geometría y tamaño de bloques), caracterización estructural y resistencia al corte de las discontinuidades del macizo rocoso. Además, para definir las condiciones del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento se muestra en el anexo n°14. También, se puede determinar a partir de la diferencia del (RMR89 - 5). Éste índice define un rango que varía de 0 a 100 y se reconocen cinco clases de macizos rocosos:

**Tabla 9:**

Valoración del macizo rocoso según GSI.

CLASE	CALIDAD DE MACISOS	RANGO DE GSI
V	Muy Mala	0 – 20
IV	Mala	20 – 40
III	Regular	40 – 60
II	Buena	60 – 80
I	Muy Buena	80 – 100

**2.4.2. Trabajo de campo:**

Se basa en la recolección de datos de la zona de estudio, esta fase es muy importante para nuestro trabajo, ya que depende de ello la investigación y con el trabajo de campo es posible recopilar todos los datos necesarios para medir, conocer y cuantificar las variables; de esa manera dar solución a un problema o validar una hipótesis.

En el presente estudio se recolectarán datos estructurales y geomecánicos a partir de un mapeo estructural de los 110 metros lineales de la galería principal y una evaluación

los macizos rocosos presentes en la labor subterránea. Para ello, se realizó lo siguiente:

- Dirigirnos a la galería principal subterránea de la mina Atahualpa, previamente con los permisos y autorización del encargado y cumpliendo con todo el procedimiento a realizar.
- Cumplir con los protocolos de seguridad ante el Covid-19
- Contar con todos los materiales e instrumentos necesarios para poder llevar a cabo la recolección de datos. Mediante la observación directa.
- Realizar un recorrido previo en la galería principal de la mina para reconocer el terreno.

La caracterización del macizo rocoso se realizó con el fin de obtener parámetros geomecánicos que serán utilizados en el diseño de sostenimiento de la galería. Además, se aplicó el método de las estaciones, en este caso se dividieron en 11 estaciones cada una de 10 metros aproximadamente.

## **2.5. Análisis de datos**

Ya que la investigación es cuantitativa, luego de la recolección de datos in situ, a partir de una tabla de datos, se realizará el análisis mediante métodos empíricos para determinar la calidad de los macizos rocosos. Además, se usaron diferentes programas como el Software Dips6.0, para determinar la orientación de las discontinuidades, familias de juntas, distribución de polos y analizar las posibles roturas que se forman; el Phassee2, para determinar las zonas plásticas de la excavación y el análisis de esfuerzos a las que está sometida la galería; y el Unwedge3.0 para el análisis de geometría y estabilidad de cuñas formadas por las discontinuidades en la galería principal. Los datos serán traducidos a

"Evaluación Geomecánica y Diseño de Sostenimiento en la Galería Principal Subterránea, Mina Atahualpa, Caraz-Ancash, 2022"  
gráficos y características que puedan interpretarse para llegar a un resultado óptimo que respondan la pregunta y los objetivos de la investigación.

### **3. Aspectos éticos**

Esta investigación fue realizada de manera honesta por parte de los investigadores desde la etapa de pre-campo, campo y análisis de datos, desde requerir los permisos correspondientes para el ingreso a la galería, y hasta la utilización de los diferentes softwares pertenecientes al paquete de Rocscience que son de libre descarga, sin costo por alguno por la utilización de estos. Asimismo, fue desarrollada con todos los protocolos establecidos por la Universidad privada del norte – Cajamarca.

### CAPÍTULO III. RESULTADOS

#### 3.1. Análisis generales

En este capítulo se describirá todos los parámetros tomados en campo, desde la obtención del RQD, RMR y GSI, para un posterior análisis del diseño de sostenimiento de la galería, en cada una de las once estaciones analizadas, las cuales detallaremos a continuación:

#### Tabla 10:

*Datos generales de la zona de estudio.*

<b>Nombre del túnel</b>	Galería principal-Atahualpa
<b>Sección del túnel</b>	1.5x2.0 m
<b>Longitud</b>	110 m
<b>Uso del túnel</b>	Acceso principal
<b>Dirección del túnel</b>	N245°
<b>Litología</b>	Lutitas – Areniscas
<b>Coordenadas</b>	N: 8989768 E: 188223
<b>Altitud</b>	3100 m.s.n.m

#### 3.2. Evaluación geomecánica y propuesta de sostenimiento

##### 3.2.1. Clasificación según RMR

###### a. Cálculo del RQD

Para el cálculo del RQD se contabilizó el número de fracturas presentes en 1 metro lineal. Para la aplicación del RQD respectivo para las 11 estaciones se hace un redondeo de datos tomando en cuenta la valoración existente en la ficha geomecánica RMR, Q, y GSI, del anexo n° 10.

**Tabla 11:**

*Cálculo del RQD Mediante Mapeo Geomecánico*

Estación	Número de fracturas	RQD		Calidad del macizo
		$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda}$ ( $0.1\lambda + 1$ )	Valoración	
1	29	20	3	Muy mala
2	27	25	3	Muy mala
3	25	29	8	Mala
4	25	29	8	Mala
5	23	33	8	Mala
6	23	33	8	Mala
7	20	41	8	Mala
8	13	63	13	Regular
9	12	66	13	Regular
10	15	55	13	Regular
11	13	63	13	Regular

En la tabla mostrada, según al índice RQD, se muestran tres tipos de macizos rocosos, se puede observar que al disminuir el número de fracturas el macizo aumenta su calidad. En general promedio del RQD es de 41.41, que correspondería a una roca de calidad Mala.

### b. Espaciado entre las discontinuidades

A continuación, se muestra el promedio de la medición de las discontinuidades en las 11 estaciones, que se evidencia en el anexo n° 2.

**Tabla 12:**

*Espaciamiento de las discontinuidades*

Estación	Descripción	Espaciamiento		Valoración
		mm	Cm	
1	Cerrado	60 - 200	6 - 20	8
2	Cerrado	60 - 200	6 - 20	8
3	Muy cerrado	20 - 60	2 - 6	5
4	Cerrado	60 - 200	6 - 20	8
5	Cerrado	60 - 200	6 - 20	8
6	Cerrado	60 - 200	6 - 20	8
7	Moderado	200 - 600	20 - 60	10
8	Moderado	200 - 600	20 - 60	10
9	Moderado	200 - 600	20 - 60	10
10	Moderado	200 - 600	20 - 60	10
11	Moderado	200 - 600	20 - 60	10

En el cuadro se observa que la galería presenta tres tipos de espaciamiento de discontinuidades muy cerradas, cerradas y moderada. La valoración de estas se muestra en el anexo n°10.

### c. Condición de las discontinuidades

A continuación, se muestran las condiciones de las discontinuidades de las 11 estaciones geomecánicas.

➤ **Persistencia de las discontinuidades**

**Tabla 13:**

*Persistencia de las discontinuidades.*

<b>Estación</b>	<b>Descripción</b>	<b>Persistencia (m)</b>	<b>Valoración</b>
1	Muy baja persistencia	<1	6
2	Muy baja persistencia	<1	6
3	Baja persistencia	1 – 3	4
4	Baja persistencia	1 – 3	4
5	Baja persistencia	1 – 3	4
6	Baja persistencia	1 – 3	4
7	Baja persistencia	1 – 3	4
8	Baja persistencia	1 – 3	4
9	Muy baja persistencia	<1	6
10	Baja persistencia	1 – 3	4
11	Muy baja persistencia	<1	6

Del cuadro se puede deducir que en general la galería presenta un promedio de persistencias de 1 a 3 m, esto indica que la galería presenta un tipo de persistencia baja (ver anexo n°3).

➤ **Apertura**

A continuación, se muestra la clasificación de la apertura de las 11 estaciones geomecánicas (ver anexo n° 4).

**Tabla 14:**

*Apertura de las discontinuidades.*

<b>Estación</b>	<b>Descripción</b>	<b>Apertura (mm)</b>	<b>Valoración</b>
1	Abierta	1.0 – 5.0 mm	1
2	Abierta	1.0 – 5.0 mm	1
3	Abierta	1.0 – 5.0 mm	1
4	Abierta	1.0 – 5.0 mm	1
5	Abierta	1.0 – 5.0 mm	1
6	Abierta	1.0 – 5.0 mm	1
7	Parcialmente abierta	0.1 – 1.0 mm	4
8	Parcialmente abierta	0.1 – 1.0 mm	4
9	Parcialmente abierta	0.1 – 1.0 mm	4
10	Parcialmente abierta	0.1 – 1.0 mm	4
11	Parcialmente abierta	0.1 – 1.0 mm	4

De acuerdo a la tabla se puede evidenciar que en las estaciones (1 – 6) el macizo rocoso presta discontinuidades con abertura de 1 a 5 mm, dicho parámetro afecta a la estabilidad de la galería, a comparación de las estaciones (7 – 11) presentan una apertura de 0.1 – 1.0 mm, la cual favorece la estabilidad del macizo.

➤ **Rugosidad**

A continuación, se determina la rugosidad que presentan las 11 estaciones de la galería.

**Tabla 15:**

*Rugosidad de las discontinuidades*

<b>Estación</b>	<b>Descripción</b>	<b>Puntaje</b>
1	Ligeramente rugosa	3
2	Lisa	1
3	Lisa	1
4	Lisa	1
5	Lisa	1
6	Lisa	1
7	Lisa	1
8	Lisa	1
9	Lisa	1
10	Lisa	1
11	Lisa	1

Del cuadro podemos observar que en general las estaciones en su mayoría presentan rugosidad lisa, debido a la litología presente en la galería, ya que, la rugosidad de las superficies de las discontinuidades depende de su forma de origen y la mineralogía de la roca. En este caso, es Lutita que está compuesta de minerales arcillosos, micas y limos por lo cual, presenta partículas de tamaño menores a 0.06mm, por ello las superficies de las juntas es lisa (ver anexo n°5). A excepción de la estación 1 donde las juntas presentan una superficie ligeramente rugosa por la presencia de rocas areniscas.

➤ **Relleno**

**Tabla 16:** *Relleno de las discontinuidades.*

Estación	descripción	Puntaje
1	Blando	<5 mm
2	Blando	<5 mm
3	Blando	<5 mm
4	Blando	>5 mm
5	Blando	<5 mm
6	Blando	<5 mm
7	Blando	<5 mm
8	Duro	>5 mm
9	Blando	<5 mm
10	Blando	<5 mm
11	Blando	<5 mm

Del cuadro podemos deducir que en general las 11 estaciones presentan un relleno blando menores a 5mm. A excepción de la estación 8 que presenta un relleno duro, ya que hay presencia de Sills, que se evidencia en el anexo n°6.

➤ **Alteración**

**Tabla 17:** *Meteorización de las discontinuidades.*

Estación	Descripción	Puntaje
1	Descompuesta	0
2	Altamente meteorizado	1
3	Altamente meteorizado	1
4	Altamente meteorizado	1
5	Altamente meteorizado	1
6	Altamente meteorizado	1
7	Moderadamente	3
8	Moderadamente	3
9	Moderadamente	3
10	Moderadamente	3
11	moderadamente	3

Las primeras estaciones la galería presenta un material muy fracturado por la acción de la meteorización, pero a medida que va en profundidad esta va disminuyendo la meteorización y presentando menor fracturamiento (ver anexo n°8).

➤ **Agua subterránea**

**Tabla 18:** *Agua subterránea en las discontinuidades.*

Estación	Descripción	Puntaje
1	Húmedo	10
2	Húmedo	10
3	Mojado	7
4	Mojado	7
5	Mojado	7
6	Mojado	7
7	Goteo	4
8	Goteo	4
9	Goteo	4
10	Goteo	4
11	Goteo	4

Por lo general en la galería hay presencia de agua el cual es un factor importante a tomar en cuenta, ya que el agua actúa negativamente en la calidad y estabilidad del macizo rocos. En este caso, el agua afecta en menor proporción, en las superficies planas por la rugosidad “Lisa” que presentan las discontinuidades. Por otro lado, la presencia de agua en las superficies rugosas, reduce la resistencia al corte.

Ahora a partir de los datos mostrados anteriormente se calcula el RMR en base a la valoración de Bieniawski 1989 que se puede ver la tabla n° 3. A continuación se muestra la tabla con el resumen del RMR de las 11 estaciones:

**Tabla 19 :** *Cálculo del RMR en todas las estaciones mediante mapeo geomecánico*

Estación	RCU (MPa)	Valoración	RMR	Tipo de roca
1	5-25	2	34	Mala
2	25-50	4	35	Mala
3	50-100	7	35	Mala
4	50-100	7	37	Mala
5	50-100	7	38	Mala
6	50-100	7	38	Mala
7	50-100	7	42	Regular
8	50-100	7	48	Regular
9	50-100	7	49	Regular
10	50-100	7	47	Regular
11	50-100	7	49	Regular

De acuerdo a la valoración del RMR el promedio es 41, que correspondería a un macizo rocoso (tipo Regular de clase III), se puede notar que hasta el metro 60 el RMR es más bajo con relación a las siguientes estaciones (60-110m), esto se debe a que la litología (Lutita) de la excavación es menos resistente a pesar de que es el mismo material.

A continuación, en base al RMR98 se propone un tipo de sostenimiento en las 11 estaciones:

**Tabla 20:**

*Propuesta de sostenimiento según Bieniawski.*

Estación	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
<b>RMR89</b>	34	35	35	37	38	38	42	48	49	47	49
<b>Calidad de la roca</b>	II – Mala						III – Regular				
<b>Sostenimiento</b>	*Pernos sistemáticos, de 4-5 m de longitud espaciados 1-1.5m en la corona y en las paredes, con malla de alambres. <b>Shotcrete</b> , 100-150 mm en la corona y 100mm en las paredes.						*Se requiere pernos sistemáticos, de 4m de longitud, espaciados 1.5-2m en la corona y en las paredes, con malla de alambre en la corona. <b>Shotcrete</b> , 50-100mm en la corona y 30mm en las paredes.				

### 3.2.2. Cálculo del índice Q de Barton

Para este sistema de clasificación se tomaron en cuenta 6 parámetros que se encuentran en el (anexo n°12). Los datos fueron tomados in situ y los resultados se muestran a continuación:

**Tabla 21:**

*Cálculo del índice Q, a partir de un mapeo geomecánico*

EST.	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q
1	20	20	1	3	0.33	5	0.02
2	25	12	1	2	0.33	5	0.06
3	29	12	1	2	0.33	5	0.08
4	29	12	1	2	0.33	5	0.08
5	33	12	1	2	0.33	5	0.09
6	33	12	1	2	0.33	5	0.09
7	41	12	1	2	0.33	5	0.1
8	63	12	1	2	0.33	5	0.17
9	66	12	1	2	0.33	5	0.18
10	55	15	1	2	0.33	5	0.15
11	63	15	1	2	0.33	5	0.17

En la tabla se puede notar que el valor de Q está dentro de (0.02-0.18) siendo el promedio de los valores de Q=0.1 de las 11 estaciones, de esta manera clasificando al macizo rocoso de tipo Muy malo, de acuerdo a la tabla n°7.

**Tabla 22:**

*Propuesta de sostenimiento según Barton.*

Estación	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
<b>Calidad de la roca</b>	Extremadamente mala						Muy mala				
<b>Sostenimiento</b>	Hormigón proyectado reforzado con fibra y pernos sistemáticos, 9-12 cm.						Hormigón proyectado reforzado con fibra y pernos sistemáticos, 6-9 cm.				

y el valor de Q. Siendo el diámetro equivalente de la galería ( $De=2/1.6 = 1.25$ ): el promedio para las estaciones (1 – 6)  $Q= 0.07$  y para las estaciones (7 – 11)  $Q= 0.77$ . Para lo cual el ábaco se encuentra en el anexo n°13.

### 3.2.3. Cálculo del GSI

Para establecer el tipo de sostenimiento en base a las valoraciones del GSI se tomaron en cuenta las tablas presentes en el anexo n° 14. A continuación, se muestra los resultados:

**Tabla 23:**

*Valoración del GSI y Tipo de Sostenimiento.*

Estación	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
GSI	34	35	38	40	41	41	48	53	54	52	54
Estructura del macizo	IF/ M	MF/ M	MF/ M	MF/ M	MF/ M	MF/ M	F/ M	F/ M	F/ M	F/ M	F/ M
Calidad de la roca	Mala						Regular				
Sostenimiento	Pernos sistemáticos de 1 x 1 m más malla de refuerzo obligatorio.						Pernos sistemáticos de 1.2 x 1.2 m, malla ocasional.				

Del cuadro se observa que las estaciones n° (1-6) corresponde a un macizo rocoso Muy fracturado (MF) y la condición de las discontinuidades malas (M), lisas y intemperizadas; en las estaciones n° (7-11) corresponde a macizo rocoso Muy Fracturada Regular MF/R, evidenciándose en el anexo n° 15.

### 3.3. Mapeo estructural de la zona de estudio

Para el presente estudio se realizó un mapeo estructural general de los 110 metros lineales, para determinar la orientación de las discontinuidades. Para ello, se tomaron datos

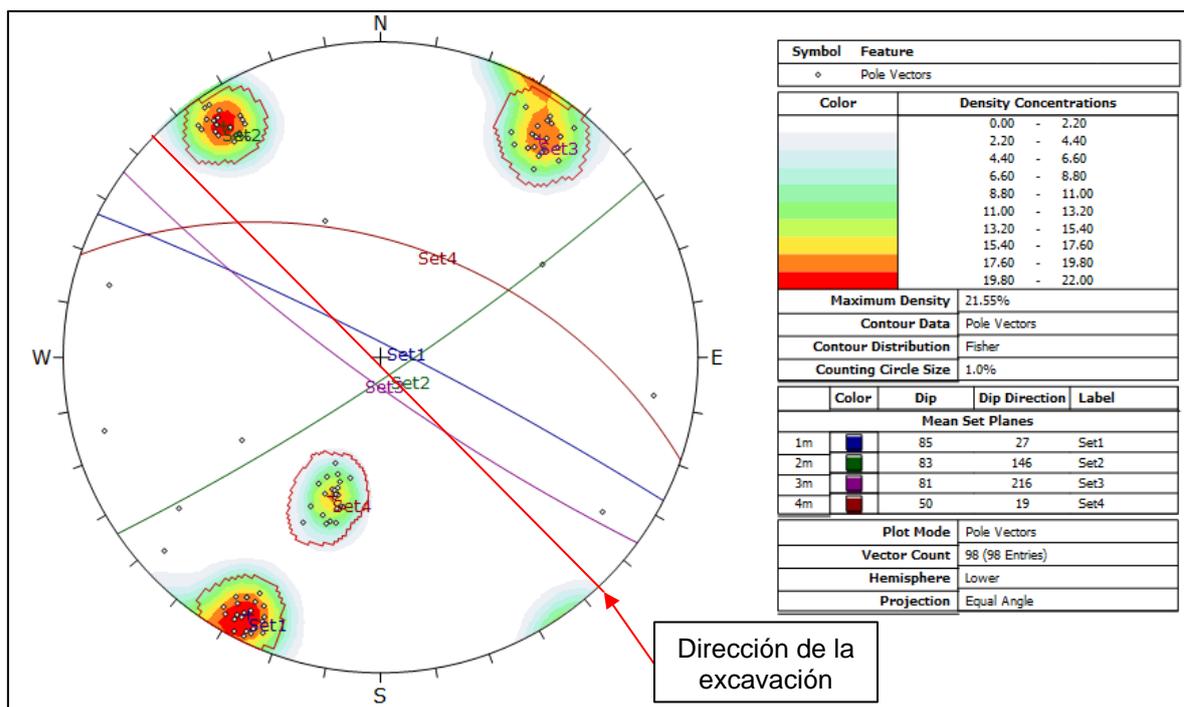
"Evaluación Geomecánica y Diseño de Sostentamiento en la Galería Principal Subterránea, Mina Atahualpa, Caraz-Ancash, 2022" como Dip y Dip direction en donde se registraron 98 discontinuidades. La información recolectada, mostrada a continuación, será procesada con ayuda del software Dips6.0.

**Tabla 24:** Mapeo estructural Dip/Dip dir. de la galería principal: 0 -110m.

N°	Dip	Dip dir.	N°	Dip	Dip dir.	N°	Dip	Dip dir.
1	61	240	34	79	148	67	78	215
2	84	75	35	89	28	68	43	14
3	85	24	36	88	145	69	77	53
4	60	25	37	52	15	70	85	48
5	50	158	38	87	220	71	85	146
6	54	59	39	79	146	72	81	150
7	81	305	40	78	149	73	83	144
8	83	105	41	86	144	74	82	147
9	82	278	42	84	145	75	88	146
10	80	147	43	82	150	76	86	142
11	85	142	44	80	148	77	78	215
12	82	144	45	85	210	78	79	218
13	84	145	46	77	212	79	83	214
14	83	150	47	79	216	80	81	215
15	86	147	48	81	214	81	85	216
16	82	147	49	82	217	82	84	219
17	85	145	50	85	215	83	78	218
18	79	210	51	80	222	84	82	27
19	80	218	52	75	219	85	85	28
20	86	215	53	82	25	86	87	29
21	84	219	54	80	27	87	88	26
22	82	220	55	87	31	88	83	31
23	84	30	56	89	26	89	82	29
24	82	29	57	86	28	90	87	25
25	84	27	58	87	23	91	86	29
26	88	25	59	84	24	92	49	18
27	86	32	60	50	22	93	57	17
28	45	24	61	56	20	94	55	25
29	48	20	62	45	18	95	48	26
30	50	18	63	43	20	96	47	18
31	52	14	64	40	23	97	58	18
32	48	19	65	57	15	98	49	17
33	53	15	66	53	16			

principales (Set1, Set2, Set3) y una secundaria (Set4) siendo el Set2 la principal. Donde tienen un Dip/Dip dir. promedio de: Set1 buzamiento 85° y dirección de buzamiento 27°, expresado en rumbo y buzamiento: N63°W y 85°NE; Set2 buzamiento 83° y dirección de buzamiento 146°, expresado en rumbo y buzamiento: N56°E y 83°SE; Set3 buzamiento 81° y dirección de buzamiento 216°, expresado en rumbo y buzamiento N54°W y 81°SW; Set4 buzamiento 50° y dirección de buzamiento 19°, expresado en rumbo y buzamiento: S71°E y 19°NE. Además, la dirección de la excavación es N315° o expresado en rumbo N45°W.

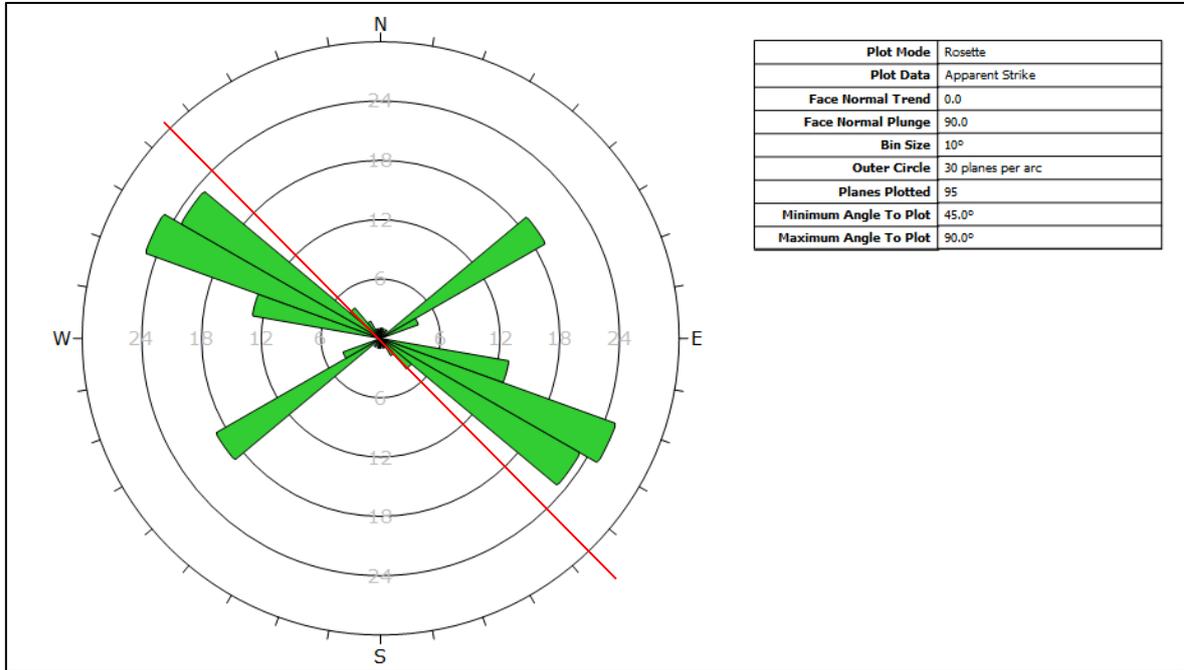
A continuación, se muestra la gráfica con la concentración de polos y las principales familias de discontinuidades y los planos de estas.



**Figura 2:** Representación estereográfica de las discontinuidades.

También, se presenta un diagrama de rosetas que indica la orientación de las principales familias de discontinuidades de la galería principal (0-110m). Donde se observa

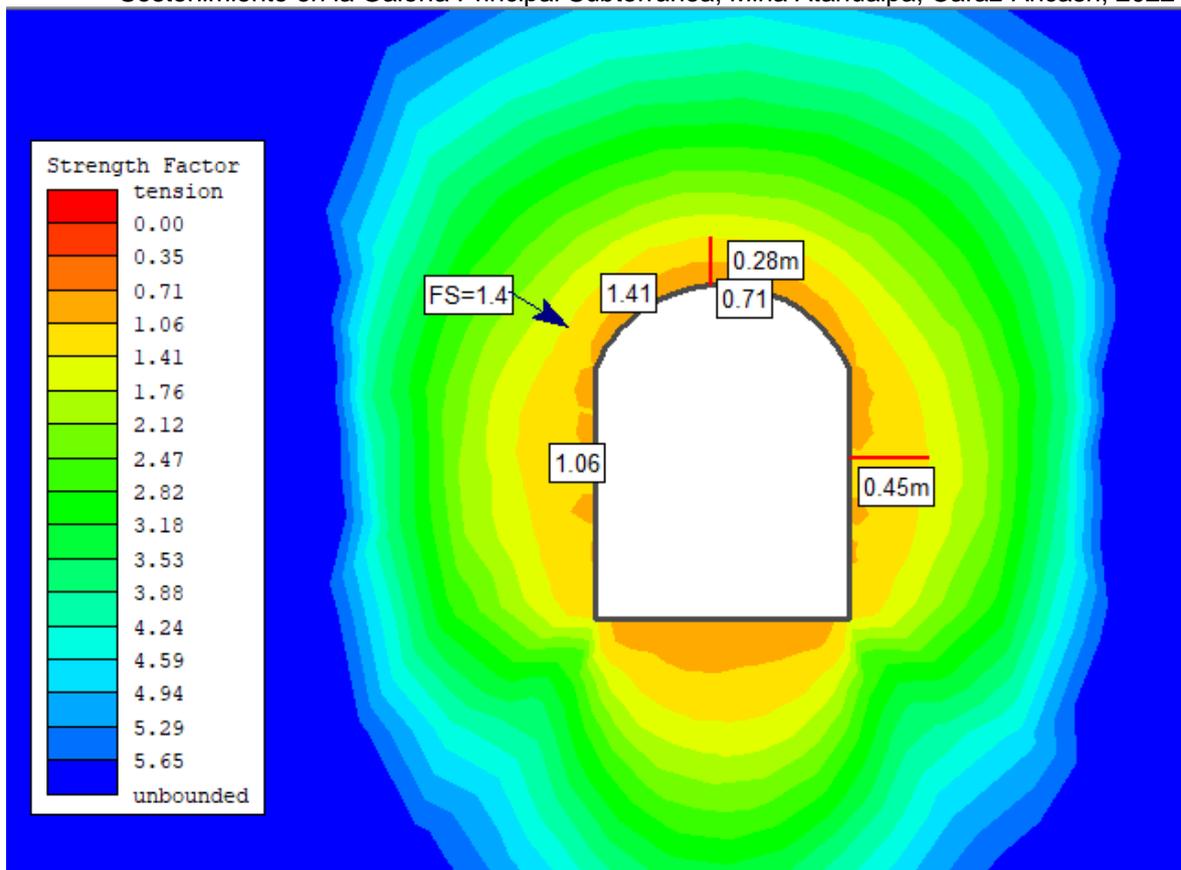
"Evaluación Geomecánica y Diseño de Sostentamiento en la Galería Principal Subterránea, Mina Atahualpa, Caraz-Ancash, 2022"  
 que la orientación de la familia principal (Set1) es NW o SE y se aprecia que hay paralelismo entre las discontinuidades y la orientación de la galería principal.



**Figura 3:** Gráfico de roseta de las principales familias de discontinuidades.

### 3.4. Software Phase2

Este software fue empleado para identificar las zonas plásticas, factor de seguridad y el análisis de los esfuerzos presentes en la galería principal, a continuación, se muestra un resumen de los resultados:



**Figura 4:** Zonas plásticas en el perímetro de la galería principal. Phase2.

En este caso se tomó como factor de seguridad de  $FS=1.4$  mínimo para la galería. Entonces, las zonas plásticas para el techo es  $0.28m$  y para la caja es  $0.45m$ .

### 3.5. Software Unwedge

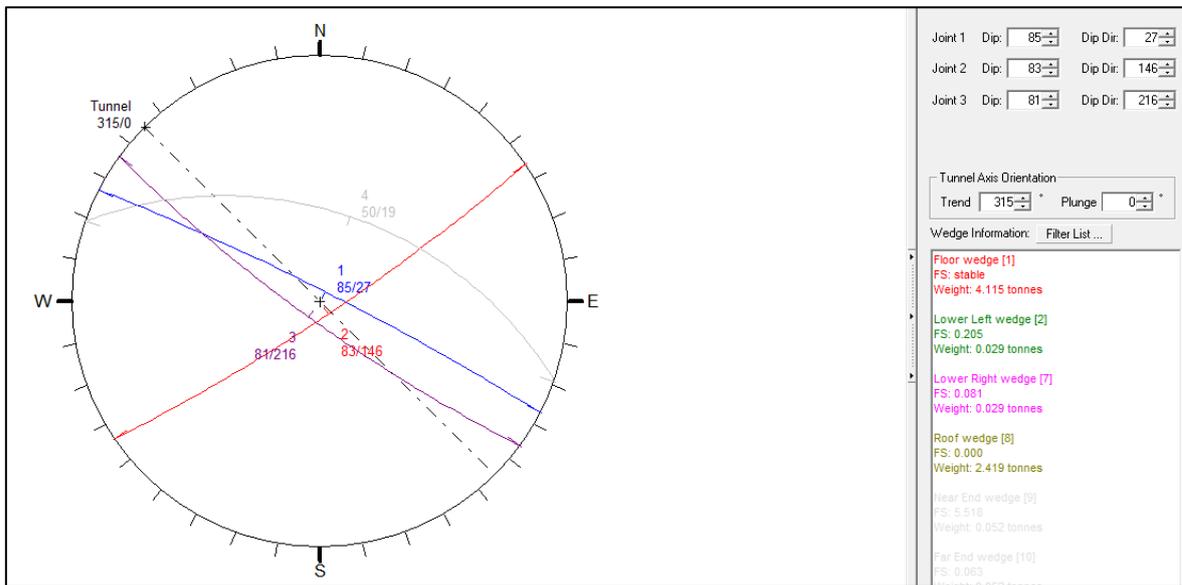
Para el análisis de estabilidad de la galería se empleó el software Unwedge, que indica el factor de seguridad tomando en cuenta la formación de cuñas y factores geomecánicos. Además, propone un tipo de sostenimiento para estabilizar las cuñas.

Debido a que la zona de estudio presenta 4 familias de discontinuidades es necesario hacer una combinación entre estas, ya que el software Unwedge permite analizar el comportamiento de la excavación en base a tres familias de discontinuidades, realizándose la siguiente combinación:

**Tabla 25:** Combinación de las 4 familias de discontinuidades para la formación de cuñas. Unwedge.

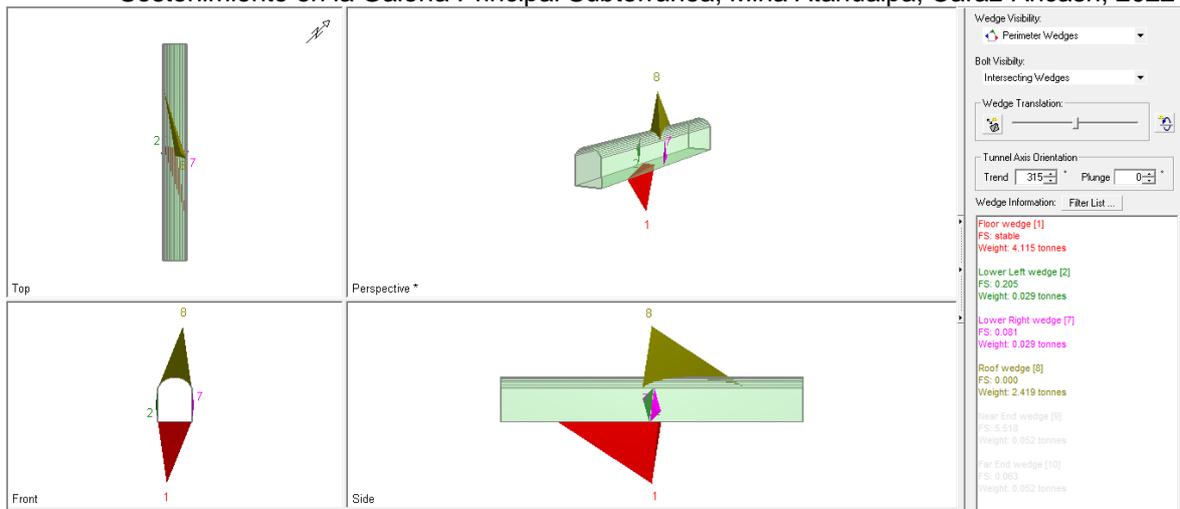
	Set A	Set B	Set C
Combinación 1	Set 1	Set 2	Set 3
Combinación 2	Set 1	Set 2	Set 4
Combinación 3	Set 1	Set 3	Set 4
Combinación 4	Set 2	Set 3	Set 4

**Combinación 1 (Set 1, Set 2, Set 3):**



**Figura 5:** Proyección estereográfica Set (1,2,3) de la combinación 1. Unwedge v.3.0.

Teniendo en cuenta las 3 familias de discontinuidades de la combinación 1 se pueden generar las siguientes cuñas:



**Figura 6:** Vista de la sección de la galería principal y cuñas formadas por la combinación 1. Unwedge v.3.0

Según la figura, las cuñas 2 y 7 son inestables, porque tienen un factor de seguridad (FS) menor a 1.4 sin embargo son despreciadas por sus pesos menores y que pueden ser desatadas de los hastiales. Por otro lado, la cuña 8 presenta un factor de seguridad cero y un peso aproximado de 2.4 toneladas ubicada en la corona de la excavación.

Luego de haber analizado la formación de cuñas es necesario colocar sostenimiento en la cuña 8 como pernos helicoidales de 2m espaciados de 0.4m, como se muestra a continuación:

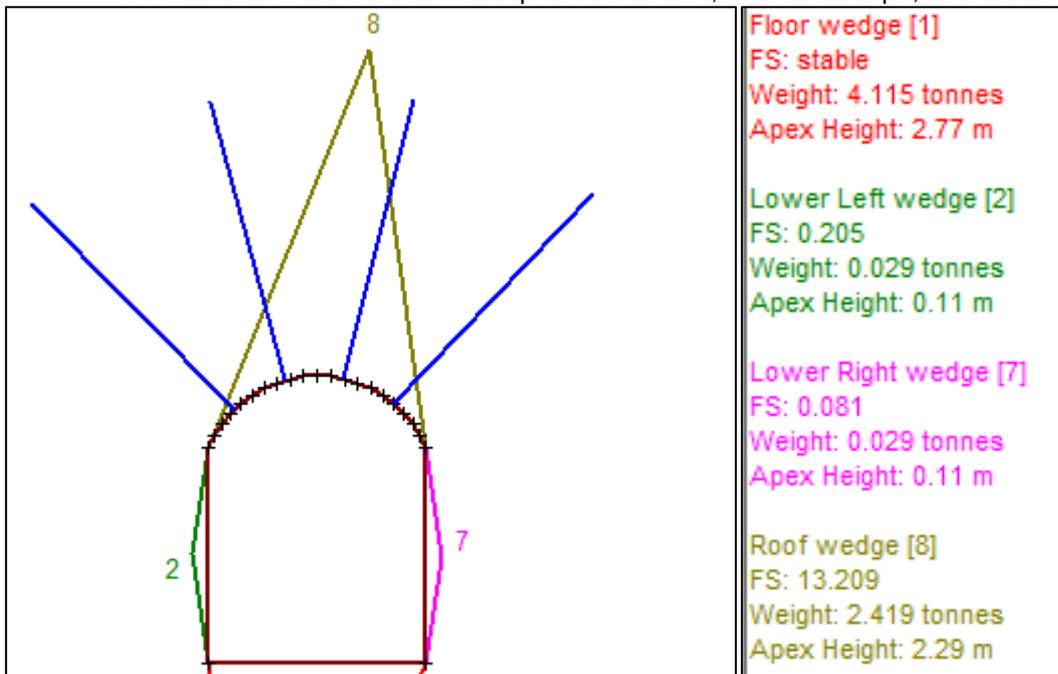


Figura 7: Sostenimiento con pernos "Swellex" en la combinación 1. Unwedge v.3.0

### Combinación 2 (Set1, Set 2, Set 4):

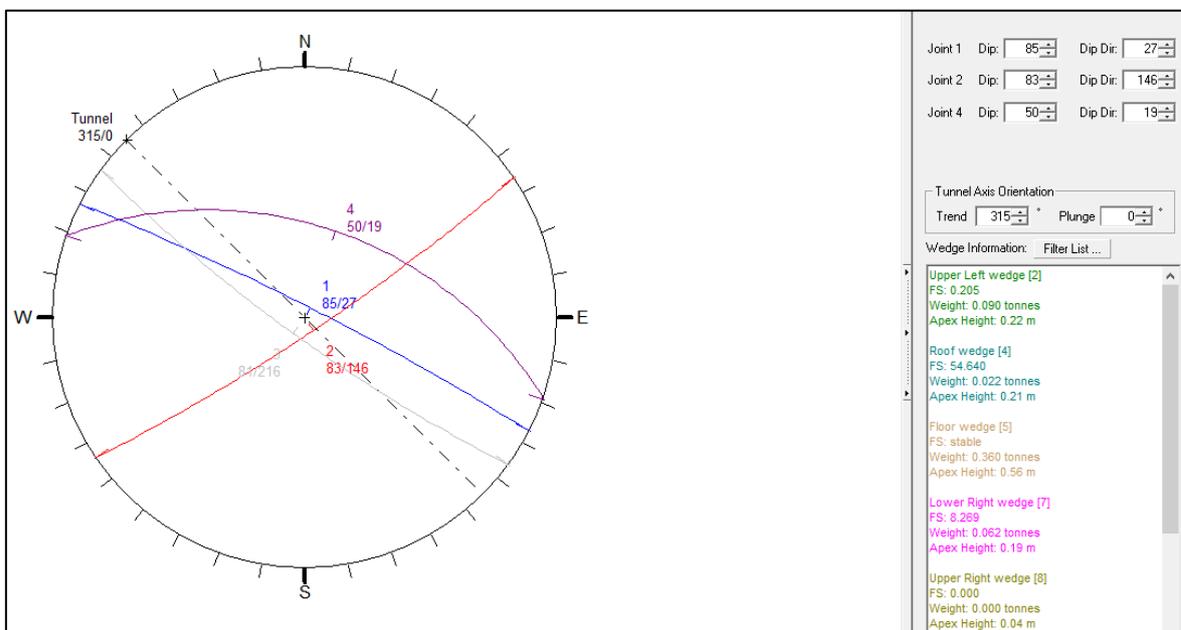
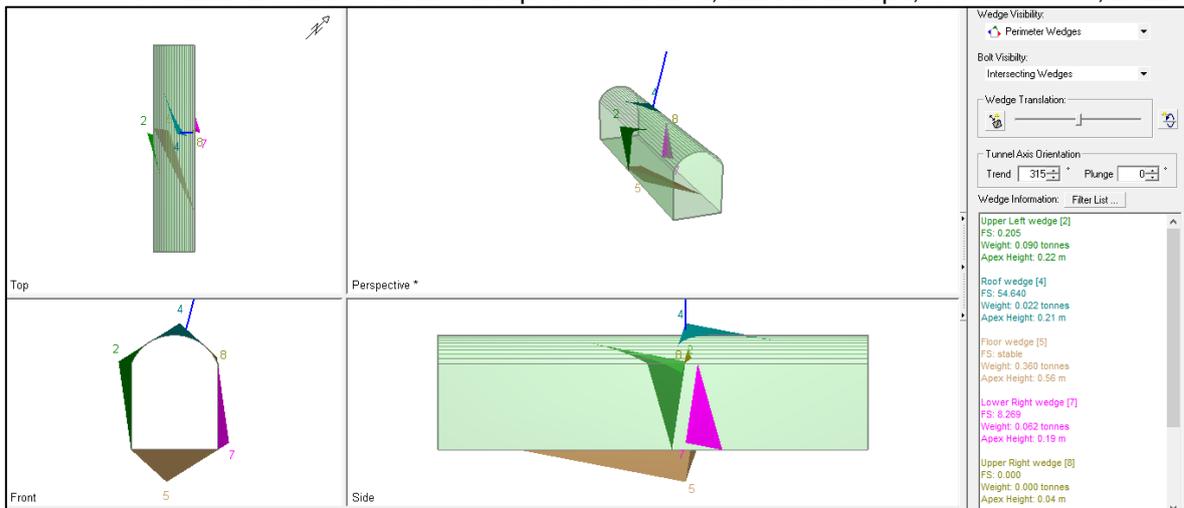


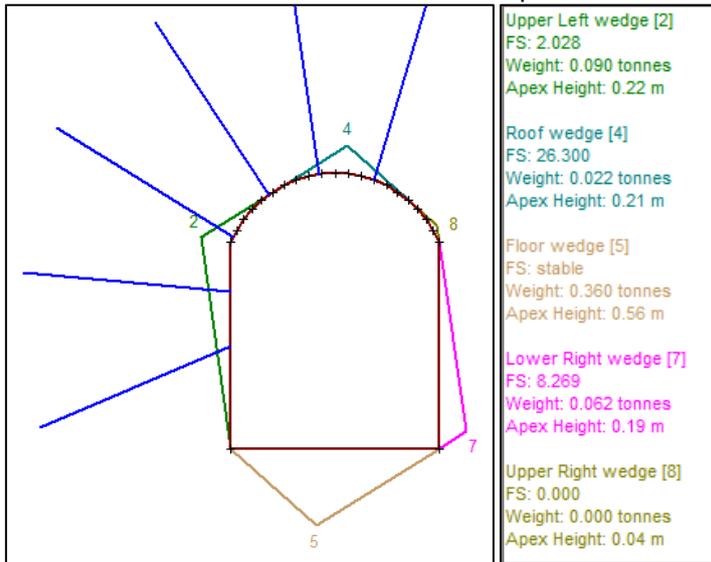
Figura 8: Proyección estereográfica Set (1,2,4) de la combinación 2. Unwedge v.3.0



**Figura 9:** Vista de la sección de la galería principal y cuñas formadas por la combinación 2. Unwedge v.3.0.

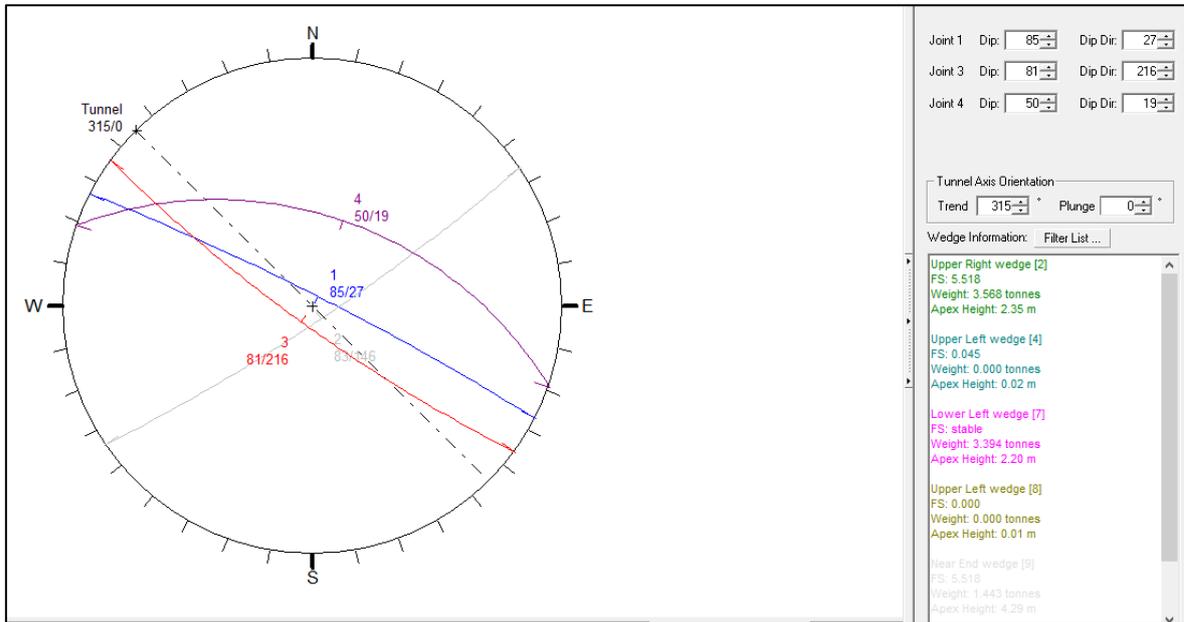
Según la figura, la cuña 7 es estable porque presentar un factor de seguridad mayor a 1.4: al contrario de las cuñas 4 y 2, ubicados en el techo y hastial izquierdo respectivamente, su factor de seguridad es menor a 1.4.

Luego de haber analizado la formación de cuñas es necesario colocar sostenimiento en las cuñas 4 y 2 como pernos "Swellex" longitud de 1.5m espaciados de 0.4m, como se muestra a continuación:

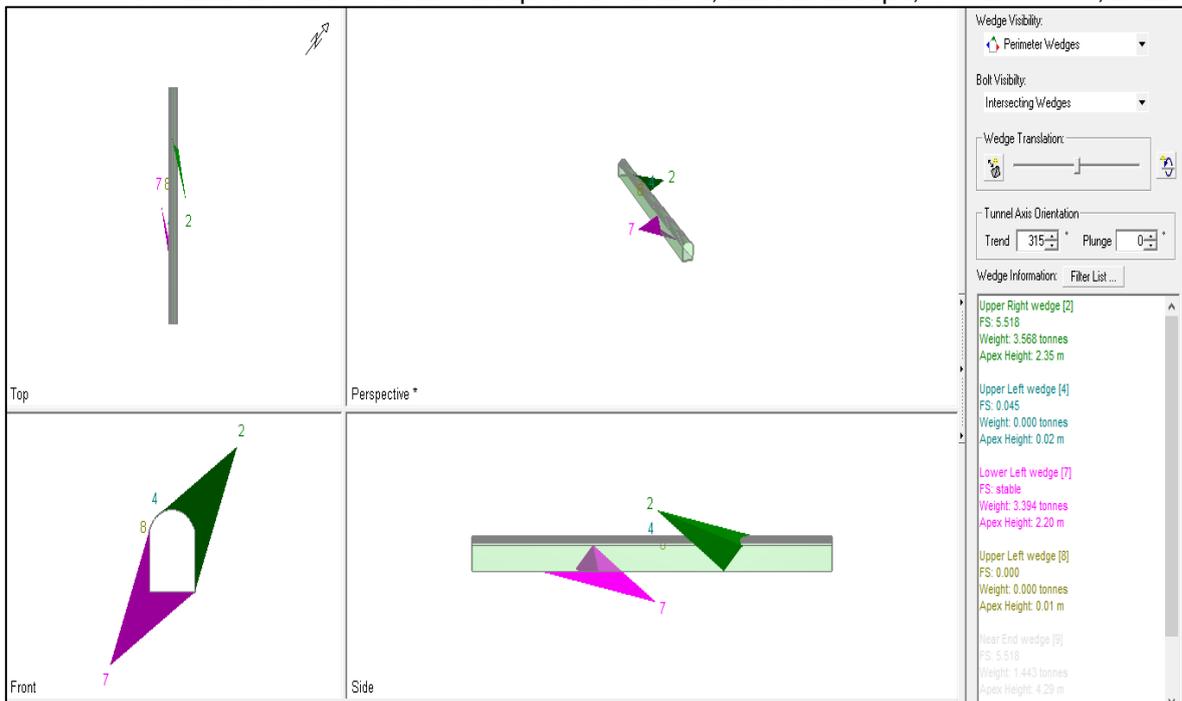


**Figura 10:** Sostenimiento con pernos "Swellex" en la combinación 2. Unwedge v.3.0

**Combinación 3 (Set 1, Set 3, Set 4):**



**Figura 11:** Proyección estereográfica Set (1,3,4) de la combinación 3. Unwedge v.3.0.



**Figura 12:** Vista de la sección de la galería principal y cuñas formadas por la combinación 3. Unwedge v.3.0

Según la figura, la cuña 2 es estable porque presenta un factor de seguridad mayor a 1.4; al contrario de las cuñas 4 y 8 presentan un FS menor a 1.4 pero, no son tomadas en cuenta por el peso que pueden ser desatadas. Luego de haber analizado la formación de cuñas en esta combinación de familias no es necesario un sostenimiento.

**Combinación 4 (Set 2, Set 3, Set 4):**

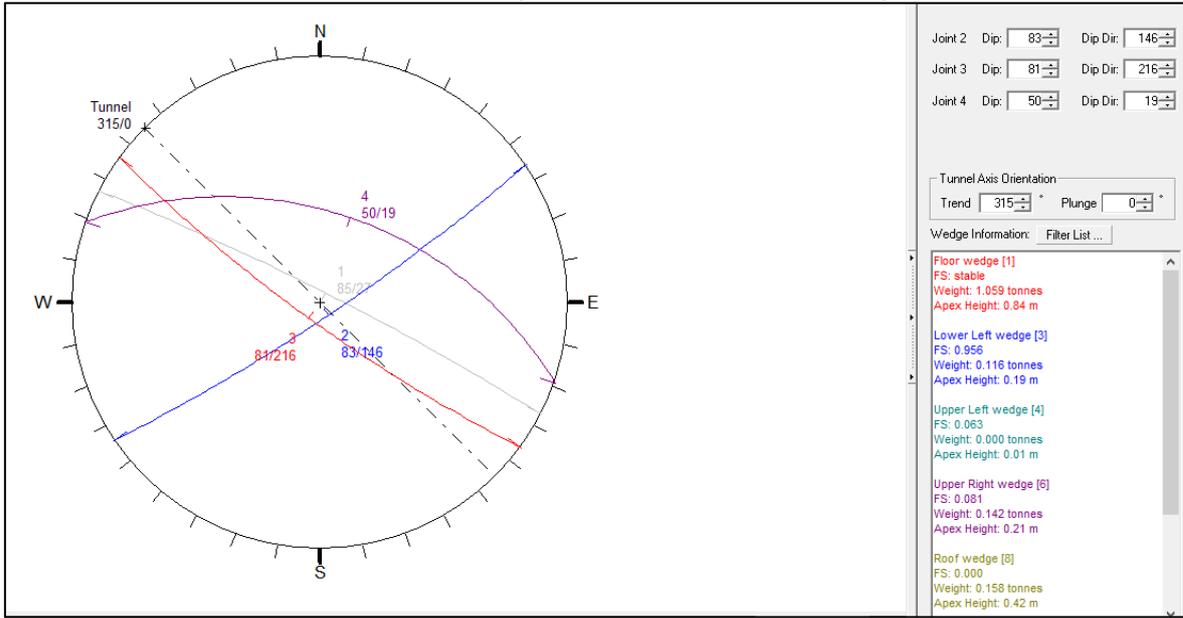


Figura 13: Proyección estereográfica Set (2,3,4) de la combinación 4. Unwedge v.3.0

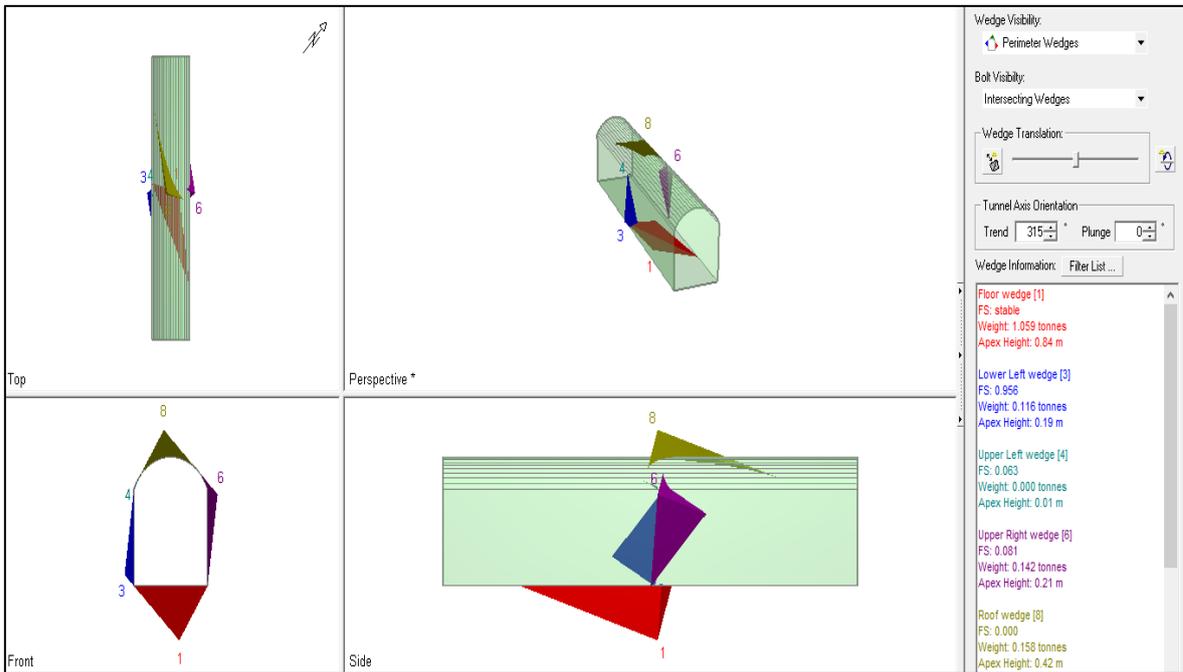
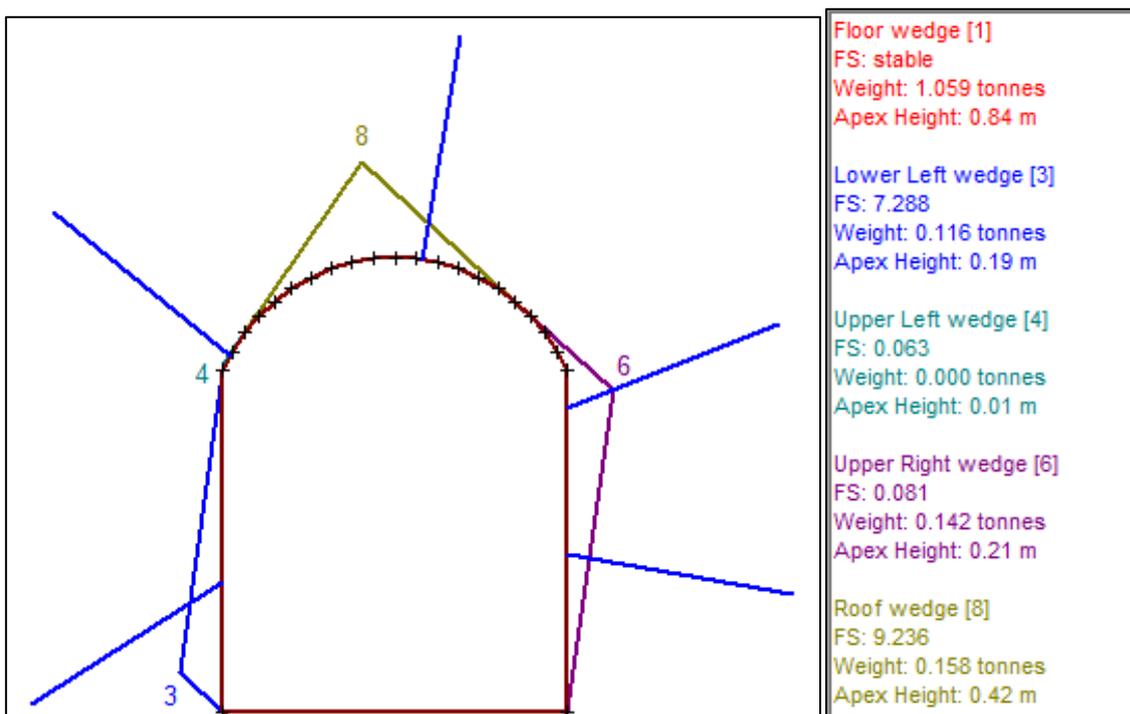


Figura 14: Vista de la sección de la galería principal y cuñas formadas por la combinación 4. Unwedge v.3.0

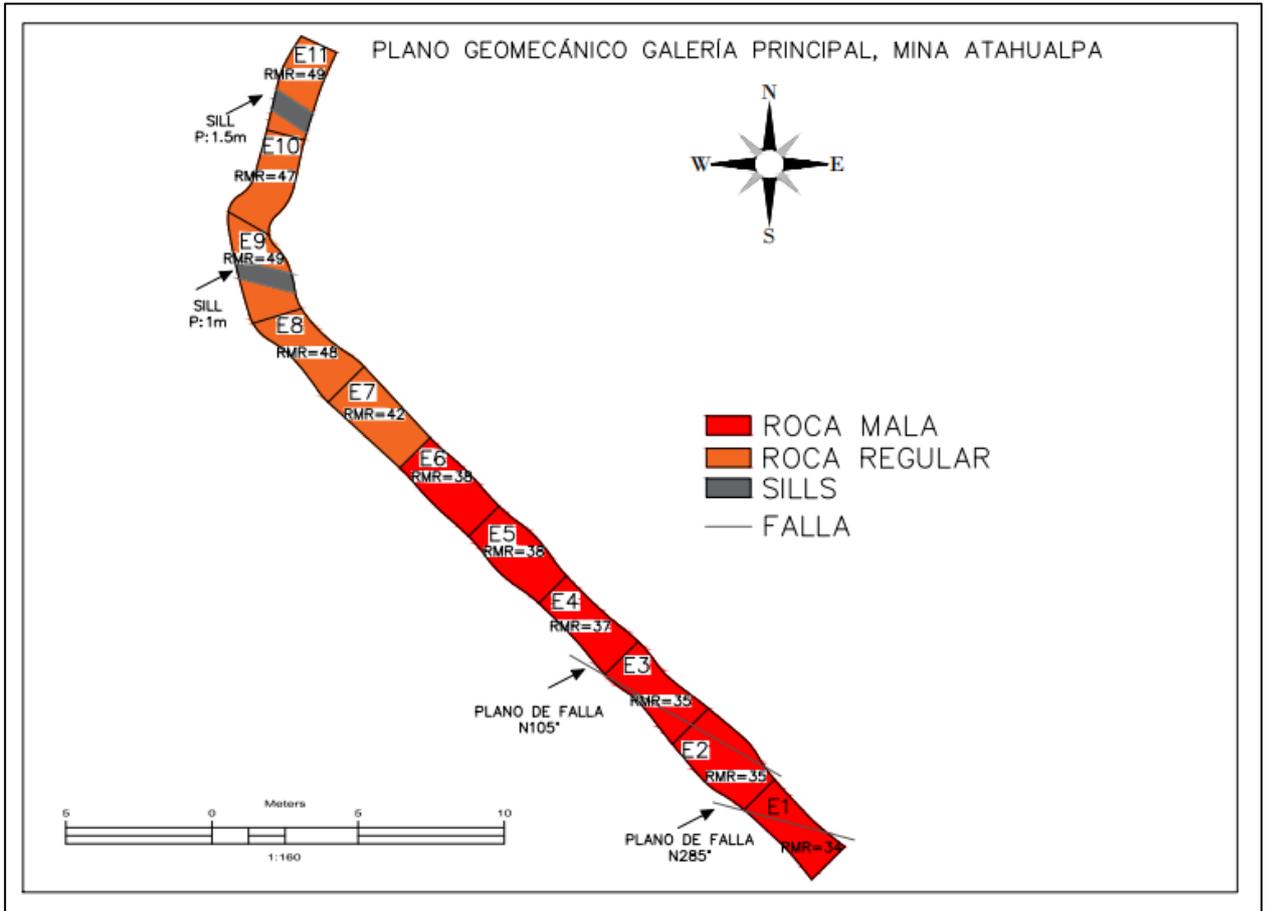
están ubicadas en el techo y en los hastiales de la excavación.

Luego de hacer el análisis de la formación de cuñas es necesario un sostenimiento de las cuñas 3, 8 y 6 con pernos "Swellex" longitud de 1m espaciados aproximadamente 1m, como se muestra a continuación:



**Figura 15:** Sostenimiento con pernos "Swellex" en la combinación 4. Unwedge v.3.0

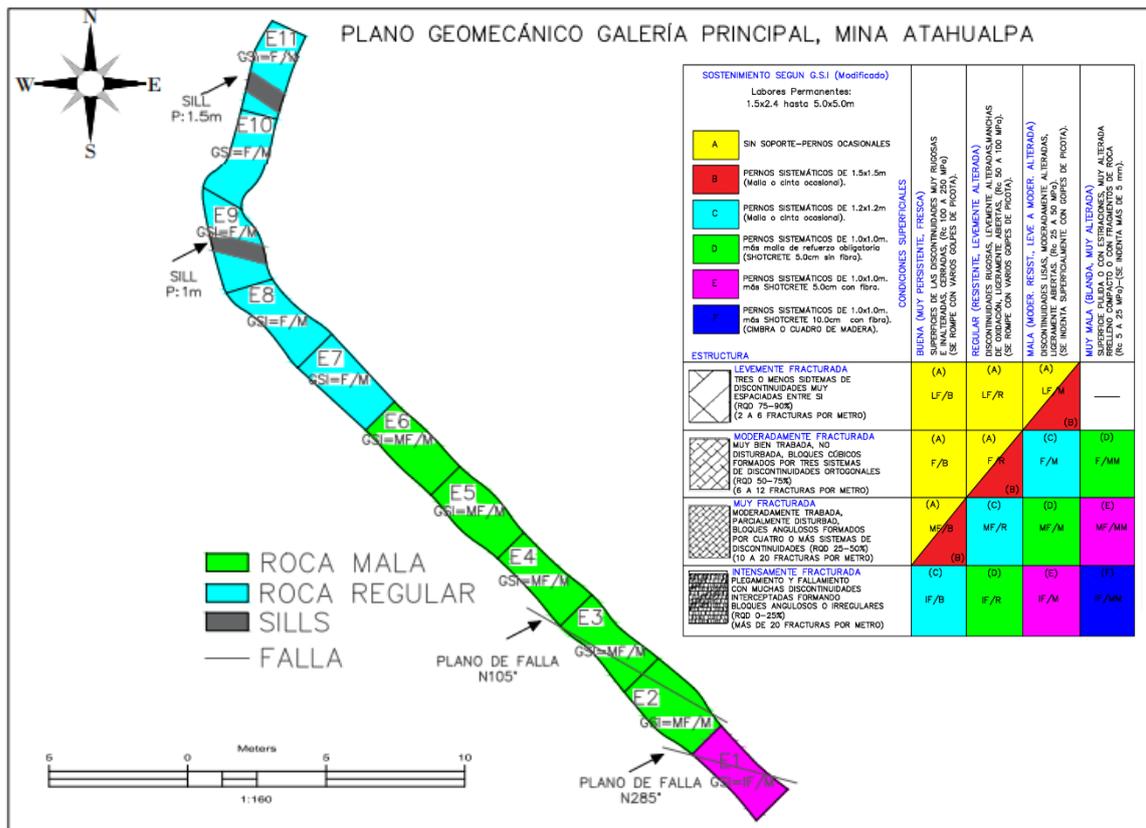
**3.6. Elaboración del plano geomecánico, galería principal mina Atahualpa**



**Figura 16:** Mapa geomecánico – RMR, de la galería principal mina Atahualpa, Caraz – Ancash

En la figura se muestra el mapa elaborado con los datos recolectados in situ de los 110 metros lineales, que luego fueron procesados en el software AutoCAD Civil 3D, donde los resultados nos indica la calidad de la roca según al RMR, Además, en los primeros 60 metros se puede notar que el macizo rocoso es de mala calidad, esto puede deberse a la presencia de dos fallas; en los siguientes 50 metros la calidad del macizo aumenta debido a que se encontraron intrusiones del Sills y los parámetros del macizo rocoso mejoran.

➤ Plano geomecánico de la galería principal, según el GSI, mina Atahualpa.



**Figura 17:** Mapa geomecánico – GSI, de la galería principal mina Atahualpa, Caraz – Ancash.

En la figura se muestra la calidad del macizo rocoso según al sistema de clasificación GSI, con los datos recolectados en campo. En el cual, podemos identificar dos calidades de macizos rocosos que predominan; uno de mala calidad, estos presentan estructuras muy fracturadas (MF) y superficies malas (M); otro de regular calidad, el cual presentan estructuras fracturadas (F) y superficies malas (M). Además, tomar en cuenta que en la estación 1 (E1) se identificó estructuras intensamente fracturadas (IF) con superficies malas (M); donde el sostenimiento se tiene que evaluar con sumo cuidado y criterio, por el geomecánico, en este caso específico se propone, un sostenimiento que consiste en Hormigón proyectado reforzado con fibra y pernos sistemáticos, 9-12 cm.

## CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

### 4.1. Discusión

En la presente investigación se tuvo como objetivo general proponer un diseño de sostenimiento a partir de una evaluación geomecánica en la galería principal subterránea de la mina Atahualpa, Caraz-Ancash, 2022. Dicho estudio se realizó en un macizo rocoso que presenta una litología de rocas sedimentarias (Lutita - Areniscas), como resultado del macizo rocoso en las 11 estaciones (110m); según a los sistemas de clasificaciones geomecánicas, presenta un RMR89 promedio de 41 que corresponde a un macizo de tipo Regular (III), un Q promedio de 0.1 tipo de macizo Muy malo y GSI de 37 MF/R. Dichos resultados guardan relación con un estudio de (Barraza & Raúl, 2018) realizado en 54 m de una excavación, de litología de rocas pizarras y lutitas, donde obtuvo un RMR promedio de 48 corresponde un macizo Regular, Q promedio de 0.96 indica un macizo malo y un GSI de 40 F/R. Además, la propuesta de sostenimiento corresponde a pernos de 20 mm de diámetro, con una longitud entre 3 a 4 m, y espaciamiento entre 1.5 a 2m, y hormigón proyectado de 4 a 10 cm de espesor. En base a esto, se puede decir que, para una excavación que presenta una litología de Lutitas de 3 a 4 familias de discontinuidades, en este caso los sistemas de clasificación empíricos por lo general clasifican al macizo rocoso en calidad Muy mala a Regular esto debido a que, los parámetros a evaluarse de este tipo de macizo toman valoraciones bajas como la rugosidad que presenta es liza (1), por ende, desfavorece la estabilidad de los bloques presentes en el macizo; de la misma manera el relleno que presentan las discontinuidades por lo general son blando <5mm, por ende, disminuye la estabilidad y por el contrario sí es duro >5mm favorece la estabilidad, entre otros parámetros.

determinó un macizo rocoso de tipo Muy malo con un Q promedio de 0.1 donde se propone un sostenimiento con Hormigón proyectado reforzado con fibra y pernos sistemáticos, 6-9 cm. Se determinó en base al índice Q y el Diámetro equivalente (De) de la excavación en este caso es de 0.94. Este resultado se sustenta en un estudio por (Cuervas-Mon et al., 2017) donde realizó una evaluación de la estabilidad de excavaciones mineras de pequeño diámetro mediante clasificaciones geomecánicas y análisis empíricos. Indica en sus resultados que, para un Q de 14 y  $De=1.5m$  no requiere ningún tipo de sostenimiento, ya que por ser una excavación de pequeño diámetro y un Q de mayor calidad cae en la zona estable del ábaco, pero para que exista un sostenimiento en galerías subterráneas de pequeño diámetro o vanos menores como se da en el presente estudio es necesario tener un macizo rocoso con menor calidad ( $Q<0.1$ ). Por lo general, en estos casos lo más frecuente es el uso de entibación de madera en aquellas zonas locales, donde fuese necesario por tratarse de minería convencional o artesanal. Pero en el presente estudio no es recomendable un sostenimiento con madera, ya que, la zona de estudio por su geografía se encuentra en un ambiente húmedo por la presencia de glaciares cercanos, este factor afecta directamente a la madera disminuyendo su durabilidad.

Con respecto al uso de los métodos empíricos se recomienda considerar al menos 2 de los 3 trabajados en el presente estudio para estimar la calidad de los macizos rocosos y determinar el tipo de sostenimiento de las excavaciones, ya que estas comparten similares criterio y metodologías para evaluar los macizos de manera simple y rápida. Por otro lado, para los métodos analíticos se recomienda hacer estudios de laboratorio para que los datos ingresados al software arrojen resultados con mayor confiabilidad, veracidad y sean analizados correctamente.

El estudio presenta limitaciones porque no se hicieron ensayos en laboratorio de la roca, ya que por la situación actual en que nos encontramos fue difícil acceder a dicho instrumentos, asimismo, las condiciones económicas por parte de los autores, limitaron realizar estos tipos de ensayos de laboratorio. Por ello, para obtener mejores resultados se recomienda mejorar los datos para ser analizados con los diferentes métodos numéricos y analíticos.

#### 4.2. Conclusiones

En el presente estudio se concluye que, el diseño del sostenimiento a partir a una evaluación geomecánica para la galería principal es: Según, al RMR89 en las estaciones 1, 2, 3, 4, 5 y 6 será pernos sistemáticos de 4-5 m de longitud espaciados 1 – 1.5m en la corona y en las paredes con malla de alambres y para el caso de Shotcrete de 100-150 mm en la corona y 100mm en las paredes, en las estaciones 7, 8, 9, 10 y 11 será pernos sistemáticos de 4 m de longitud espaciados 1.5 – 2m en la corona y en las paredes con malla de alambres en la corona y para el caso de Shotcrete de 50-100 mm en la corona y 30mm en las paredes ; en cuanto al Q de Barton en las estaciones 1, 2, 3, 4, 5 y 6 será Hormigón proyectado reforzado con fibra (9-12 cm) y pernos sistemáticos, en las estación 7, 8, 9, 10 y 11 será Hormigón proyectado reforzado con fibra (6-9 cm) y pernos sistemáticos, por último según el GSI en las estaciones (2 – 6) propone pernos sistemáticos de 1 x 1 m más malla de refuerzo obligatorio, en las estaciones (7 – 11) pernos sistemáticos de 1.2 x 1.2 m con malla ocasional. A excepción de la estación 1, donde se aplicará un sostenimiento que consiste en Hormigón proyectado reforzado con fibra (9-12 cm) y pernos sistemáticos.

Los pernos utilizados serán “Swellex” con un diámetro original de 41 mm y también los Helicoidales de 19 mm.

Luego de realizar un análisis cinemático con el software Phase2 la galería principal presenta zonas plásticas como en el techo con un espesor de 0.28 m y en la caja o hastiales con un espesor de 0.48 m, tomando en cuenta un factor de seguridad 1.4.

Con el software Unwedge, la galería principal presenta 4 familias de discontinuidades las cuales, en combinación, forman cuñas de diferente geometría y pesos ubicadas tanto en el techo y en los hastiales de la excavación y en su mayoría son inestables. Por ello, es necesario aumentar su factor de seguridad ( $FS > 1.4$ ) y estabilizar las cuñas con un sostenimiento que corresponde a pernos sistemáticos “Swellex” con malla electrosoldada.

claramente la calidad de macizos rocosos encontrados, en base a los resultados de la evaluación geomecánica; así identificando zonas con mayor inestabilidad. Además, proporciona una visión resumida de la calidad en general de la galería principal y la importancia que tiene este proceso.

Finalmente, se concluye que el macizo rocoso de la galería principal según ha Bieniawski, Barton y Hoek es de mala a regular calidad y que es necesario colocar un tipo de sostenimiento según a los sistemas de clasificaciones anteriormente mencionados, teniendo en cuenta el factor económico que disponen los propietarios, para garantizar la estabilidad de la excavación, seguridad de los trabajadores y equipos.

## REFERENCIAS

- Aguilar, E. D. R. (s. f.). &quot; GEOMECÁNICA APLICADA A LA SEGURIDAD OPERATIVA DE LA CONCESIÓN MINERO ARTESANAL TORNQUETE 4-CIRCA, ABANCAY, APURÍMAC-2015. &quot; Recuperado 15 de julio de 2020, de [https://www.academia.edu/15333705/\\_GEOMEC%20NICA\\_APLICADA\\_A\\_LA\\_SEGURIDAD\\_OPERATIVA\\_DE\\_LA\\_CONCESI%20N\\_MINERO\\_ARTESANAL\\_TORNQUETE\\_4-CIRCA\\_ABANCAY\\_APUR%20MAC-2015.\\_](https://www.academia.edu/15333705/_GEOMEC%20NICA_APLICADA_A_LA_SEGURIDAD_OPERATIVA_DE_LA_CONCESI%20N_MINERO_ARTESANAL_TORNQUETE_4-CIRCA_ABANCAY_APUR%20MAC-2015._)
- Alanoca, U., & Baylon, W. (2019). Evaluación geomecánica para determinar el diseño de sostenimiento en minería subterránea: Caso Ana María - Rinconada. Universidad Nacional del Altiplano. <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12615>
- Barraza, M., & Raúl, L. (2018). Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal – contrata minera Peyols, U.E.A. - Ana María. Universidad Nacional del Altiplano. <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/8514>
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6(4), 189-236. <https://doi.org/10.1007/BF01239496>
- Celada, B., Tardáguila, I., Varona, P., Rodríguez, A., & Bieniawski, Z. T. (2014). Innovating Tunnel Design by an Improved Experience-based RMR System. 9.
- Cuervas-Mon, J., Jordá-Bordehore, L., Nazareno, J. A., & Escobar, K. F. (2017). Evaluación de la estabilidad de excavaciones mineras de pequeño diámetro mediante clasificaciones geomecánicas y análisis empíricos: El caso de la mina de San Juan,

<https://doi.org/10.17811/tdg.35.2015.19-28>

Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf. (s. f.). Recuperado 15 de julio de 2020, de  
[https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro\\_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf](https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf)

Gutiérrez, L. E. H., & Cerezal, J. C. S. (2015). Ingeniería Geológica en terrenos volcánicos: Métodos, técnicas y experiencias en las Islas Canarias. Ilustre Colegio Oficial de Geólogos. <https://dialnet.unirioja.es/servlet/libro?codigo=653671>

Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3), 445-463.  
<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.001>

Ortega, R. N. E. (s. f.). VARIABILIDAD ESPACIAL DE LA RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (IRS) Y DEL ÍNDICE GEOLÓGICO DE RESISTENCIA (GSI) EN LAS UNIDADES GEOTÉCNICAS BÁSICAS DE MINA CHUQUICAMATA. REGIÓN DE ANTOFAGASTA, CHILE. 121.

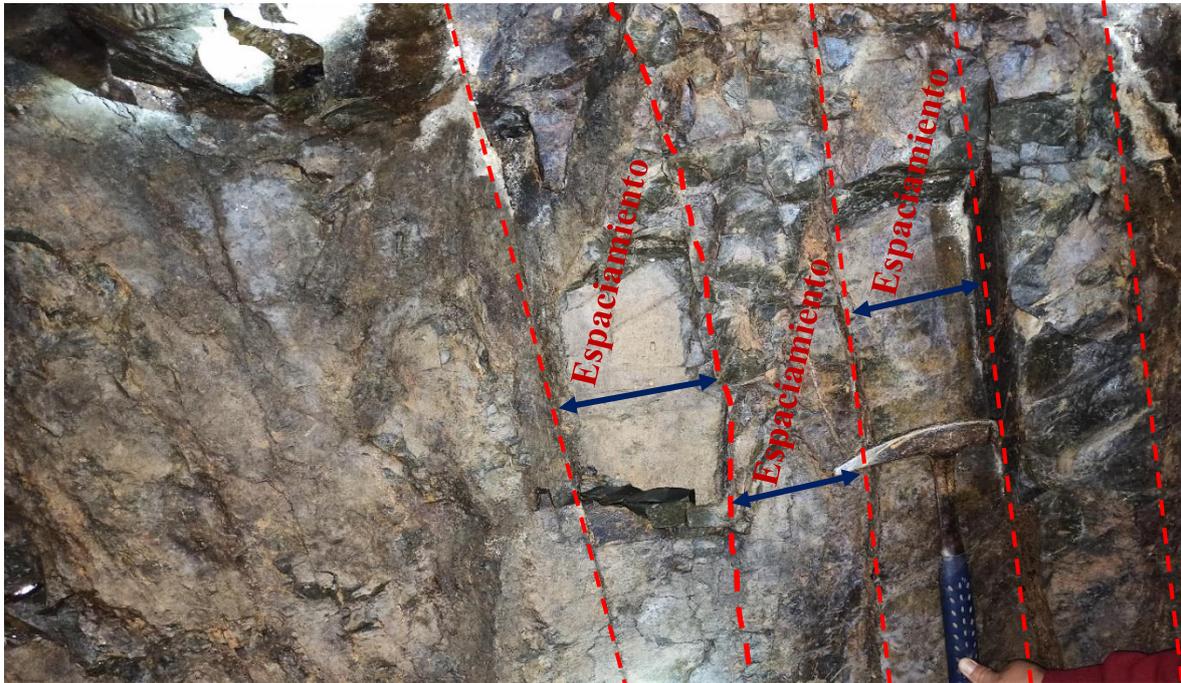
Pérez, H., & Daniel, P. (2017). Consideraciones geomecánicas en el diseño de secciones tipo para un túnel minero. <http://digibuo.uniovi.es/dspace/handle/10651/43716>

Robles, C., & Luis, O. (2018). Guía de criterios geomecánicos en minería subterránea como herramienta para la prevención de accidentes fatales por caída de roca. Pontificia Universidad Católica del Perú.  
<http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/13029>

**Anexo N°1:** distancia para el conteo de discontinuidades, para el cálculo del RQD%



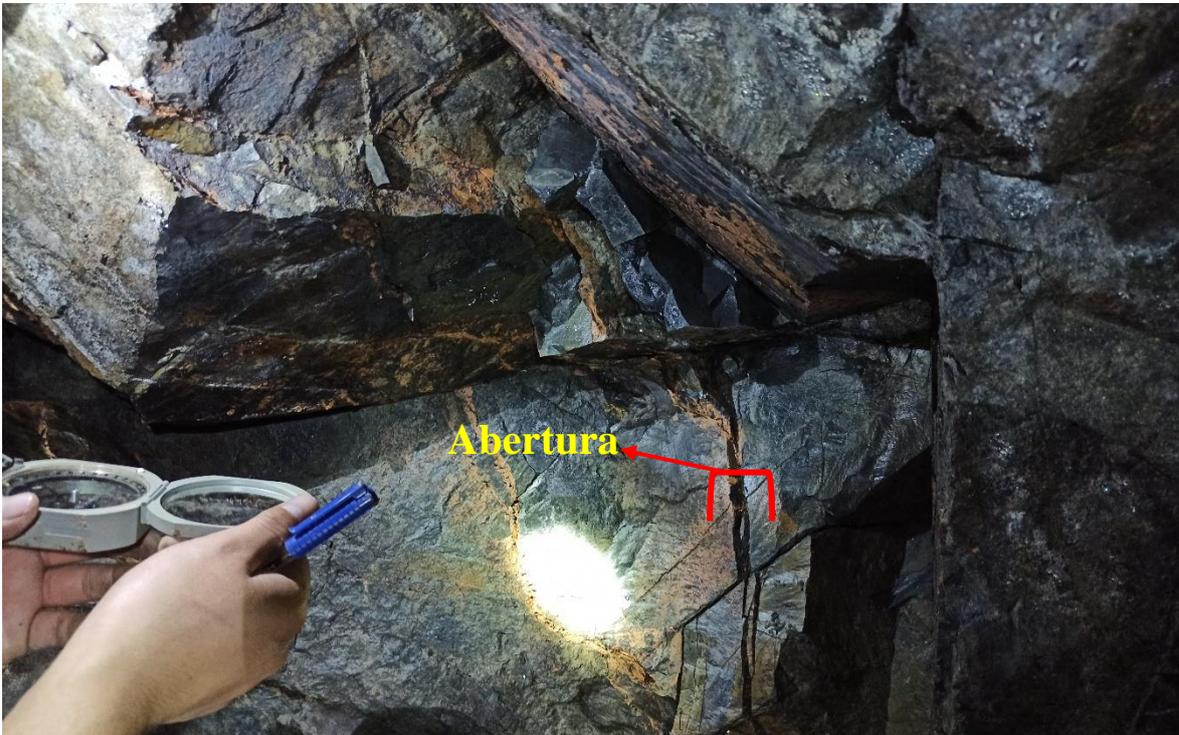
**Anexo N°2: Espaciamiento entre discontinuidades**



**Anexo N°3: Longitud de las discontinuidades - Persistencia**



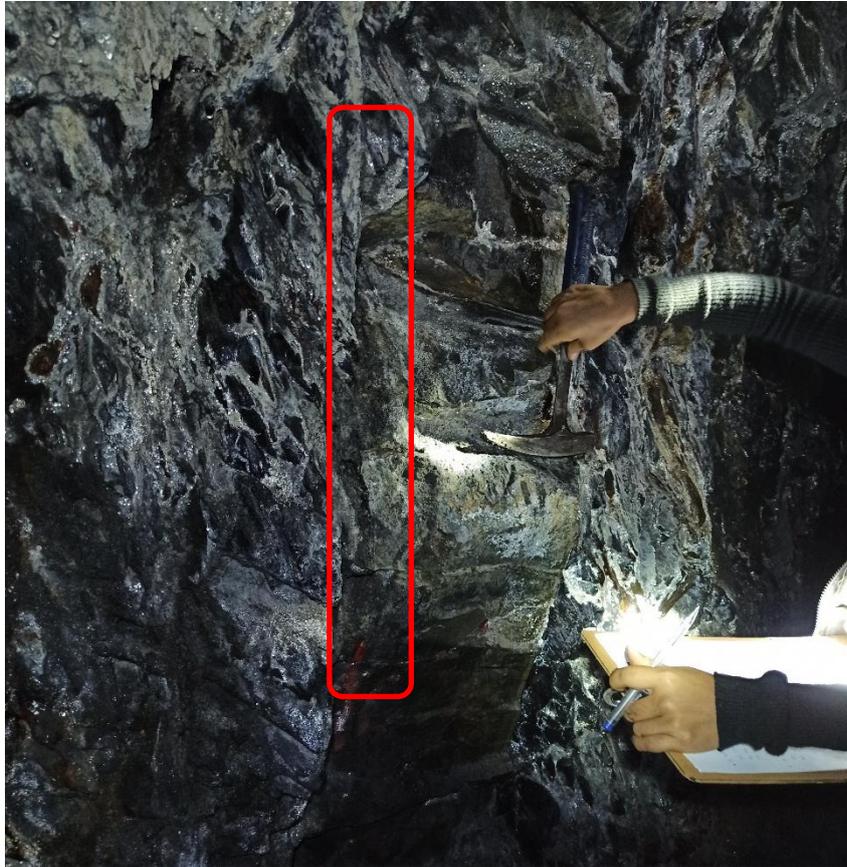
**Anexo N°4:** Abertura de las discontinuidades, en el macizo rocoso



**Anexo N°5: Rugosidad de los macizos rocosos**



**Anexo N°6:** tipo de relleno dentro de las discontinuidades



**Anexo N°8: Meteorización del macizo rocoso de la mina Atahualpa**



**Anexo N°9:** Condición de presencia de agua en el macizo rocoso





**Anexo N° 11:** Mapeo estructural de los 110 metros lineales de la galería

E(1,2,3,4,5,6)			E(7,8,9)			E(10,11)		
N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR	N°	DIP	DIP DIR
1	61	240	36	79	148	69	78	215
2	84	75	37	89	28	70	43	14
3	85	24	38	88	145	71	77	53
4	60	25	39	52	15	72	85	48
5	50	158	40	87	220	73	85	146
6	54	59	41	79	146	74	81	150
7	81	305	42	78	149	75	83	144
8	83	105	43	86	144	72	82	147
9	82	278	44	84	145	77	88	146
10	80	147	45	82	150	78	86	142
11	85	142	46	80	148	79	78	215
12	82	144	47	85	210	80	79	218
13	84	145	48	77	212	81	83	214
14	83	150	49	79	216	82	81	215
15	86	147	50	81	214	83	85	216
16	82	147	51	82	217	84	84	219
17	85	145	52	85	215	85	78	218
18	79	210	53	80	222	86	82	27
19	80	218	54	75	219	87	85	28
20	86	215	55	82	25	88	87	29
21	84	219	56	80	27	89	88	26
22	82	220	57	87	31	90	83	31
23	84	30	58	89	26	91	82	29
24	82	29	59	86	28	92	87	25
25	84	27	60	87	23	93	86	29
26	88	25	60	84	24	94	49	18
27	86	32	62	50	22	95	57	17
28	45	24	63	56	20	96	55	25
29	48	20	64	45	18	97	48	26
30	50	18	65	43	20	98	47	18
31	52	14	66	40	23			
32	48	19	67	57	15			
33	53	15	68	53	16			
34	58	18						
35	49	17						

**Anexo N°12:** Tablas de los parámetros del índice de Q de Barton (RQD%, Jn, Jr, Ja, Jw, SRF)

<b>1.- INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA</b>	
<b>Descripción</b>	<b>RQD %</b>
Muy Pobre	0 – 25
Pobre	25 – 50
Regular	50 – 75
Buena	75 – 90
Excelente	90 – 100

**Nota:**

- i) Estimar el RQD con 5% de aproximación
- ii) Cuando no se disponga de testigos  $RQD = 115 - 3.3 J_v$  Donde:  $J_v$ : N° de diaclasas por m<sup>3</sup>
- iii) Si el RQD es menor de 10, emplear un valor nominal 10

<b>2.- NÚMERO DE DISCONTINUIDADES</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Jn</b>
Masiva o con muy poca discontinuidad	0.5 – 1
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidad	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidad o más (roca muy fracturada)	15
Roca triturada (Terrosa)	20

**Nota:**

- i) Para intersección de túneles, usar  $(3.0 * J_n)$
- ii) Para portales usar  $(2.0 * J_n)$

### 3.- FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES

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

**Nota:**

En grupos A hasta la G, el contacto entre las superficies de la discontinuidad se logra con desplazamientos de cizalla inferiores a los 10 cm.

Las descripciones se refieren a las características de pequeña escala y características de escala intermedia, en ese orden.

En los grupos H y J no se producen contacto entre las superficies al ocurrir desplazamiento de cizalla.

\* Agregar 1.0 cuando el espaciamiento medio de las diaclasas fuera superior a 3 cm.

\* Jr=0.5 puede ser usado para juntas planares lustrosas que tienen alineaciones, siempre que las alineaciones están orientadas para la resistencia mínima.

**4.- FACTOR DE ALTERACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES**

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

### 5.- FACTOR DE REDUCCIÓN POR CONTENIDO DE AGUA EN FRACTURAS

	<b>Descripción</b>	<b>Jw</b>
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	0.66
C	Flujos o presiones altas en roca completa con diaclasas sin relleno	0.5
D	Flujos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno	0.33
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0.2 – 0.1
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminución en el tiempo	0.1 – 0.05

**Nota:**

i) Factores C a F son estimaciones básicas. Aumentar Jw si se han instalado medidas de drenaje.

ii) Especiales problemas causados por la formación de hielo no son considerados.

iii) Para la caracterización general de las masas de roca distantes de las influencias de excavación, en el uso de  $Jw = 1.0, 0.66, 0.5, 0.33$ , etc. Aumenta con la profundidad como por ejemplo 0-5m, 5-25m, 25-250m a >250m se recomienda, si se asume que  $RQD / Jn$  es lo suficientemente bajo (ejemplo 0.25-25) para una buena conectividad hidráulica. Esto ayudara a ajustar Q para algunos de las tensiones efectivas y los efectos de ablandamiento de agua, en combinación con los valores apropiados de caracterización SRF. Correlaciones con módulo de deformación estática y la profundidad dependen de la velocidad sísmica. En la práctica usar estos valores cuando se desarrollan.

### 6.- FACTOR DE REDUCCIÓN POR TENSIONES

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

**Nota:** i) Reducir estos valores de SRF por 25-50% si las zonas de fallas influyen pero no intersectan la excavación

<b>b) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas</b>		$\sigma_c / \sigma_1$	$\sigma_\theta / \sigma_c$	SRF
H	Tensiones bajas, poca profundidad, diaclasas abiertas	>200	< 0.01	2.5
J	Tensiones moderadas, condiciones favorables	200 – 10	0.01 – 0.3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10 – 5	0.3 – 0.4	0.5 – 2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora masivas	5 – 3	0.5 – 0.65	5 – 50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de pocos minutos en rocas masivas	3 – 2	0.65 – 1	50 – 200
N	Estallidos violentos de roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	>1	200–400

**Nota:** ii) Para campos insitu fuertemente anisotrópico ( si se ha medido): cuando  $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 > 10$ , reducir a  $0.5 \sigma_c$  a  $0.5 \sigma_1$ , donde  $\sigma_c$ =esfuerzo compresivo sin conformar,  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$  son los esfuerzos principales mayores y menores y  $\sigma_\theta$ =esfuerzo tangencial máximo

(estimado de la teoría de la elasticidad) iii) existen algunos registros disponibles que señalan que la altura del techo de la excavación a superficie es mejor que el ancho de la labor, para estos casos se sugiere incrementar de 2.5 a 5 para estos casos (ver H).

---

**c) Rocas deformables: flujo plástico de roca  $\sigma\theta / \sigma_c$  SRF**  
**incompetente a altas presiones litostáticas**

---

<b>O</b>	Presión de deformación suave	1 – 5	5 a 10
<b>P</b>	Presión de deformación intensa	> 5	10 a 20

---

**Nota:** iv) Casos de deformaciones de roca pueden ocurrir para profundidades  $H > 350 * Q^{(1/3)}$ . La resistencia a la comprensión de la masa rocosa puede ser estimada como  $q = 7 * \gamma * Q^{(1/3)}$ , donde  $\gamma$  = densidad de la roca (gm/cc)

---

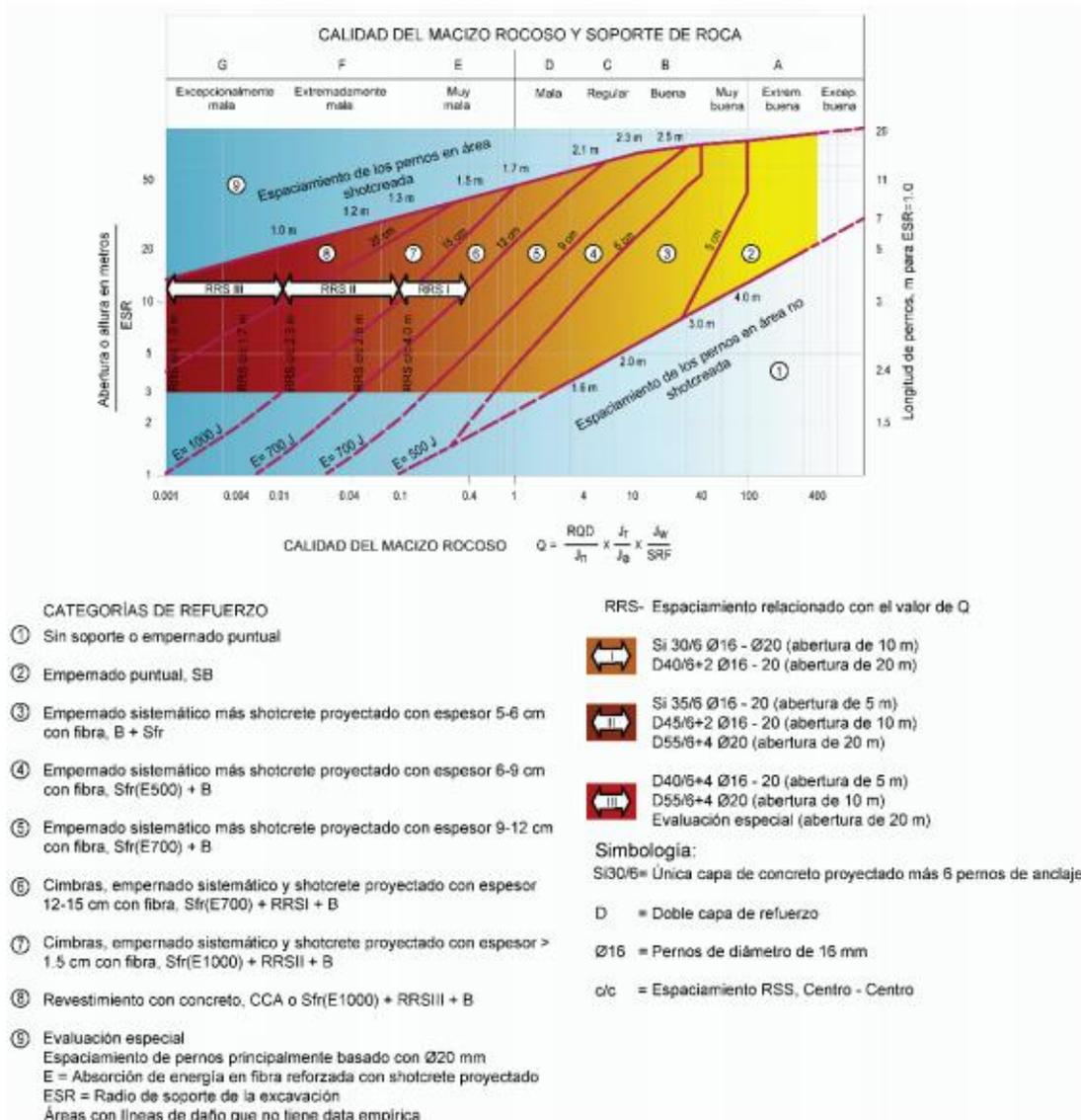
**d) Rocas expansivas: Actividad expansiva química dependiendo de la SRF**  
**presencia de agua**

---

<b>R</b>	Presión de expansión suave	5 – 10
<b>S</b>	Presión de expansión intensa	10 – 15

---

**Anexo N°13: Sostenimiento según Barton**



Anexo N°14: sostenimiento en base al índice GSI

<p><b>SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I (Modificado)</b></p> <p>Labores Permanentes: 1.5x2.4 hasta 5.0x5.0m</p> <p><b>A</b> SIN SOPORTE--PERNOS OCASIONALES</p> <p><b>B</b> PERNOS SISTEMÁTICOS DE 1.5x1.5m (Malla o cinta ocasional).</p> <p><b>C</b> PERNOS SISTEMÁTICOS DE 1.2x1.2m (Malla o cinta ocasional).</p> <p><b>D</b> PERNOS SISTEMÁTICOS DE 1.0x1.0m. más malla de refuerzo obligatoria (SHOTCRETE 5.0cm sin fibra).</p> <p><b>E</b> PERNOS SISTEMÁTICOS DE 1.0x1.0m. más SHOTCRETE 5.0cm con fibra.</p> <p><b>F</b> PERNOS SISTEMÁTICOS DE 1.0x1.0m. más SHOTCRETE 10.0cm con fibra). (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).</p> <p><b>ESTRUCTURA</b></p>	<p><b>CONDICIONES SUPERFICIALES</b></p> <p><b>BUENA (MUY PERSISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS, (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p>	<p><b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS, (Rc 50 A 100 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p>	<p><b>MALA (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa). (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOIPE DE PICOTA).</p>	<p><b>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIASIONES, MUY ALTERADA RRELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa)--(SE INDENTA MÁS DE 5 mm).</p>
<p><b>LEVEMENTE FRACTURADA</b> TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)</p> 	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M (B)	---
<p><b>MODERADAMENTE FRACTURADA</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50-75%) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p> 	(A) F/B	(A) F/R (B)	(C) F/M	(D) F/MM
<p><b>MUY FRACTURADA</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%) (10 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p> 	(A) MF/B (B)	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM
<p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0-25%) (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO)</p> 	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM

**Anexo N° 15:** Bloques muy fracturados, para la evaluación del GSI

