

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**TESIS**

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO DE  
LABORES SUBTERRÁNEAS EN LA MINA AZULCOCHA, 2023”**

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

**PRESENTADO POR:**

**BACH. PABLO MISAEL LIMACO BARZOLA**

**ASESOR**

**MSc. Ing. ESPARTA SÁNCHEZ JOSÉ AGUSTÍN**

**AYACUCHO – PERÚ**

**2023**

## RESUMEN

La investigación titulada “**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA AZULCOCHA, 2023**” tuvo como objetivo conocer como la evaluación geomecánica permite determinar en el diseño de sostenimiento del túnel Azulcocha 2023. La metodología utilizada en la presente corresponde a una investigación de tipo aplicada, con un diseño experimental, considerando la muestra de estudio al Túnel Azulcocha. Que tiene una longitud de 2000 m lineales Las principales conclusiones fueron: Una vez implementados los sistemas de arriostramiento utilizados en cada uno, continuamos visualizando el cambio en el factor de seguridad con y sin arriostramiento, el cual debe ser mayor a 1.5 para ser consistente con la sustentabilidad de la excavación subterránea.

- ❖ Se observó un aumento en el factor de seguridad de más de 1.5, por lo tanto, la reducción del área plástica debido a la implementación del sistema de apoyo para los 9 sitios de estudio.
- ❖ Si se aumenta el factor de seguridad por encima de 1,5 cuando se utiliza un sistema de apoyo, se puede ver una diferencia en la reducción de las zonas plásticas en comparación con los túneles sin apoyo.
- ❖ La expresión determinada del coeficiente de seguridad del hastial derecho durante el análisis comparativo del sistema de soporte, el coeficiente es mayor a 1.5.
- ❖ Determinar el factor de seguridad de la bóveda por encima del factor mínimo de 1,5 introduciendo soportes de hormigón y mallas de acero

**Palabras clave:** Geomecánica; Sostenimiento; Estabilidad

## INTRODUCCIÓN

Durante casi 10 años, los accidentes por caída de rocas encabezaron la lista de muertes en las minas subterráneas. Con base en este hecho, los reguladores y las empresas mineras han puesto especial énfasis en la difusión de los estándares geomecánicos que se utilizan actualmente en el diseño, construcción, operación y cierre de proyectos mineros de acuerdo con las mejores prácticas de ingeniería para reducir drásticamente esta mortífera estadística.

El estudio se divide en cuatro capítulos, el primer capítulo presenta el método de investigación y el planteamiento del problema, los supuestos, la importancia de la investigación, la definición y el objetivo de la investigación. El segundo capítulo introduce el marco teórico del estudio, la base teórica del estudio, la base teórica del estudio y la definición de conceptos básicos. El Capítulo 3 presenta los materiales y métodos del estudio, la ubicación geográfica del estudio, los procedimientos seguidos, el procesamiento y análisis de datos y la presentación de los resultados. En el Capítulo 4, los resultados se analizan y discuten, y los resultados se revelan y comparan con las hipótesis. Finalmente, se presentan algunas conclusiones y proposiciones del estudio.

## **DEDICATORIA**

A Dios, por brindarme salud y darme fortaleza para poder cumplir mis metas en mi vida personal y profesional, a mi querida hija LYA KHIM LIMACO SALCEDO por ser mi motor e inspiración a seguir adelante, a mi madre Alejandrina Teresa Barzola Fernández y a mi padre Yuri Límaco Taboada, por su apoyo incondicional y dedicación durante mi formación académica.

## **AGRADECIMIENTO**

A la **UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA**, por su atención y amabilidad en todo lo referente a mi etapa como estudiante de pre grado.

A la **FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL** que supieron guiarme incondicionalmente.

A la **ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS** por haberme cobijado en los ambientes y contribuir en nuestra formación profesional.

A mi asesor, por aceptar el asesoramiento de mi proyecto de tesis, por su conocimiento, disciplina y paciencia demostrada en la elaboración de la tesis ya mencionado.

## Índice general

PORTADA .....	i
RESUMEN .....	ii
INTRODUCCIÓN .....	iii
DEDICATORIA .....	iv
AGRADECIMIENTO.....	v
Índice general.....	vi
Índice figuras.....	ix
Índice de cuadros o tablas .....	ix
Glosario.....	xi
Capítulo I .....	12
Planteamiento del problema .....	12
1.1. Descripción del problema.....	12
1.2. Delimitación del problema .....	13
1.2.1. Espacial (geográfica). .....	13
1.2.2. Temporal. ....	13
1.3. Formulación del problema.....	13
1.3.1. Problema general .....	13
1.3.2. Problemas específicos.....	13
1.4. Justificación en importancia .....	14
1.4.1. Justificación teórica .....	14
1.4.2. Justificación práctica .....	14
1.4.3. Justificación metodológica .....	14
1.4.4. Importancia.....	14
1.5. Objetivos .....	15
1.5.1. Objetivo general .....	15
1.5.2. Objetivos específicos .....	15
CAPITULO II .....	16
MARCO TEÓRICO.....	16
2.1. Antecedentes del problema.....	16
2.1.1 Antecedentes internacionales.....	16
2.1.2 Antecedentes nacionales .....	17
2.2. Bases teóricas .....	19

2.2.1.	Geomecánica .....	19
2.2.2.	Aplicaciones de la mecánica de rocas en minería .....	19
2.2.2.1.	Minería a cielo abierto .....	19
2.2.2.2.	Minería subterránea .....	20
2.2.3.	Clasificaciones geomecánicas.....	20
2.2.4.	Resistencia de la roca .....	21
2.2.5.	Índice de Calidad de la Roca (RQD) .....	22
2.2.6.	Clasificación Geomecánica RMR.....	23
2.2.7.	Clasificación Geomecánica GSI .....	26
2.2.8.	Diseño de sostenimiento .....	27
2.2.9.	Sostenimiento con pernos de anclaje .....	30
2.2.10.	Sostenimiento con Shotcrete.....	30
2.2.11.	Factor de seguridad.....	31
2.3.	Marco conceptual .....	33
CAPITULO III .....		34
METODOLOGÍA .....		34
3.1.	Enfoque. ....	34
3.2.	Alcance (exploratorio, descriptivo, correlacional, explicativo).....	34
3.3.	Diseño de investigación (tipos: experimental y/o no experimental).....	35
3.4.	Población y muestra. ....	35
3.5.	Hipótesis.....	36
3.5.1.	Hipótesis general. ....	36
3.5.2.	Hipótesis específicas.....	36
3.6.	Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional. ....	37
3.7.	Técnicas e instrumentos.....	38
3.8.	Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.....	38
3.9.	Equipos utilizados de recolección y procesamiento de datos.....	39
3.9.1.	Equipos utilizados en la recolección de datos .....	39
3.10.	Desarrollo de la investigación.....	40
CAPITULO IV .....		43
RESULTADOS Y DISCUSIÓN .....		43
4.1.	Generalidades .....	43
4.1.1.	Ubicación .....	43
4.2.	Marco geológico.....	44

4.2.1. Geología regional .....	44
4.2.2. Geología estructural.....	47
4.2.3. Geología local.....	49
4.3. Caracterizaacion estructural Tunel Azulcocha.....	50
4.4. Caracterización geotécnica .....	56
4.5. Evaluación del diseño de sostenimiento .....	70
4.6. Discusion de resultados .....	79
4.7. Prueba de hipótesis .....	82
CONCLUSIONES .....	84
RECOMENDACIONES .....	87
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	88
ANEXOS .....	90
Anexo 1: Matriz de consistencia .....	90
Anexo 2: Ficha de mapeo geomecanico .....	91
Anexo 3: Simbología cromática por calidad de roca (Osinergrmin, 2017) .....	92
Anexo 4: Ficha técnica de pernos.....	93
Anexo 5: Diseño de mezcla en el Shotcrete.....	96
Anexo 6: Acta de sustentación .....	97
Anexo 7: Constancia de originalidad del trabajo de investigación .....	98
Anexo 8: Reporte del turnitin .....	99

## Índice figuras

Figura 1	Esquema de la mecánica de rocas en la minería subterránea.....	20
Figura 2	Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades.....	21
Figura 3	Medida de Orientación de discontinuidades.....	24
Figura 4	Estimación del Índice de Resistencia Geológica.....	27
Figura 5	Proyección estereográfica de la prog 0+000 – 0+003 km.....	51
Figura 6	Proyección estereográfica de la prog 0+898 – 0+901 km.....	52
Figura 7	Proyección estereográfica de la prog 1+107 – 1+110 km.....	52
Figura 8	Proyección estereográfica de la prog 1+144 – 1+148 km.....	53
Figura 9	Proyección estereográfica de la prog 1+165 – 1+169 km.....	53
Figura 10	Proyección estereográfica de la prog 1+194 – 1+198 km.....	54
Figura 11	Proyección estereográfica de la prog 1+238 – 1+242 km.....	54
Figura 12	Proyección estereográfica de la prog 1+297 – 1+301 km.....	55
Figura 13	Proyección estereográfica de la prog 1+999 – 2+000 km.....	55
Figura 14	Abaco para puntaje de RQD.....	57
Figura 15	Abaco de categoría de sostenimiento según Q de Barton.....	69
Figura 16	Zona plástica sin sostenimiento para tipo de roca Tonalita.....	72
Figura 17	Factor de seguridad con sostenimiento para roca Tonalita.....	72
Figura 18	Zona plástica sin sostenimiento para tipo de roca Hornfels.....	73
Figura 19	Factor de seguridad con sostenimiento para roca Hornfels.....	74
Figura 20	Zona plástica sin sostenimiento para tipo de roca Dacita.....	74
Figura 21	Factor de seguridad con sostenimiento para roca Dacita.....	75
Figura 22	Zona plástica sin sostenimiento para tipo de roca Andesita.....	75
Figura 23	Factor de seguridad con sostenimiento para roca Andesita.....	76
Figura 24	Factor de seguridad de la cámara del túnel.....	77
Figura 25	Factor de seguridad del hastial izquierdo del túnel.....	77
Figura 26	Factor de seguridad del hastial derecho del túnel.....	78
Figura 27	Factor de seguridad de la contrabóveda del túnel.....	78

## Índice de cuadros o tablas

Tabla 1	Ensayos de Índice manual de resistencia de roca en campo.....	22
Tabla 2	Calidad del macizo rocoso según el Índice RQD.....	23
Tabla 3	Parámetros de clasificación RMR.....	25
Tabla 4	Corrección por orientación de discontinuidades.....	25
Tabla 5	Calidad del macizo rocoso en la relación al índice RMR89.....	26
Tabla 6	Calidad del macizo rocoso en la relación al índice RMR proyecto.....	26
Tabla 7	Sostenimiento a partir del índice RMR89.....	28
Tabla 8	Recomendación de sostenimiento según el índice RMR proyecto.....	29
Tabla 9	Características de pernos de anclaje.....	30
Tabla 10	Mezcla referencial de concreto lanzado resistencia $f'c=350$ kg/cm <sup>2</sup> .....	31
Tabla 11	F.S. recomendado según plazo de estabilidad.....	32
Tabla 12	Cálculo de RQD de cada estación.....	56
Tabla 13	Cálculo de RMR de cada estación.....	58
Tabla 14	Mapeo geomecánico según RMR la prog 0+000 – 0+003 km.....	59
Tabla 15	Mapeo geomecánico según RMR la prog 0+898 – 0+901 km.....	60
Tabla 16	Mapeo geomecánico según RMR la prog 1+107 – 1+110 km.....	61
Tabla 17	Mapeo geomecánico según RMR la prog 1+144 – 1+148 km.....	62
Tabla 18	Mapeo geomecánico según RMR la prog 1+165 – 1+169 km.....	63
Tabla 19	Mapeo geomecánico según RMR la prog 1+194 – 1+198 km.....	64
Tabla 20	Mapeo geomecánico según RMR la prog 1+238 – 1+242 km.....	65
Tabla 21	Mapeo geomecánico según RMR la prog 1+297 – 1+301 km.....	66
Tabla 22	Mapeo geomecánico según RMR la prog 1+999 – 2+000 km.....	67
Tabla 23	Clasificación geomecánica según Q de Barton.....	68
Tabla 24	Sistema de sostenimiento según Q de Barton.....	69
Tabla 25	Sistema de sostenimiento según GSI.....	70
Tabla 26	Prueba de normalidad de la variable Factor de seguridad.....	82
Tabla 27	Prueba T para comparar una muestra a un valor.....	83

## Glosario

UCS: Resistencia a la compresión simple.

OSINERGMIN: Organismo supervisor de la investigación en energía y minería.

DIP: Buzamiento

DIP: Dirección de buzamiento

FS: Factor de seguridad

NV: Nivel de excavación

PK: Progresiva

SET: Sistema de discontinuidades

Jv: Cantidad de diaclasas por m<sup>3</sup>

DS: Decreto supremo EM

EM: Energía y Minas

Nº: Número

TN: Tonelada

Mpa: Mega Pascal

Cx: Crucero

WGS-84: Sistema Geodésico Mundial 1984

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1. Descripción del problema

Azulcocha Mining SA es una empresa dedicada a la explotación de recursos minerales.

Los elementos mineros más importantes explotados son el zinc, la plata y el plomo. El proyecto se explotó anteriormente con el nombre de British Mine, pero se abandonó en la década de 1980 debido a problemas políticos en el área. Azulcocha Mining SA ha reanudado la explotación del depósito por lo que es importante realizar una evaluación geomecánica para determinar el o los métodos de explotación que se pueden utilizar para el depósito caracterizado por roca de mala calidad. mucho. Es bien sabido que el éxito de una mina depende del nivel de información geológica y geomecánica disponible y de la utilidad de esta información, por lo anterior, esta información debe estar disponible en todo momento. selección del modo de funcionamiento a utilizar, tipo de soporte instalado, apertura máxima, etc. La evaluación geomecánica realizada significa una descripción detallada de las características del macizo rocoso del depósito desde -40 grados hasta 0 grados, determinación del comportamiento mecánico de la roca, clasificación geomecánica del macizo rocoso, zonificación geomecánica del cuerpo mineralizado del depósito y sus alrededores, la evaluación de las condiciones naturales del depósito y las condiciones de estabilidad de la excavación en relación con la minería se basa en la información disponible en la etapa actual del proyecto. Como resultado de esta evaluación, se definió el método de minería. El presente, constituye el informe de los resultados del trabajo efectuado, el mismo que se pone a consideración de la Gerencia de Azulcocha Mining SA.

## **1.2. Delimitación del problema**

### **1.2.1. Espacial (geográfica).**

El proyecto propuesto se encontrará dentro del departamento de Junín

### **1.2.2. Temporal.**

Los datos que serán considerados para la realización del trabajo de investigación propuesto serán enmarcados dentro del periodo 2022 - 2023 considerando únicamente la temática de trabajo asociadas con el diseño de sostenimiento para proyectos subterráneos.

## **1.3. Formulación del problema**

### **1.3.1. Problema general**

¿La evaluación geomecánica permitirá determinar el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023?

### **1.3.2. Problemas específicos**

- ❖ ¿Como la caracterización estructural influye en el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023?
- ❖ ¿En que medida la caracterización geotécnica determina el diseño de sostenimiento ideal de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023?
- ❖ ¿Cuál es el resultado del factor de seguridad que garantiza la estabilidad de las excavaciones subterráneas mediante software Phase2, en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023?

## **1.4. Justificación en importancia**

### **1.4.1. Justificación teórica**

Se justifica teóricamente la evaluación geomecánica, porque resulta ser un punto fundamental en la ingeniería geomecánica, porque por medio de procedimientos de cálculo y clasificación del macizo rocoso se podrá establecer la capacidad de estabilidad o sostenimiento de labores subterráneas, que se realizarán para cuantificar los resultados y así aportar conocimientos sobre la estabilidad de labores y del mismo modo garantizar la seguridad en las operaciones.

### **1.4.2. Justificación práctica**

Su aporte se concentra en analizar la influencia de la evaluación geomecánica en los diseños de sostenimiento de labores subterráneas, específicamente en la mina Azulcocha, debido a que en esta zona, se aprecia riesgo de deslizamiento de macizo rocoso, la correcta clasificación de la calidad de la roca permitirá establecer el diseño adecuado que garantice la seguridad de las operaciones.

### **1.4.3. Justificación metodológica**

Este estudio considera la metodología de clasificación RMR y GSI, para ello se utilizan unas tablas que permiten determinar la calidad de la roca analizada.

### **1.4.4. Importancia**

La importancia de esta investigación radica en la contribución en el área de tecnología de la geomecánica. Asimismo, servirá como fuente de referencia para otras investigaciones semejantes o complementarias.

## **1.5. Objetivos**

### **1.5.1. Objetivo general**

Identificar como la evaluación geomecánica permitirá determinar el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.

### **1.5.2. Objetivos específicos**

- ❖ Conocer como la caracterización estructural influye en el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.
- ❖ Evaluar en que medida la caracterización geotécnica determina el diseño de sostenimiento ideal de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.
- ❖ Determinar cuál es el resultado del factor de seguridad que garantiza la estabilidad de las excavaciones subterráneas mediante software Phase2, en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.

## CAPITULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Antecedentes del problema

##### 2.1.1 Antecedentes internacionales

(THOMAS , 2014) En la tesis de grado “Estudio comparativo entre requerimientos de soporte y fortificación de túneles definidos según métodos empíricos de clasificación geomecánica versus métodos analíticos y numéricos” Su propósito general es evaluar los requerimientos de soporte del túnel obtenidos mediante métodos empíricos y comparar sus resultados entre sí y sacar conclusiones basadas en los resultados obtenidos de modelos analíticos y numéricos (software) en escenarios similares, es necesario entender su significado. un enfoque empírico para comprender estas herramientas como parte del proceso de diseño. Los 18 resultados obtenidos debían ser compatibles con los resultados de otros análisis de estabilidad, y debían incorporar la idea de que el diseño del túnel es un proceso continuo estrechamente relacionado con la construcción del proyecto.

(MERCHAN & SANCHEZ, 2013) en la tesis titulada: “Evaluación de la estabilidad de los taludes en un sector de la cantera de materiales pétreos Las Victorias”. El objetivo de la investigación fue realizar el estudio en los taludes y plantear soluciones para controlar la inestabilidad de los taludes, la metodología de investigación fue del tipo aplicada mediante la caracterización geomecánica del macizo rocoso afectado y la determinación del factor de seguridad de los taludes; información que será evaluada mediante mediciones in situ e información existente, para esto se aplica: Método del círculo de fricción, Método de Markland y los software Dips v5.103 y GEO5. La conclusión fue que la caracterización del macizo rocoso, mediante el RMR, presenta

un bajo rango de variabilidad con respecto a la profundidad, debido a que la condición de las juntas presentó en general pequeñas variaciones. El rango permanece de entre 60 a 70 hasta el piso 50 m.

(RINCON, 2016) en su Tesis titulada: “Caracterización geomecánica del macizo rocoso del área del contrato 01-068-96 Cooperativa Cooprocabon Sugamuxi municipio de Gámeza Boyacá”. El objetivo de la investigación fue determinar la clasificación de la matriz rocosa, en el área de contrata 01-068-96. El método utilizado para determinar la clasificación Geomecánica del macizo rocoso es el propuesto por (Bienaiwsky, 1989) conocido como RMR (Rock Mass Rating). La conclusión, fue que “en la zona de estudios hay presencia de arcillas de tipo Guaduas, areniscas de la formación Guaduas. Los que en la actualidad se 22 vienen realizando su explotación, dichos macizos rocosos que se encuentran en el municipio están siendo afectados por las diferentes fallas que presenta”.

(MORALES, 2009) En su Tesis titulada: “Caracterización Geotécnica y Determinación de Ángulos de Talud en Yacimiento Franke”, el objetivo fue determinar las evaluaciones geomecánicas de la masa rocosa a base del índice de resistencia geológica. Dependiendo del tipo de datos geotécnicos del proyecto, el método de clasificación geotécnica a utilizar es el Índice de Fuerza Geológica (GSI). Luego se analizó la orientación de las estructuras en el depósito con base en los datos obtenidos de la inspección del pozo utilizando sensores ópticos. Como resultado de este análisis, se puede concluir que es deseable la orientación de las estructuras en dirección NW-NW, lo que corresponde a los procesos de estructuras mayores ubicadas en el yacimiento.

### **2.1.2 Antecedentes nacionales**

(PANTALEON & CARBAJAL, 2017) En la tesis “Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea”. El objetivo del estudio fue preparar un modelo geomecánico tridimensional. (3) La conclusión es que la

investigación se realiza principalmente en rocas normales de tipo III, pero en otros lugares hay rocas subordinadas. El dimensionamiento para la minería subterránea es importante para que podamos modelar en 3D cada trabajo que hacemos, como sugieren los autores para los tipos de rocas que se encuentran en las minas en funcionamiento.

(CAÑAPATAÑA , 2019), en su tesis “Determinación de las condiciones del macizo rocoso en la profundización del avance en la zona esperanza del nivel 23 mediante un análisis geomecánico en la unidad minera americana de Cia. Minera Casapalca” indica que se evaluó con las clasificaciones geomecánicas de RMR, Q de Barton y GSI donde se determinó un factor de seguridad de 1.58 aplicando sostenimiento y un factor de seguridad de 1.11 sin sostenimiento, siendo una zona de trabajo seguro. El macizo rocoso del cruce 212 son rocas de buena calidad. Según Moscoso & Sacha, en su tesis concluyen que el estudio comparativo de índice de Resistencia Geológica (GSI) y Rango de Macizo Rocosos (RMR) los trabajos de sostenimiento se aplican de acuerdo a la evolución si es de tipo activos reforzados, y que el estudio de investigación fue determinar la relación que había entre la clasificación geomecánica de índice de resistencia y el rango macizo rocoso en la Sociedad Minera Corona).

(SUASNABAR, 2019), en su proyecto “Análisis técnico para la optimización del sostenimiento en los frentes de la compañía Minera Casapalca S.A.”, establece un marco teórico práctico para abordar la persistencia en el trabajo de diseño, preparación y desarrollo. Posteriormente se determinan y crean los parámetros que permitan optimizar el sistema, para ello se determinan los métodos de investigación más adecuados en la ejecución y desarrollo del soporte actual de diversas tareas, ya que los elementos y parámetros de selección pertenecen a las tareas definidas., el procedimiento se lleva a cabo utilizando documentación, investigación, se llenaron cuestionarios para obtener un tamaño de muestra representativo para las diversas tareas.

(SOTO, 2016) En la tesis “Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca – Ollachea, Puno, Perú”, En base a los objetivos: características geotécnicas y geomecánicas, así como diseño de soporte de roca y suelo a lo largo del túnel, según diseño del método de descripción de ensayo, 746.10 m de longitud de túnel y 10 hectáreas de túnel, en el cual se realizó trabajo de campo para obtener la estructura. datos, realizó trabajos de laboratorio para la obtención de parámetros geotécnicos del área de estudio, así como trabajos de oficina para el desarrollo y evaluación de software de apoyo mediante computadoras. Se concluye que la estructura y las características geológicas determinan el tipo de soporte rocoso.

## **2.2. Bases teóricas**

### **2.2.1. Geomecánica**

Demasiadas vertientes de la geomecánica se superponen con partes de la ingeniería geotécnica y de la ingeniería geológica. La definición que encontramos es que la geomecánica es una extensión de las ciencias que tratan el tema de mecánica de rocas que estudia el comportamiento de los materiales cohesivos en procesos de esfuerzos y deformaciones. (Ramírez, Pedro, & Alejano, L. R. (2004).

### **2.2.2. Aplicaciones de la mecánica de rocas en minería**

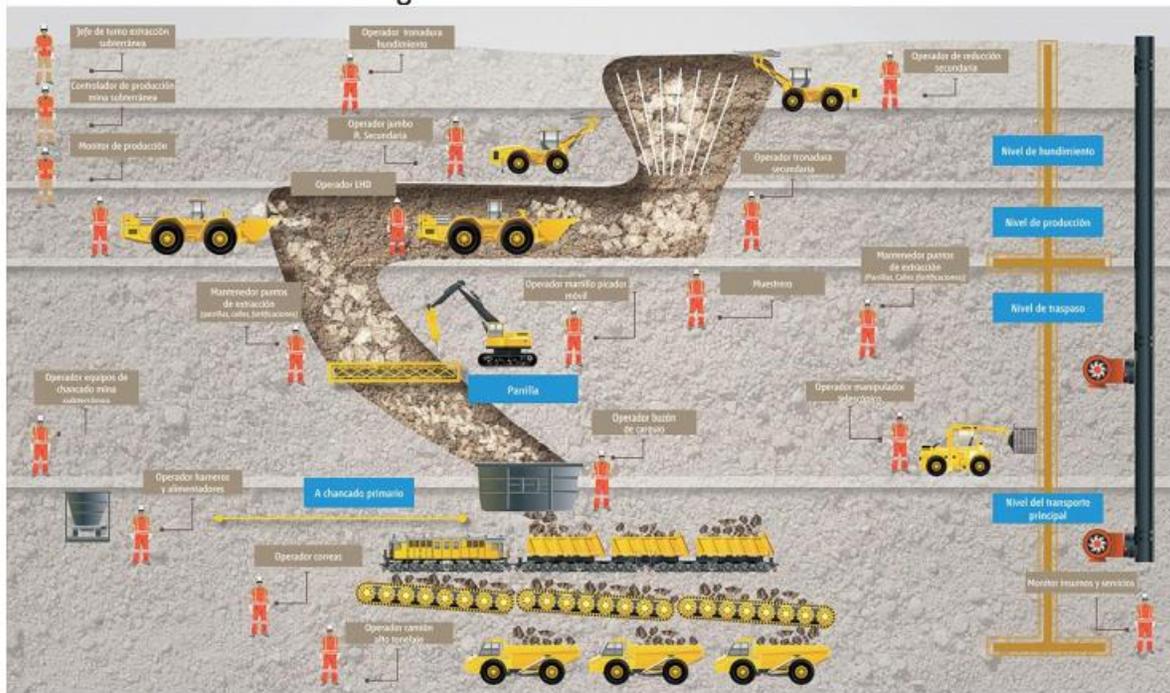
Ya sea en minería subterránea como superficial se deben de realizar una serie de excavaciones cuyo análisis de estabilidad y diseño es objeto de la mecánica de rocas.

#### **2.2.2.1. Minería a cielo abierto**

El objetivo primordial de la mecánica de rocas en minería superficial es asegurar la estabilidad de los diversos taludes e infraestructuras.

### 2.2.2.2. Minería subterránea

Se presentan diversas excavaciones que tienen diferentes funciones ya sean rampas, galerías, pozos de ventilación, etc. la vida operativa de estos depende la duración de las labores mineras del entorno.



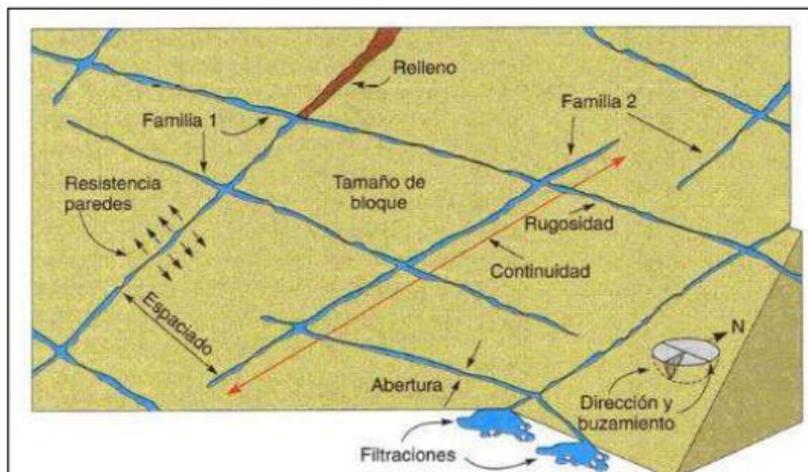
**Figura 1:** Esquema de la mecánica de rocas en la minería subterránea.

### 2.2.3. Clasificaciones geomecánicas

“La clasificación geomecánica contribuye mediante la observación directa de las características del macizo rocoso y el rendimiento de las pruebas, indicadores de calidad relacionados con los parámetros geomecánicos del macizo rocoso y sus propiedades para el soporte de túneles y taludes”. Las propiedades del macizo rocoso que consideraremos en las diversas clasificaciones geomecánicas que utilizaremos son:

- Resistencia del macizo rocoso.
- RQD.

- Espaciado de las discontinuidades.
- Orientación de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Estructura geológica y fallas.
- Filtraciones y presencia de agua.
- Estado tensional.



**Figura 2:** Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades.

#### 2.2.4. Resistencia de la roca

Gavilanes y Andrade (2004), “la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta es probablemente la propiedad mecánica más empleada con fines geotécnicos y que a más de ser obtenida en ensayos de laboratorio, puede ser estimada a partir de la Tabla 2.1, usando únicamente los grados R0 a R6”.

Tabla 1: Ensayos de Índice manual de resistencia de roca en campo

CLASE	RESISTENCIA	RESISTENCIA UNIAxIAL Mpa	ÍNDICE DE CARGA PUNTUAL Mpa	ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA EN EL CAMPO	EJEMPLOS
R6	Extremadamente Resistente	>250	>10	Solo se pueden romper esquirlas de la roca con el martillo de geólogo.	Basalto, diabasa, granito, curacita, chert.
R5	Muy Resistente	100 - 250	4 - 10	Se necesita de muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Anfibolita, arenisca, gneiss, grabo, granodiorita, basalto.
R4	Resistente	50 - 100	2 - 4	Se necesita más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Caliza, mármol, esquisto, arenisca.
R3	Moderadamente Resistente	25 - 50	1 - 2	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	Concreto, esquisto, carbón, siltstone.
R2	Débil	5.0 - 25		Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se pueden hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.	Creta, marga, yeso, esquisto, shale.
R1	Muy Débil	1.0 - 5.0		Deleznable bajo golpes fuertes con la punta del martillo de geólogo, puede desconcharse con una navaja.	Roca alterada, shale.
R0	Extremadamente Débil	0.25 - 1		Rayado por la uña del dedo pulgar.	Falla delgada rígida.

### 2.2.5. Índice de Calidad de la Roca (RQD)

“El índice RQD, rock quality designation, considera el grado de fracturamiento y clasifica al macizo rocoso en diferentes grados de calidad”.

Para el RQD su expresión de cálculo según Palmstron es:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v \text{ Ecuación (1)}$$

Para  $J_v < 4,5$   $RQD = 100$

Donde  $J_v$  está definido como cantidad de diaclasas por m<sup>3</sup>.

**Tabla 2: Calidad del macizo rocoso según el índice RQD**

<b>RQD (%)</b>	<b>Calidad</b>
< 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Media
75 – 90	Buena
90 - 100	Muy buena

Las clasificaciones geomecánicas que usaremos en este estudio son los sistemas RMR y GSI, que son específicos para túneles. Estas clasificaciones geomecánicas permiten determinar el tipo de apoyo utilizado en las excavaciones subterráneas.

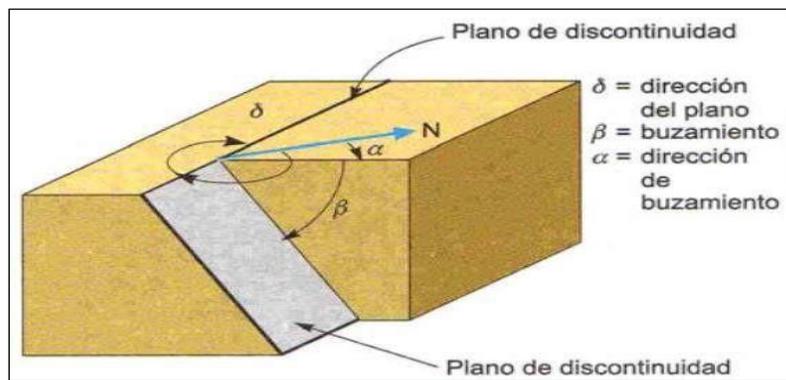
#### **2.2.6. Clasificación Geomecánica RMR**

Desarrollado por Bieniawski en 1973 y actualizado en 1979 y 1989, forma un sistema de clasificación de macizos rocosos que a su vez permite la correlación de indicadores de calidad con parámetros geotécnicos del macizo, excavación y soporte del túnel. La clasificación evalúa los siguientes parámetros geomecánicos:

- 1) Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- 2) Grado de fracturación en términos de RQD.
- 3) Espaciado de las discontinuidades.
- 4) Condiciones de las discontinuidades, que incluye:
  - Longitud de discontinuidades
  - Abertura
  - Rugosidad
  - Relleno

- Alteración
- 5) Condiciones hidrológicas.
- 6) Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación.

“La incidencia de estos parámetros en el comportamiento geomecánico de un macizo rocoso se expresa del índice de calidad RMR, rock mass rating, que varía de 0 a 100”. (Gonzales de Vallejo, 2002).



**Figura 3:** Medida de Orientación de Discontinuidades.

**Tabla 3:** Parámetros de clasificación RMR

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión Simple (MPa)		
	Puntuación	Compresión Simple	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m.	0.6 - 2 m.	0.2 - 0.6 m.	0.06 - 0.2 m.	< 0.06 m.		
	Puntuación		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.		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm.	0.1 - 1.0 mm.	1 - 5 mm.	> 5 mm.		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm.	Relleno duro > 5 mm.	Relleno blando < 5 mm.	Relleno blando > 5 mm.		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 100 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min.	0 - 25 litros/min.	5 - 125 litros/min.	> 125 litros/min.		
		Relación: Presión de agua/Tensión	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		

Una vez obtenido un RMR básico, Bienawski (1989) recomienda ajustar este número de acuerdo con un sexto parámetro, una definición cualitativa de la dirección de la discontinuidad relativa a la dirección de excavación esperada. Los factores de corrección para el caso del túnel se muestran en la Tabla 4.

**Tabla 4: Corrección por orientación de discontinuidades**

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60
Orientación de las discontinuidades en el túnel						
Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0 - 20 Cualquier dirección
Excavación con buzamiento		Excavación contra buzamiento				
Buz. 45 - 90	Buz. 20 - 45	Buz. 45 - 90	Buz. 20 - 45	Buz. 45 - 90	Buz. 20 - 45	
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable

“Finalmente, el índice RMR se obtiene realizando la sumatoria de los seis parámetros. Dependiendo del estado de las características indicadas, conseguirán una puntuación determinada y mediante la suma de dichas puntuaciones se conseguirán unos valores, que se situaran entre 0 y 100” (Sánchez, 2003).

**Tabla 5: Calidad de macizos rocosos en relación al índice RMR89**

<b>Clase</b>	<b>Calidad</b>	<b>Valoración RMR</b>	<b>Cohesión</b>	<b>Ángulo de rozamiento</b>
I	Muy buena	81 – 100	> 4 Kg/cm <sup>2</sup>	> 45°
II	Buena	61 – 80	3 - 4 Kg/cm <sup>2</sup>	35° - 45°
III	Media	41 – 60	2 - 3 Kg/cm <sup>2</sup>	25° - 35°
IV	Mala	21 – 40	1 - 2 Kg/cm <sup>2</sup>	15° - 25°
V	Muy mala	< 20	< 1 Kg/cm <sup>2</sup>	< 15°

**Tabla 6: Calidad del macizo rocoso en relación al índice RMR proyecto**

<b>RMR</b>	<b>Calidad</b>	<b>Tipo</b>
61 – 80	Buena	II
51 – 60	Regula	III-A
41 – 50	Regula	III-B
31 – 40	Mala	IV-A
21 – 30	Mala	IV-B
0 – 20	Muy Mala	V

### 2.2.7. Clasificación Geomecánica GSI

“El Índice de Resistencia Geológica (GSI) desarrollado por Hoek y Brown en 1997, es un método de clasificación geomecánica que se basa en la identificación y clasificación de dos características fundamentales para su cálculo, las cuales son la macroestructura y la condición de las superficies de las discontinuidades” (Gavilanes y Andrade, 2004).

La valoración del GSI también puede determinarse por medio de los valores del RMR. Para  $RMR_{89} > 23$ , el índice de resistencia geológica es:

Las clasificaciones GSI también se pueden determinar mediante valores RMR. Si RMR89 > 23, el índice de resistencia geológica es:

$$GSI = RMR89 - 5$$

Rock Type: GSI Selection:	SURFACE CONDITIONS				
	VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
STRUCTURE	DECREASING SURFACE QUALITY →				
 INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90	80	70	N/A	N/A
 BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70	60	50	40
 VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets	70	60	50	40	30
 BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity	60	50	40	30	20
 DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces	50	40	30	20	10
 LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A	10		

Figura 4: Estimación del Índice de Resistencia Geológica

2.2.8. Diseño de sostenimiento

Según Osinergmin (2017), “el sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene la finalidad de asegurar, controlar y mantener la estabilidad de éstas, a fin de proporcionar condiciones seguras de trabajo y brindar acceso a las labores subterráneas”. Atendiendo como actúa en la roca, el sostenimiento podrá ser activo o pasivo y/o mixto.

- Sostenimiento pasivos: los elementos de sostenimiento pasan a formar parte integral de la roca.

- Sostenimiento activo: los elementos de sostenimiento son externos a la roca.
- Sostenimiento mixto: es la combinación de elementos de sostenimiento activos y pasivos. Este tipo generalmente se usa para el diseño de sostenimiento.

“El diseño de sostenimiento obedece en gran medida a las recomendaciones establecidas por las diferentes clasificaciones geomecánicas en función a la calidad del macizo rocoso. Las recomendaciones de sostenimiento del sistema RMR89 se muestran en la Tabla 7”.

**Tabla 7: Sostenimiento a partir de índice RMR89**

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa Avances 3 m.	Innecesario, salvo algún bulón ocasional.	No.	No.
II 80-61	Sección completa Avances de 1-1.5 m.	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2.5 m, eventualmente con mallazo.	5 cm en clave para impermeabilización.	No.
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1.5 a 3 m. Completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1.5 a 2 m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales.	No.
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1 a 1.5 m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1.5 m en clave y hastiales con mallazo.	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1.5 m cuando se requieran.
V ≤ 21	Fases múltiples. Avances de 0.5 a 1 m. Gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6 m, con separación de 1-1.5 m en clave y hastiales con mallazo. Bulonado en solera.	15-20 cm en clave, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0.75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.

Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 kp/cm<sup>2</sup>.

“Al igual que en el sistema RMR89, considerando las características técnicas del túnel, las recomendaciones de sostenimiento de este sistema han sido adaptadas y modificadas de acuerdo a las necesidades reales del proyecto. Las recomendaciones se muestran en la Tabla 8. En adelante llamaremos recomendaciones de sostenimiento según el índice RMR del proyecto”.

**Tabla 8: Recomendación de sostenimiento según el índice RMR del proyecto**

<b>Recomendación de sostenimiento por tipo de roca y tipo de labor</b>			
<b>RMR</b>	<b>Calidad</b>	<b>Tipo</b>	<b>Labores de avance</b>
61 - 80	Buena	II	<u>En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m:</u> Colocar shotcrete 2 pulg. reforzado con fibra sintética y perno sistemático de 8 pies de largo de 1.7 m a 2.0 m de espaciado, distribución cuadrada. En intersecciones usar Perno de 10 pies de forma sistemática espaciado a 1.8 m x 1.8 m en corona.
51 - 60	Regular	III-A	<u>En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m:</u> Colocar shotcrete 2 pulg. reforzado con fibra sintética y perno sistemático de 8 pies de largo de 1.5 m a 1.7 m de espaciado, distribución cuadrada. En intersecciones usar Pernos Rebar de 10 pies de forma sistemática espaciado a 1.8 m x 1.8 m en corona.
41 - 50	Regular	III-B	<u>En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m:</u> Colocar shotcrete 2 pulg. reforzado con fibra sintética y perno sistemático de 8 pies de largo de 1.2 m a 1.5 m de espaciado, distribución cuadrada. En intersecciones usar Pernos Rebar de 10 pies de forma sistemática espaciado a 1.5 m x 1.5 m en corona.
31 - 40	Mala	IV-A	<u>En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m:</u> Colocar shotcrete 2 pulg. reforzado con fibra más malla y perno sistemático de 8 pies de largo de 1.2 m a 1.5 m de espaciado y shotcrete sobre 1 pulg. de espesor sin fibra sintética. En intersecciones usar Pernos Rebar de 10 pies de forma sistemática espaciada a 1.2 m x 1.2 m en corona.
21 - 30	Mala	IV-B	<u>En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m:</u> colocar shotcrete 2 pulg. con fibra con malla + perno sistemático de 8 pies de largo de 1.0 m a 1.2 m de espaciado y shotcrete sobre 2 pulg. de espesor sin fibra sintética.
0 - 20	Muy Mala	V	<u>En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m:</u> colocar cimbras H6 galvanizadas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas topeadas con bolsacretos. Previamente colocar Shotcrete 2 pulg con fibra sintética como pre soporte.
De acuerdo a la calidad de roca se colocará pernos Rebar, Split Set o Swellex No se contempla realizar intersecciones en tipo de Roca IVB y Roca V			

### 2.2.9. Sostenimiento con pernos de anclaje

Según Osinergmin (2017), “los pernos de anclaje proporcionan esfuerzos a la roca desde el instante mismo de su colocación, logrando que sea partícipe del sostenimiento”. “Los pernos son elementos de sostenimiento activo. Se diferencian por las características de anclaje o por su capacidad de deformarse. La elección del tipo de perno a utilizar para sostener se determinara por las características geotécnicas propias del macizo rocoso y el efecto que se requiere lograr con ellos”.

**Tabla 9: Características de pernos de anclaje**

<b>Propiedades de los pernos de anclaje</b>		
<b>Tipo de perno</b>	<b>Resistencia del límite elástico (ton)</b>	<b>Resistencia a la ruptura (ton)</b>
5/8" perno mecánico	6.1	10.2 (grado 690MPa)
Split set (ss-33)	8.5	10.6
Split set (ss-39)	12.7	14
Swellex estándar	N/A	11
Swellex deformable	N/A	9.5
Super Swellex	N/A	22
20mm barra (#6)	12.4	18.5
22mm barra (#6)	16	23
25mm barra (#6)	20.5	30.8

### 2.2.10. Sostenimiento con Shotcrete

Considerando lo afirmado por Ucar (2004), “el shotcrete o concreto lanzado es una mezcla de cemento y agregados finos que se proyecta perpendicularmente sobre la superficie a recubrir. Puede ser mezcla húmeda o mezcla seca”.

Según Osinergmin (2017), “el shotcrete cumple la función de sellar la superficie de la roca cerrando las fracturas y evitando la caída de rocas sueltas, además, evita la descomposición y alteración de la roca al quedar expuesta producto del avance de las excavaciones”.

**Tabla 10: Mezcla referencial de concreto lanzado resistencia  $f'c = 350 \text{ kg/cm}^2$**

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

### 2.2.11. Factor de seguridad

Según Osinergmin (2017), “el enfoque clásico utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería es considera la relación entre la resistencia o soporte a la carga del sistema y la demanda o carga calculada actuando sobre el sistema. El factor de seguridad (FS) es una medición determinística de la relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda)”.

El factor de seguridad de una estructura se define como:

$$FS = C/D$$

Donde:

FS : Factor de seguridad

C: Capacidad de soporte de carga del sistema

D: Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema

Existen tres posibles escenarios:

- Cuando  $C > D$ , luego  $FS > 1$  el sistema es estable.
- Cuando  $C < D$ , luego  $FS < 1$  el sistema es inestable.
- Cuando  $C = D$ , luego  $FS = 1$  el sistema está en equilibrio límite.

“El valor de FS convencionalmente consiste en colocar un valor prescrito mínimo de aceptación del diseño basado principalmente en la experiencia. Los valores de FS considerados como mínimos se muestran en la siguiente tabla”.

**Tabla 11: F.S. recomendado según plazo de estabilidad**

<b>Plazo</b>	<b>Rangos de FS</b>
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3-1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1-1.3

Según Osinergmin (2017), “el grado de confiabilidad de la función de capacidad (C) depende de la variabilidad de los parámetros de la resistencia a la ruptura del macizo rocoso, prueba de errores, procedimientos mineros, procedimientos de inspección. Similarmente la función de demanda (D) incluye factores de fuerza de carga gravitacional de la masa rocosa, aceleración sísmica, esfuerzos circundantes y ubicación del nivel freático”.

### **2.3. Marco conceptual**

Geomecánica: Es el estudio de las características mecánicas de los suelos y las rocas (denominados materiales geológicos), también sirve para determinar su comportamiento, en función a los cambios de esfuerzos, presión, temperatura y otros parámetros ambientales.

RMR: “Consiste en un sistema de categorización de macizos rocosos para relacionar índices de calidad de rocas con parámetros de diseño y de sostenimiento de túneles”

Roca: “Constituye una unidad de roca, aquella que después de un proceso magmático contiene un recurso mineral. Y pasan por un proceso de cristalización por haber sido inyectadas por soluciones magmáticas formando concentraciones minerales”.

Sostenimiento: el sostenimiento en la minería subterránea, se define como la sistematización de procedimientos y materiales aplicados para mejorar la estabilidad del macizo rocoso 1 .

## CAPITULO III

### METODOLOGÍA

#### **3.1. Enfoque.**

Ñaupas, H., Valdivia, R., Palacios, J y Romero, H. (2018) afirman que de acuerdo a varios autores, hasta el momento se limita el tipo de investigación, por ejemplo, dos: investigación básica, investigación pura o fundamental e investigación aplicada. Estar de acuerdo y declarar que el trabajo es de investigación aplicada. Porque, busca establecer estrategias que resuelvan la problemática sobre el diseño de sostenimiento adecuado a labores mineras subterráneas.

La investigación es de tipo aplicada, posee un enfoque cuantitativo pues es secuencial y presenta hipótesis las cuales serán probadas empleando la estadística inferencial. Este estudio corresponde a un enfoque cuantitativo y se aplica de acuerdo al propósito. Por lo tanto, se pretende demostrar mejoras en el diseño de sostenimiento de labores mineras subterráneas a través de una evaluación geotécnica.

Para el desarrollo de esta investigación se obtuvieron datos sobre las propiedades de los materiales utilizados para el diseño de soatenimiento. El tipo de roca fue clasificada según el sistema RMR89, Q de Barton y GSI, con la recomendación específica del tipo de sostenimiento establecido para el sector de estudio Ya que estos son parte integral del desarrollo para el diseño de sostenimiento de labores mineras subterráneas. Los resultados fueron procesados y posteriormente fueron ingresados en el software Phase2 para establecer las condiciones adecuadas de sostenimiento en base a los resultados de gabinete.

#### **3.2. Alcance (exploratorio, descriptivo, correlacional, explicativo).**

Según (Hernández , Fernández, & Baptista, 2010), Los niveles presentes en la encuesta son: nivel exploratorio. Son estudios que no tienen mucha información sobre el tema de investigación.

nivel de descripción. Su objetivo es explicar los conceptos o variables a los que se refieren. nivel de correlación. Se refiere a la relación entre dos o más categorías o variables en un contexto dado. nivel explicativo. El énfasis está en explicar por qué ocurren los fenómenos y por qué dos o más variables están relacionadas. Bajo estas condiciones, “la investigación interpretativa va más allá de describir conceptos y fenómenos o establecer relaciones entre conceptos; es decir, pretenden responder a las causas de los hechos y fenómenos físicos o sociales. Como su nombre indica, pretende explicar por qué ocurre un fenómeno, en qué condiciones se manifiesta o por qué dos o más variables se relacionan entre sí”.

### **3.3. Diseño de investigación (tipos: experimental y/o no experimental).**

Según Hurtado, los estudios experimentales se realizan con control consciente sobre variables independientes y se analizan en forma de investigación.

En este caso, las variables X e Y están interrelacionadas, lo que hace que el diseño del estudio sea cuasi-experimental. Además, las muestras no se extraen al azar, sino que se analizan todas.

El diseño de la investigación es experimental. Usando el método deductivo– inductivo, partiendo de datos particulares a la generalización del área investigada considerando la caracterización geomecánica y estabilidad de las labores mineras subterráneas.

### **3.4. Población y muestra.**

#### **Población.**

Según (Gonzales, 2014) una población representa un conjunto de elementos que tienen al menos una característica común.

La población en el estudio son las labores mineras subterráneas y las estructuras mineralizadas del distrito minero y las muestras son tomadas en forma sistemática.

### **Muestra.**

Según González, debido a que esta es una porción representativa de la población, los resultados obtenidos en la muestra se pueden generalizar a lo que constituye esta población en primer lugar.

En esta investigación, la muestra estará conformada por labores mineras subterráneas y las estructuras mineralizadas del distrito minero y las muestras son tomadas en forma sistemática.

## **3.5. Hipótesis.**

### **3.5.1. Hipótesis general.**

La evaluación geomecánica permitirá determinar el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.

### **3.5.2. Hipótesis específicas.**

- ❖ La caracterización estructural influye significativamente en el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.
- ❖ La caracterización geotécnica determina el diseño de sostenimiento ideal de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.
- ❖ El resultado del factor de seguridad resulta superior a 1 y garantiza la estabilidad de las excavaciones subterráneas mediante software Phase2 en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.

### 3.6. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional.

		Operacionalización	
Variables	Definición conceptual	Indicadores	Tipo de variables
<b>Variable Independiente</b> Evaluación geomecánica	Las clasificaciones geomecánicas son métodos fundamentales de la ingeniería que permite evaluar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso, los parámetros geotécnicos de diseño y el tipo de sostenimiento en una galería.	Caracterización estructural	Cuantitativa
		Propiedades físico mecánicas de la roca	Cuantitativa
		Caracterización geotécnica	Cuantitativa
		Factor de seguridad	Cuantitativa
<b>Variable Dependiente:</b> Diseño de sostenimiento	Los sistemas de sostenimiento de techos incluyen a los sistemas de sostenimiento activo, como los pernos de anclaje, en que los elementos de sostenimiento se instalan dentro del techo, y los sistemas de sostenimiento pasivo, como los pilares de madera y los soportes de galería, etc	Diseño de sostenimiento	Cuantitativa

### **3.7. Técnicas e instrumentos.**

Las técnicas de investigación representan el conjunto de pasos, cuyo objetivo es operativizar el proceso investigativo. (Hernández , Fernández, & Baptista, 2010).

**Observación directa:** “Para la recolección de información sobre los parámetros de evaluación del macizo rocoso. Cabe mencionar la medición de estos parámetros se realizada mediante el mapeo geomecánico en el frente de avance de las excavaciones utilizando las clasificaciones geomecánicas RMR Y GSI adaptadas a las condiciones del proyecto”.

**Ensayos de laboratorio:** “Para obtener información respecto al rendimiento de los elementos del sostenimiento instalado en el túnel”.

**Análisis documental:** “Para la revisión de información bibliográfica como libros, revistas, tesis e informes referidos al tema de investigación. Asimismo, estándares y procedimientos de mina proporcionados por el área de geomecánica del Proyecto”.

El instrumento que se utilizó es mediante fichas que consiste en registrar los datos de los procedimientos realizados.

### **3.8. Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.**

Comenzamos con un análisis estadístico que nos permite examinar los resultados de la evaluación y como estos influyen el el diseño de sostenimiento. Para evaluar, primero proponemos una prueba de hipótesis.



### **3.10. Desarrollo de la investigación**

**Etapa Preliminar** “Consistió en la recopilación de información relacionada al tema de investigación mediante diferentes fuentes de acceso a la información, tal es el caso de libros, revistas, páginas de internet, normatividad vigente que regula las actividades relacionadas al tema de investigación, trabajos de investigación que se hayan realizado anteriormente. Para realizar el presente trabajo de investigación se ha tenido en cuenta la normatividad vigente que regulan los procedimientos y estándares en minería y en particular en el área de Geomecánica, según el Decreto Supremo N° 023–2017–EM y su modificatoria D.S. N° 023–2017–EM, Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería: Guía de Criterios Geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de las labores subterráneas. Además, considerando como base las clasificaciones geomecánicas de mayor uso y aplicación en minería subterránea como son: RMR89 y GSI adaptadas por parte del titular minero para la ejecución del Proyecto túnel”.

**Etapa de Campo** “Consiste en recolección de datos mediante el mapeo geomecánico en cada frente de avance de las labores, usando las clasificaciones geomecánicas de GSI adaptadas por para las labores mineras Subterráneas de la mina Azulcocha, para determinar la calidad del macizo rocoso y en consecuencia estimar el sostenimiento a ser instalado en las labores del túnel”.

“La determinación del sitio es muy importante antes de la caracterización geomecánica porque es necesario conocer las condiciones en las que se realizará la excavación, el primer paso es la litología del sitio, en este caso la mina Azulcocha”.

#### **Mapeo geomecánico para la determinación de estabilidad del macizo rocoso**

Necesitamos conocer los datos geológicos de la zona porque seguiremos clasificando lo que llamamos sistema de soporte según el estado del macizo rocoso.

“Para la caracterización del macizo tenemos los tipos de mapeo geomecánico de los cuales utilizaremos el más representativo el cual será el Q de Barton, RMR y GSI son los datos que utilizaremos para denominar los aspectos mecánicos de la masa rocosa”.

También en esta etapa se llevan a cabo pruebas de control de calidad de los soportes instalados, como pruebas de tensión de pernos, pruebas de resistencia temprana y pruebas simples de compresión de hormigón proyectado, etc. Estas pruebas se realizan para asegurar el funcionamiento de los elementos de soporte instalados en el túnel.

**Etapas de Gabinete** “Consiste en el análisis de estabilidad de labores mediante el uso del software Phase2 v 8.0 de la empresa Rocscience analizamos el comportamiento de los esfuerzos y deformaciones presentes en el proyecto, determinando sobre todo la condición de estabilidad de las labores, como data utilizamos los resultados obtenidos en los mapeos geomecánicos, propiedades de los materiales, especificaciones técnicas de los elementos de sostenimiento, entre otros datos que sean necesarios. El análisis se realiza en diferentes secciones de la labor, atendiendo principalmente a la calidad del macizo rocoso encontrado a lo largo de la construcción del túnel Azulcocha. Inicialmente se analiza la labor sin sostenimiento y luego se realiza un análisis con el tipo y diseño de sostenimiento, estimado según las clasificaciones geomecánicas, para determinar la condición de estabilidad de la labor según el factor de seguridad obtenido”.

### **Análisis tenso deformacional del macizo rocoso**

En este estudio nos enfocaremos en la evaluación de las propiedades mecánicas del macizo rocoso por criterios de falla, para lo cual utilizaremos el software RocData. Para obtener la resistencia a la compresión, el módulo de Young y los parámetros cohesivos, utilice los criterios de falla de tunelización de Hoek & Brown, Mohr Coulomb y Barton Bandis.

### **Análisis cinemático de la excavación**

“En esta sección interpretaremos resultados con el software Dips 5.1 y Excel, en base a la concentración de polos se definió que existen familias de discontinuidades principales, en el cual se analizará la estabilidad de la existencia de cuñas”.

### **Análisis de tensiones y deformaciones**

Después de caracterizar, encontrar las propiedades mecánicas del macizo rocoso y realizar un análisis de cuña, podremos determinar la estabilidad del túnel sin soportes, pero al realizar un mapeo geomecánico de acuerdo con el método utilizado, introduciremos un sistema de soportes, que vamos a agregar ahora para ingresar los datos de calificación.

“Asimismo, antes se tendrán que determinar las familias de discontinuidades para el análisis de falla en las cuñas observadas”.

“Luego de determinar los datos procederemos a colocarlos en el software Phase2 para su análisis con sostenimiento lo cual se tendrá en cuenta su calidad del macizo rocoso”.

“A través del análisis del método de elementos finitos obtendremos la relación con su sistema de sostenimiento a aplicar lo cual nos dará una corrección para la evaluación del factor de seguridad y del análisis tenso deformacional del macizo rocoso”.

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. Generalidades

##### 4.1.1. Ubicación

Políticamente la Mina Azulcocha se ubica en los Andes centrales del Perú, en el distrito de San José de Quero, perteneciente a la provincia de Concepción, departamento de Junín. La altura sobre el nivel del mar varía de 4,200 a 4,600 msnm. Las coordenadas UTM de referencia son las siguientes:

8'666,500 – N

426,500 – E

Geográficamente se ubica en las siguientes coordenadas: Longitud W: 75° 40" Latitud S: 12° 35" La accesibilidad a la Mina desde Lima es a través de una carretera asfaltada hasta la Hacienda Pachacayo con una longitud de 270 Km., para continuar hasta la Mina Azulcocha a través de una carretera afirmada de 41 Km, haciendo un total de 311 Km. Desde Huancayo se utiliza la carretera afirmada de la mina Yauricocha. Esta ruta se desvía en Jatunhuasi haciendo una distancia total Huancayo – Azulcocha de aproximadamente 70 kilómetros.

La topografía local y la morfología son caracterizadas por colinas redondeadas de caliza y valles formados de erosión glaciár. La mayoría de valles son pantanosos y contienen varios lagos de origen glaciár.

## **4.2. Marco geológico**

### **4.2.1. Geología regional**

La geología de la regional de la mina Azulcocha se caracteriza por rocas sedimentarias miogenéticas mesozoicas generalizadas (piedra caliza, arenisca y esquisto). Varían en edad desde el Jurásico Inferior (Formación Condorsinga del Grupo Pucara) hasta el Cretácico Medio (Formación Jumasha) y se plegaron fuertemente durante la orogenia andina.

Depósitos de chuquipita de composición granodiorita (3,0 x 3,5 km) intruyeron los depósitos antes mencionados 5 km al oeste de la mina. Además, diques irregulares de andesita se introducen en los sedimentos, aunque esto es raro, principalmente al sur de la mina Azulcocha y en los trabajos subterráneos.

### **ROCAS SEDIMENTARIAS**

#### **Formación Condorsinga (Grupo Pucará)**

“Las rocas más antiguas de la región lo constituyen una secuencia bastante homogénea de calizas grises masivas de la Formación Condorsinga (Grupo Pucará) de edad probable Jurásico Inferior. Su potencia excede los 400 metros e infrayace en forma concordante a una secuencia detrítica (areniscas con estratificación cruzada y lutitas rojas) de la Formación Cercapuquio. La Formación Condorsinga es el principal metalotecto de la región, encontrándose en él, el cuerpo mineralizado de la mina Azulcocha”.

#### **Formación Cercapuquio**

“La Formación Cercapuquio ha sido dividida en tres miembros: un miembro inferior detrítico constituido por areniscas gris claras feldespáticas y lutitas rojas de estratificación fina. Su potencia se estima en 300 metros y gradualmente pasa hacia arriba a calizas grises y margas

amarillentas de aproximadamente 200 metros de espesor. La edad del miembro inferior detrítico (Formación Cercapuquio, sensu stricto) y la Formación Chaucha pertenecerían al jurásico Superior (Malm). En el área de Azulcocha, el miembro Superior de la “Formación Cercapuquio” comprende una secuencia dendrítica lutácea – arenosa de ambiente de posición similar al miembro inferior (Marino Litoral – Continental). Este miembro constituye, desde un punto de vista sedimentario regional, la parte basal del Grupo Goyllarisquizga que sobreyace en forma concordante y transicional al miembro mencionado”.

### **Grupos Goyllarisquizga, Machay y otros del Mesozoico**

“El grupo Goyllarisquizga, formado principalmente por areniscas gris claras, lutitas arenosas en forma subordinada, así como microconglomerados y mantos ocasionales de carbón, infrayace a las calizas y margas del Grupo Machay del Cretáceo medio (Albiano Inferior y medio). El contacto es transicional y representa un cambio de facies gradacional de un ambiente Continental – Marino Litoral (Goyllarisquizga) a uno de facies sub-litoral (Formación Chulec). La potencia estimada del Grupo Goyllarisquizga en el área de Azulcocha es de 600 metros y del Grupo Machay 350 metros. Completando la secuencia mesozoica y en forma transicional sobre las calizas Chulec – Pariatambo, se dispone en forma incompleta la Formación Jumasha (+ 200 mts) del Albiano superior – Turoniano. Esta formación generalmente ocupa los núcleos sinclinales tanto al sur como al noroeste de la mina Azulcocha, y consiste predominantemente de calizas masivas gris claras, interestratificadas con margas de color marrón claro a amarillentas”.

### **Formación Casapalca (Capas Rojas)**

Hacia el Norte y Este de Azulcocha (Área de la mina Jatunhuasi – Mn), las capas rojas de la Formación Casapalca (Terciario Inferior) afloran en contacto por falla con la secuencia

mesozoica descrita. Esta consiste de lutitas rojas, areniscas y conglomeradas ocasionalmente interestratificados con lentes de yeso y calizas de tipo lacustre. Su potencia no ha sido estimada, pero sobrepasa los 300 metros en la carretera Azulcocha – Pachacayo.

## **ROCAS INTRUSIVAS**

### **Stock Chuquipite**

El stock Chuquipite, de forma circular, incompleto en su borde Suroeste, aflora 6 kilómetros al Oeste de la mina Azulcocha. Sus dimensiones aproximadas son 3.0 KmX3.5 Km. El contacto del stock con los sedimentos está parcialmente mineralizado y contiene varios prospectos que se mencionan en el presente informe.

“La textura y composición mineralógica del stock Chuquipite corresponde a una granodiorita con facies de borde tipo pórfido granítico. En espécimen de mano, la granodiorita presenta textura holocristalina, equigranular a porfirítica de grano medio (2-4 mm) de color gris claro a rosa pálido, con escasas evidencias de alteración hidrotermal. Como ocurrencia mineralógica se ha observado un mineral blanco sucio de brillo opaco en el intrusivo alterado, formando agregados cristalinos irregulares rodeados de calcita. Este mineral es blando (2) y de hábito fibroso tabular y parece ser un pseudomorfo después de actinolita asbestiforme. La presencia de este mineral sugiere una alteración hidrotermal tardía a lo largo del intrusivo. Así mismo, se ha observado trazas de sericita en delgadas vetillas (1-3 mm) y como reemplazamiento parcial de fenocristales de ortosa por que se cree el mineral fibroso tabular puede ser un tipo de arcilla”.

### **Emplazamiento del Stock**

“Desde el punto de vista estructural, el stock Chuquipite se encuentra en el block móvil sur de una falla inversa, de rumbo Este-oeste a Sur-Este, de carácter regional. El contacto Norte del

stock (E-O) es casi recto y marca la proyección Oeste de una falla subsidiaria de la principal, también conocida como falla Conchas-Gran Bretaña. Su extensión de acuerdo a estudios regionales por la Misión Francesa ORSTOM es de 120 kms. El stock Chuquipite se emplazó en extremo final Oeste de la falla subsidiaria, pero muy próximo al cambio de rumbo de la estructura principal”.

### **Diques Andesíticos**

En la zona de Azulcocha, los trabajos de minería subterránea han logrado determinar la presencia de varios diques alterados (1-30 metros de ancho) de probable composición andesítica.

#### **4.2.2. Geología estructural**

“Plegamientos Los ejes de plegamientos regionales  $N45^{\circ} - 60^{\circ}0$ , hacen en Azulcocha una fuerte inflexión hacia el Oeste hasta alcanzar en las proximidades del stock Chuquipite un rumbo  $S65^{\circ}0 - S80^{\circ}0$ . Los esfuerzos intrusivos, típicos de una inyección forzada, son evidentes en las cercanías de la Laguna Cantagallo, Leoncocha y Huichaca. En estos lugares, los estratos de las formaciones Cercapuquio, Goyllarisquizga y Machay han sido arqueados hasta adquirir rumbos paralelos al contacto intrusivo y prácticamente circundarlo”.

Los buzamientos de los estratos son suaves y se apartan del intrusivo (en cantagallo  $30^{\circ}E$ , en Leoncocha  $65^{\circ}S$  y en Huichaca  $36^{\circ}SO$ ), indicando que el contacto del stock buza en esas direcciones.

### **Falla “Cochas-Gran Bretaña”**

“Los procesos orogénicos, que han dado lugar al plegamiento andino muestran en la zona de Hda. Cochas Jatunhuasi su mejor expresión en una falla de rumbo lateral-derecha de alto ángulo y de carácter regional. Conocida como la Falla “Conchas – Gran Bretaña”, ha sido mapeada por la Misión Francesa ORSTOM a lo largo de 120 kilómetros. Su rumbo regional es variable; en sus

extremos Norte y Sur N40°W y en la parte central N60°W a E-W. El Rumbo, la falla es inversa, de buzamiento moderado (30° - 45° SE) y sinuosa en la zona stock Chuquipite-mina Azulcocha. El análisis de planos y secciones geológicas de la mina sugiere un esfuerzo comprensivo intermitente que ha dado lugar al emplazamiento de diques andesíticos a lo largo de fallas subsidiarios de rumbo y buzamiento similar, deposición del cuerpo mineralizado Azulcocha, y fallamiento posterior”.

“Hacia el Oeste de la mina, Falla Cochas-Gran Bretaña se bifurca dando lugar a un ramal sur (S60°W) subsidiario, el cual se proyecta en el rumbo hasta alcanzar el contacto norte del stock Chuquipite. Esta falla, considerada secundaria en estudios anteriores, desempeñó un rol importante en la preparación estructural de la zona mineralizada del cuerpo Azulcocha. En efecto, su intersección con la falla principal (N80°E) por las variaciones locales de rumbo y buzamiento corresponde a una zona inclinada 30° al Este (Plunge), la cual coincide con el eje del cuerpo mineralizado”.

## **MINERALIZACIÓN**

La mineralización en la región de Azulcocha y alrededores consiste principalmente de las asociaciones paragenéticas típicas de baja y alta temperaturas.

### **Mineralización de Baja Temperatura del Cuerpo Azulcocha**

En el cuerpo Azulcocha la esfalerita está asociada a oropimente, rejalgar, rodocrosita, baritina y pirita como minerales de ganga formando un cuerpo masivo e irregular de hasta 40 mts de ancho y 150-200 mts de largo. Este ensamble, de baja temperatura, parece haberse depositado por reemplazamiento en fisuras y zonas de brechas que se desarrollaron durante una fase previa de preparación estructural.

### **Mineralización de Alta Temperatura (Contacto Intrusivo Chuquipite)**

La mineralización de alta temperatura bordea al intrusivo Chuquipite como una aureola discontinua e irregular de contacto metamórfico. El ensamble de minerales esta vez, consiste de cantidades variables de esfalerita, calcopirita y trazas de galena en agregados masivos de granates, actinolita / tremolita, hamatita especular / magnetita y epidota. Se observan venillas de calcita y cuarzo, así como las trazas de sericita, en forma ocasional acompañando a los minerales de ganga previamente mencionados.

#### **4.2.3. Geología local**

“Las unidades litológicas expuestas en la mina Azulcocha comprenden calizas de la Formación Condorsinga del Grupo Pucará del Jurásico Inferior, areniscas del Grupo Goyllarisquiza (Cretáceo Inferior) y diques alterados de composición andesítica. Las calizas de la Formación Condorsinga sobreyacen por fallamiento inverso a las areniscas Goyllarisquiza. Las calizas Condorsinga, del Grupo Pucará de color gris claro y aspecto masivo afloran en el lado Sur de la falla inversa Cochabamba Gran Bretaña formando un anticlinal apretado con plano axial buzando entre 50° a 60° al SW. El anticlinal es cortado hacia el oeste de la mina por otra falla inversa, subsidiaria de la principal y de rumbo S60°W. Hacia el sur de la Laguna Azulcocha, la secuencia estratigráfica regional del Mesozoico sobreyace en posición normal formando un monoclinal de buzamientos moderados en el rango de 25° a 62° SW con intercalaciones ocasionales de areniscas calcáreas y estratos delgados de lutitas rojas. El block norte de la falla está formado principalmente por areniscas masivas de color gris claro amarillento rojizo, interestratificaciones con horizontes de lutitas y areniscas rojas. Hacia el oeste de Azulcocha, en la zona de Pozocancha las areniscas y lutitas del Cercapuquio Superior infrayacen por contacto de falla a las areniscas del Grupo Goyllarisquiza. Toda esta secuencia clásica forma un sinclinal de rumbo N-S y buzamiento suave en sus flancos”. Hacia el norte del campamento, el eje axial cambia de rumbo gradualmente a

N45°W, luego E-W y finalmente S80°W. Los diques andesíticos, están expuestos en los trabajos subterráneos de la mina como cuerpos tabulares, sub-verticales (buzamiento al sur 70-80°) de anchos variables (1-3 metros) y rumbos que varían entre E-W y S70° a 80°W. Son de color gris verdoso, claro a oscuro y de aspecto tufáceo por la cloritización y argilización de la alteración hidrotermal. Su ubicación, tanto en las calizas como en las areniscas, parece estar directamente relacionado al fallamiento inverso de la estructura “Cochas Gran Bretaña”. El dique emplazado a lo largo de la falla principal muestra evidencias claras de brechamiento intenso, alteración y mineralización por reemplazamiento subsecuente.

#### **4.3. Caracterización estructural Túnel Azulcocha**

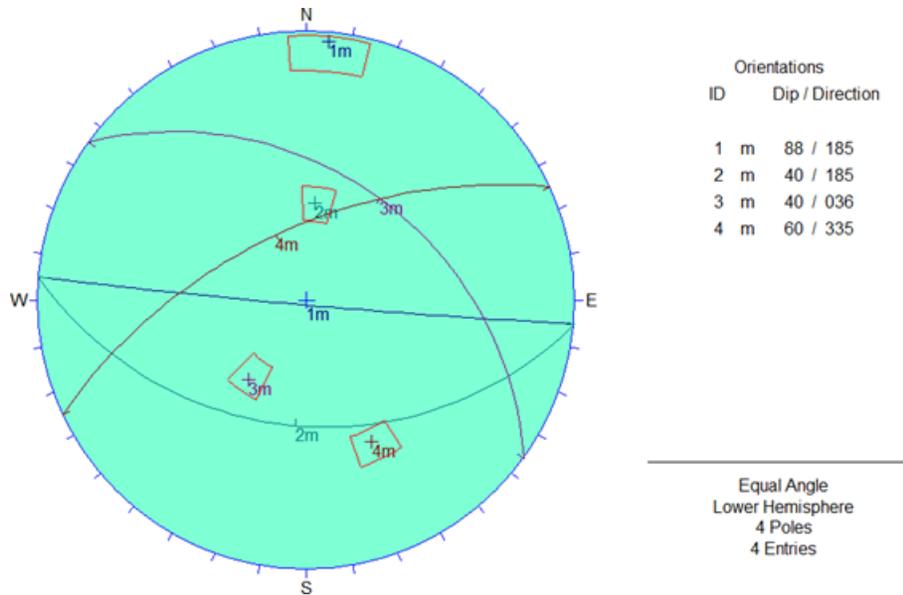
Las características estructurales en las aberturas subterráneas de labores mineras, se definió mediante los siguientes trabajos:

##### **Mapeo de Estructuras**

“El mapeo de estructuras expuestas se realizó de forma lineal en tres zonas diferentes que están localizados en el túnel Azulcocha, en donde se realizó una descripción cuantitativa y cualitativa de las estructuras presentes a detalle, según la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM) los parámetros a considerar son; buzamiento, dirección de buzamiento, JCS (Joint Wall Compressive Strength), RQD (Rock Quality Designation), espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, JRC (Joint Roughness Coefficient), relleno, meteorización y agua en las discontinuidades. Estos datos fueron tomados en fichas geotécnicas para la toma de datos en campo, las cuales se presentan en el Anexo 02”.

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 1

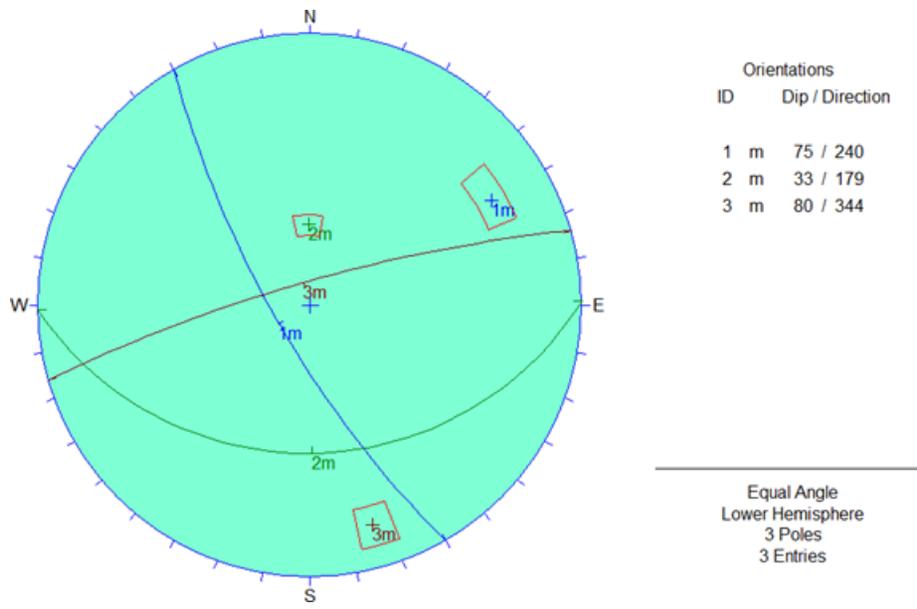
Para el análisis de la progresiva 0+000.00 – 0+003.00 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 4 familias de discontinuidades.



**Figura 5:** Proyección estereográfica de la prog 0+000- 0+003 Km

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 2

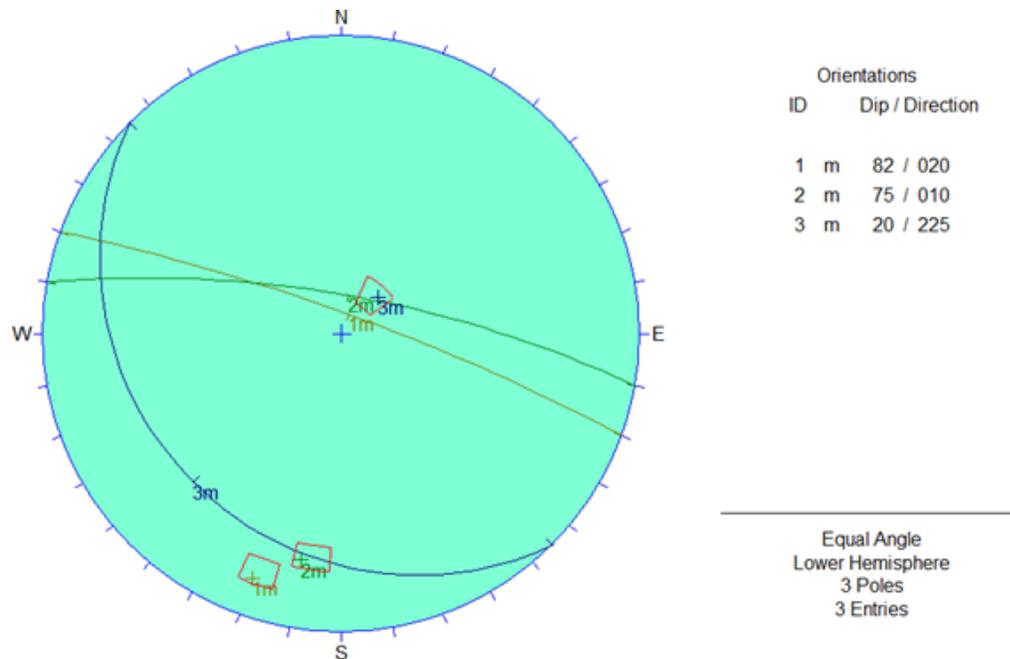
“Para el análisis de la progresiva 0+898.00 – 0+901.20 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 3 familias de discontinuidades”.



**Figura 6:** Proyección estereográfica de la prog 0+0898- 0+901 Km

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 3

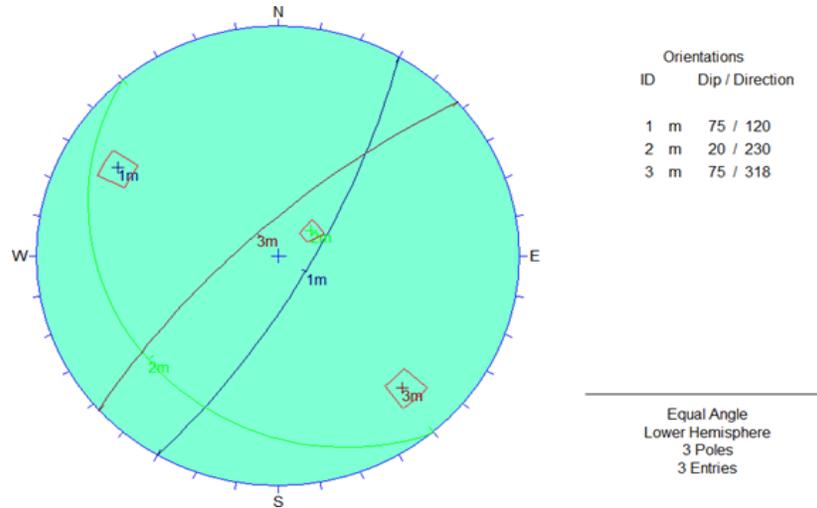
“Para el análisis de la progresiva 1+107.10 – 1+110.40 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 3 familias de discontinuidades”.



**Figura 7:** Proyección estereográfica de la prog 1+107- 1+110 Km

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 4

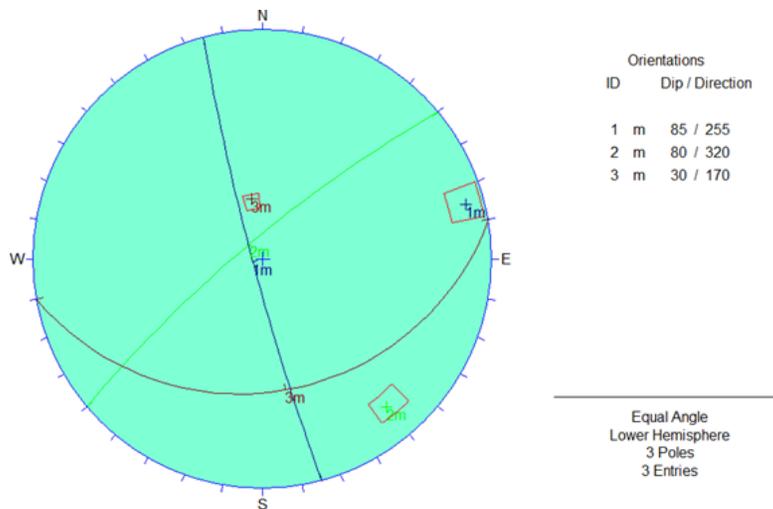
Para el análisis de la progresiva 1+144.70 – 1+148.20 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 3 familias de discontinuidades.



**Figura 8:** Proyección estereográfica de la prog 1+144- 1+148 Km

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 5

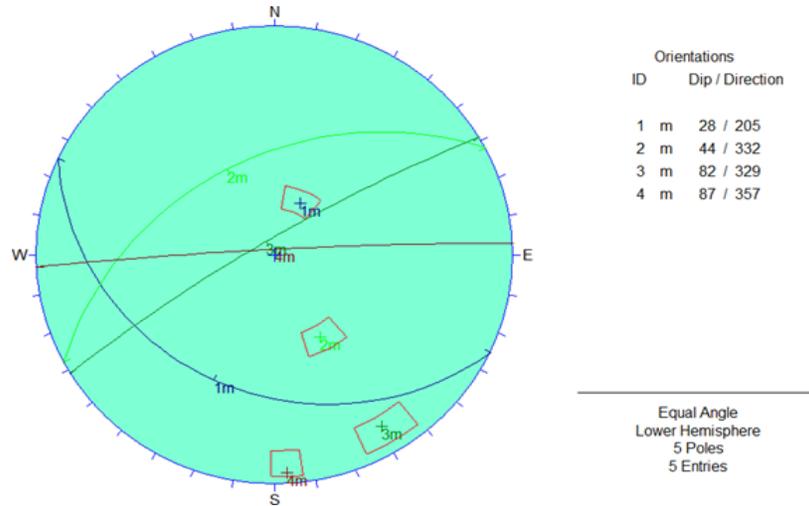
“Para el análisis de la progresiva 1+165.60 – 1+169.20 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 3 familias de discontinuidades”.



**Figura 9:** Proyección estereográfica de la prog 1+165- 1+169 Km

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 6

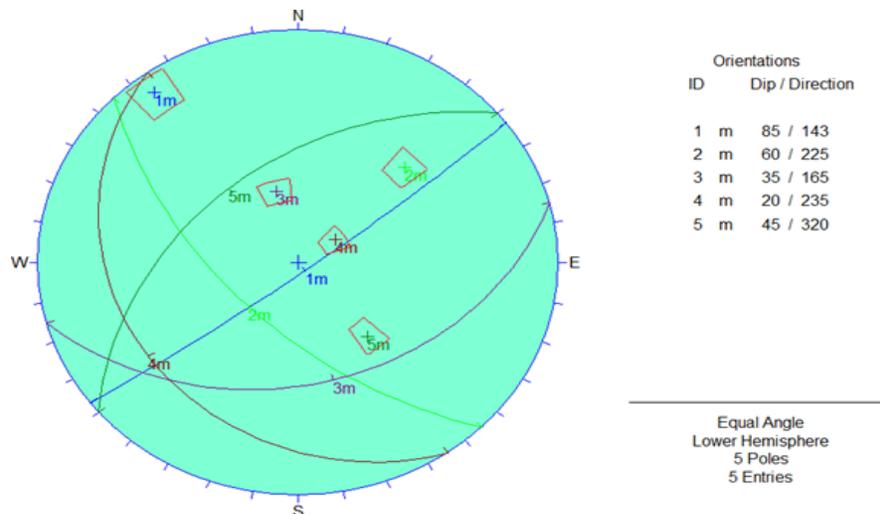
Para el análisis de la progresiva 1+194.60 – 1+198.20 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 4 familias de discontinuidades.



**Figura 10:** Proyección estereográfica de la prog 1+194- 1+198 Km

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 7

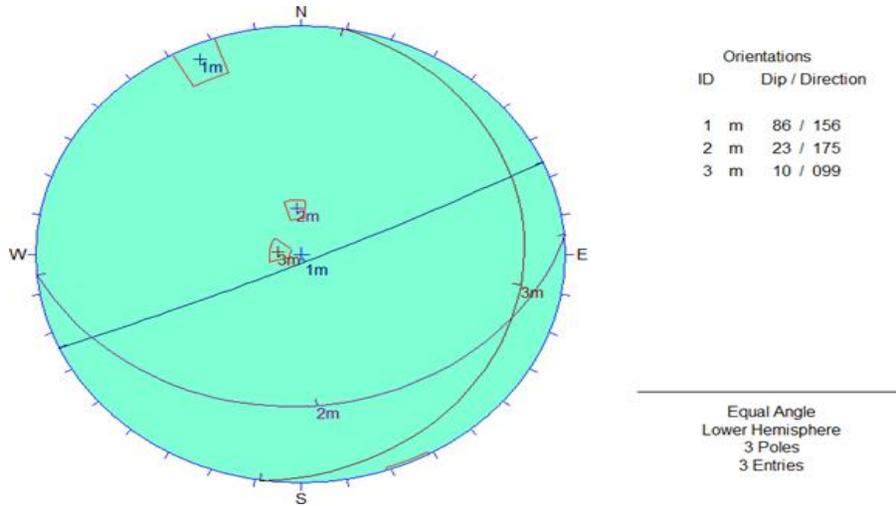
Para el análisis de la progresiva 1+238.20 – 1+242.20 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 5 familias de discontinuidades.



**Figura 11:** Proyección estereográfica de la prog 1+238- 1+242 Km

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 8

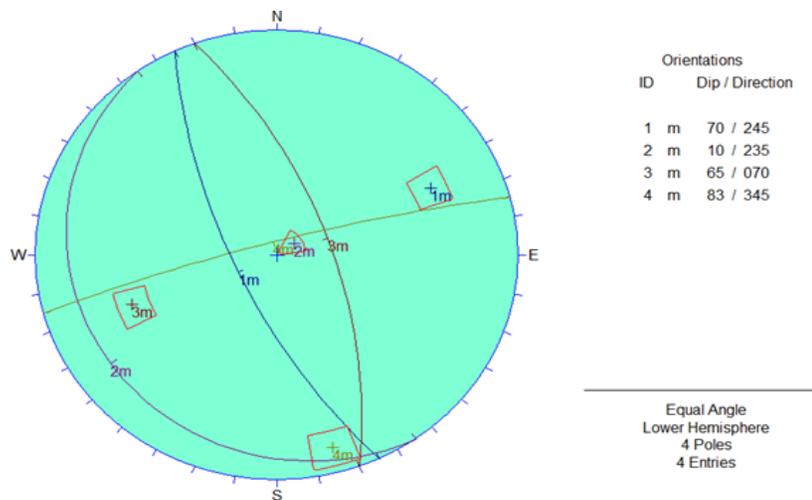
Para el análisis de la progresiva 1+297.70 – 1+301.40 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 3 familias de discontinuidades.



**Figura 12:** Proyección estereográfica de la prog 1+297- 1+301 Km

### Proyección estereográfica con el software Dips de la Estación 9

Para el análisis de la progresiva 1+999.60 – 2+003.00 Km. Se obtuvo la concentración de polos en el cual se cuenta con 4 familias de discontinuidades.



**Figura 13:** Proyección estereográfica de la prog 1+999- 2+000 Km

#### 4.4. Caracterización geotécnica

##### Mapeo geomecánico según RMR, Q de Barton y GSI.

“En esta sección se realizará el mapeo geomecánico en la cual determinaremos la calidad de cada tipo de roca según las progresivas, para ello utilizaremos algunos anexos de la metodología de Q de Barton para ello se implementará el instrumento de recolección de datos para colocar las características respectivas”.

##### Cálculo de RQD por estaciones geomecánicas

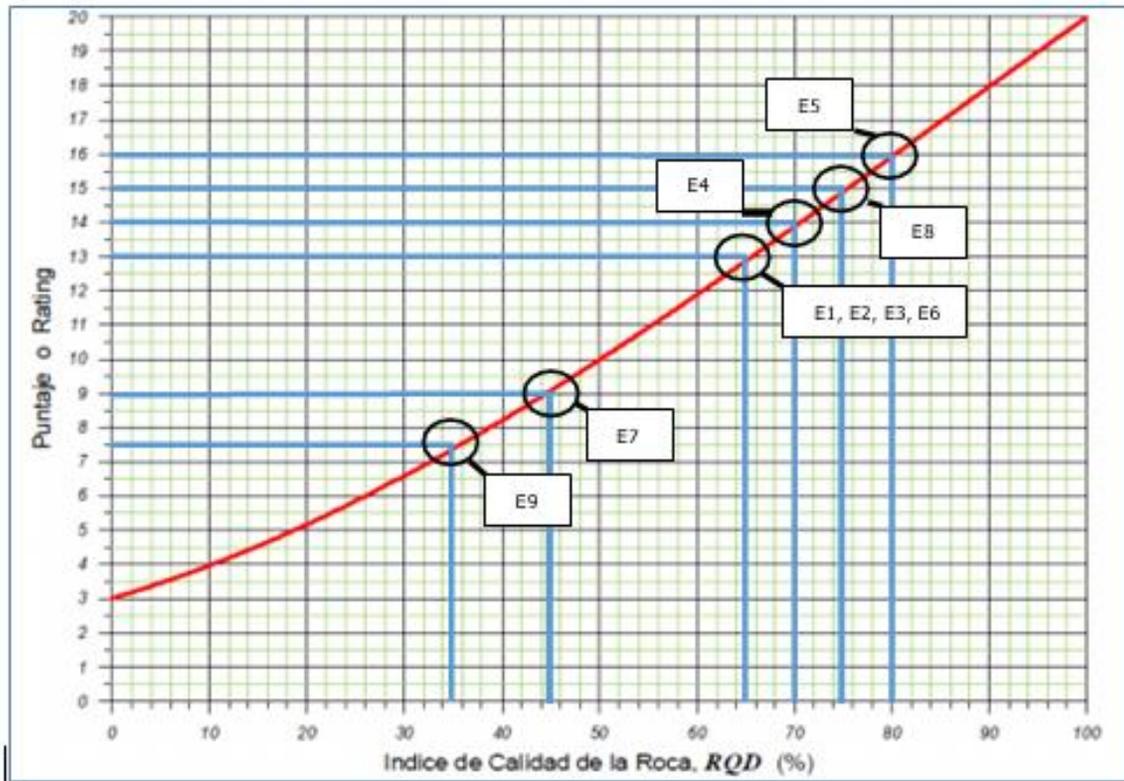
Para las 9 estaciones geomecánicas se calculará las discontinuidades siguiendo los parámetros de Palmström, la cual se expresa de la siguiente manera.

$$RQD = 115 \times 3.3 (J_v)$$

**Tabla 12: Calculo de RQD de cada estación**

<b>Estaciones</b>	<b>Índice RQD</b>	<b>Puntaje</b>	<b>Calidad</b>
<b>Estación 1</b>	65%	13	Regular
<b>Estación 2</b>	65%	13	Regular
<b>Estación 3</b>	65%	13	Regular
<b>Estación 4</b>	70%	14	Regular
<b>Estación 5</b>	80%	16	Buena
<b>Estación 6</b>	65%	13	Regular
<b>Estación 7</b>	45%	9	Pobre
<b>Estación 8</b>	75%	15	Regular
<b>Estación 9</b>	35%	7.5	Pobre

“Al estimar cada índice RQD al tener el número de discontinuidades esta da como resultado un porcentaje la cual debe ser utilizada para el mapeo geomecánico RMR de Bieniawski para lo cual podremos estimar su calidad de roca”.



**Figura 14:** Abaco para puntaje de RQD

### Mapeo geomecánico según RMR Bieniawski

Tomaremos como primer punto la resistencia uniaxial, el RQD, asimismo se tomarán los datos de espaciamiento de discontinuidades, persistencia, abertura, rugosidad, relleno, alteración y agua subterránea.

Tabla 13: Cálculo de RMR de cada estación

<b>Estación geomecánica</b>	<b>Índice RMR</b>	<b>Calidad de roca</b>
<b>Estación 1</b>	52.3	Tipo III – Regular
<b>Estación 2</b>	64	Tipo II – Buena
<b>Estación 3</b>	66	Tipo II – Buena
<b>Estación 4</b>	68	Tipo II – Buena
<b>Estación 5</b>	72	Tipo II – Buena
<b>Estación 6</b>	54	Tipo III – Regular
<b>Estación 7</b>	54	Tipo III – Regular
<b>Estación 8</b>	63	Tipo II – Buena
<b>Estación 9</b>	45	Tipo III – Regular

#### **Clasificación geomecánica según RMR de Bieniawski Estación 1**

“El resultado para el cálculo RMR es de 52, una roca tipo III estimada una calidad regular, de acuerdo a lo que estima el sostenimiento RMR tenemos: anclaje sistemático en la bóveda y tablas de 3 a 4 m de largo y espaciado 1.5 a 2.0 m con malla en techo, un concreto lanzado de 5 a 10 cm en bóveda o corona, 3 cm en tablas”.



Tabla 15: Mapeo geomecánico según RMR prog. 0+898.00 @ 0+901.20 Km

ITEM	PARAMETROS		RANGO	VALOR
1	Resistencia a la compresión uniaxial	MPa	125 - 175	12
2	RQD (%)	RQD	65%	13
3	Espaciamiento de discontinuidades	cm	80	13
4	Persistencia	long	3 - 10 m	2
5	Apertura	mm	< 0.1 mm	5
6	Rugosidad		Áspero	5
7	Releno	mm	Duro < 5 mm.	4
8	Alteración		Ligeramente Moderada	5
9	Agua subterránea		Húmedo	10

Orientación							-5
Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independiente del rumbo	
Dirección con el buzamiento		Dirección contra el buzamiento					
Esz 45°-90°	Esz 20°-45°	Esz 45°-90°	Esz 20°-45°	Esz 45°-90°	Esz 20°-45°	Desfavorable -10	
Muy Favorable 0	Favorable -2	Regular -5	Desfavorable -10	Muy Desfavorable -12	Regular -5		

RMR89 (Básico) =					69
RMR89 (Corregido) =					64
RMR89 (Condiciones Secas) =					74
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA

PLANO ADJUNTO :	SI	<input checked="" type="checkbox"/>	NO	<input type="checkbox"/>
-----------------	----	-------------------------------------	----	--------------------------

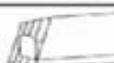
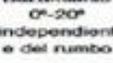
  

OBSERVACIONES:
Según el soporte recomendado de Bieniawski dado el soporte tipo II nos recomienda una aplicación de shotcrete de 5 cm, en toda la sección, asimismo se colocará pernos de anclaje de 6 - 5 @ 2.0 x 2.0, con una longitud de L = 4m, $\phi$ =25 mm.

### Clasificación geomecánica según RMR de Bieniawski Estación 3

“El resultado para el cálculo RMR es de 66, una roca tipo II estimada una calidad buena, de acuerdo a lo que estima el sostenimiento RMR tenemos: anclado local en la bóveda de 2 a 3 m de largo y espaciado de 2.0 a 2.5 m con malla ocasional, se colocará 5 cm en bóveda para impermeabilización”.

Tabla 16: Mapeo geomecánico según RMR prog. 1+107.10 @ 1+110.40 Km

ITEM	PARAMETROS		RANGO	VALOR			
1	Resistencia a la compresión uniaxial	MPa	125 - 175	12			
2	RQD (%)	RQD	65%	13			
3	Espaciamiento de discontinuidades	cm	125	16			
4	Persistencia	long	3 - 10 m	2			
5	Apertura	mm	< 0.1 mm	5			
6	Rugosidad		Rugosa	5			
7	Releno	mm	Duro < 5 mm.	4			
8	Alteración		Ligeramente Intemperada	5			
9	Agua subterránea		Húmedo	10			
<b>Orientación</b>							
Rumbo perpendicular al eje de la excavación Dirección con el buzamiento 		Rumbo paralelo al eje de la excavación Dirección contra el buzamiento 		Buzamiento 0°-20° independiente del rumbo -5			
Rumbo perpendicular al eje de la excavación Dirección con el buzamiento 		Rumbo paralelo al eje de la excavación Dirección contra el buzamiento 					
	Ez	Ez	Ez	Ez	Ez	Ez	
	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	
	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable
	0	-2	-5	-10	-12	-5	-10
				RMR89 (Básico) =	<b>72</b>		
				RMR89 (Corregido) =	<b>67</b>		
				RMR'89 (Condiciones Secas) =	<b>77</b>		
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA		<b>II</b>
PLANO ADJUNTO :                    SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>							
<b>OBSERVACIONES:</b> Según el soporte recomendado de Bieniawski dado el soporte tipo II nos recomienda una aplicación de shotcrete de 5 cm. en toda la sección, asimismo colocación de pernos sistemáticos de 5 - 6 @ 2.0 x 2.0 m. L = 3m. q=19 mm.							

### Clasificación geomecánica según RMR de Bieniawski Estación 4

“El resultado para el cálculo RMR es de 68, una roca tipo II estimada una calidad buena, de acuerdo a lo que estima el sostenimiento RMR tenemos: anclado local en la bóveda de 2 a 3 m de largo y espaciado de 2.0 a 2.5 m con malla ocasional, se colocará 5 cm en bóveda para impermeabilización”.



Tabla 18: Mapeo geomecánico según RMR prog. 1+165.60 @ 1+169.20 Km

ITEM	PARAMETROS		RANGO	VALOR																																								
1	Resistencia a la compresión uniaxial	MPa	125 - 175	12																																								
2	RQD (%)	RQD	80%	16																																								
3	Espaciamiento de discontinuidades	cm	110	15																																								
4	Persistencia	long	1 - 3 m	4																																								
5	Abertura	mm	0.1 - 1 mm	4																																								
6	Rugosidad		Rugosa	5																																								
7	Refracción	mm	Limpia	6																																								
8	Alteración		Ligeramente Intemperada	5																																								
9	Agua subterránea		Húmedo	10																																								
<b>Orientación</b> <table border="1" style="width: 100%; text-align: center;"> <thead> <tr> <th colspan="4">Rumbo perpendicular al eje de la excavación</th> <th colspan="2">Rumbo paralelo al eje de la excavación</th> <th rowspan="3">Buzamiento 0°-20° independient e del rumbo</th> </tr> <tr> <th colspan="2">Dirección con el buzamiento</th> <th colspan="2">Dirección contra el buzamiento</th> <th colspan="2"></th> </tr> <tr> <th></th> <th></th> <th></th> <th colspan="2"></th> <th></th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Bz 45°-90°</td> <td>Bz 20°-45°</td> <td>Bz 45°-90°</td> <td>Bz 20°-45°</td> <td>Bz 45°-90°</td> <td>Bz 20°-45°</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Muy Favorable</td> <td>Favorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> <td>Muy Desfavorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> </tr> <tr> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-5</td> <td>-10</td> <td>-12</td> <td>-5</td> <td>-10</td> </tr> </tbody> </table>					Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independient e del rumbo	Dirección con el buzamiento		Dirección contra el buzamiento										Bz 45°-90°	Bz 20°-45°	Bz 45°-90°	Bz 20°-45°	Bz 45°-90°	Bz 20°-45°		Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable	0	-2	-5	-10	-12	-5	-10
Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independient e del rumbo																																						
Dirección con el buzamiento		Dirección contra el buzamiento																																										
Bz 45°-90°	Bz 20°-45°	Bz 45°-90°	Bz 20°-45°	Bz 45°-90°	Bz 20°-45°																																							
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable																																						
0	-2	-5	-10	-12	-5	-10																																						
				RMR89 (Básico) =	<b>77</b>																																							
				RMR89 (Corregido) =	<b>72</b>																																							
				RMR'89 (Condiciones Secas) =	<b>82</b>																																							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0																																							
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	<b>II</b>																																						
<b>PLANO ADJUNTO :</b> SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>																																												
<b>OBSERVACIONES:</b> <hr/> Según el soporte recomendado de Bieniawski dado el soporte tipo II nos recomienda una aplicación de shotcrete de 5 cm con fibras reforzadas en toda la sección, asimismo se colocarán pemos sistemáticos de 4 - 5 @ 2.0 x 2.0 m, L= 3.0 m. φ=19 mm. <hr/>																																												

### Clasificación geomecánica según RMR de Bieniawski Estación 6

“El resultado para el cálculo RMR es de 54, una roca tipo III estimada una calidad regular, de acuerdo a lo que estima el sostenimiento RMR tenemos: anclaje sistemático en la bóveda y tablas de 3 a 4 m de largo y espaciado 1.5 a 2.0 m con malla en techo, un concreto lanzado de 5 a 10 cm en bóveda o corona, 3 cm en tablas”.



Tabla 20: Mapeo geomecánico según RMR prog. 1+238.20 @ 1+242.20 Km

ITEM	PARAMETROS		RANGO	VALOR																																								
1	Resistencia a la compresión uniaxial	MPa	100 - 125	10																																								
2	RQD (%)	RQD	45%	9																																								
3	Espaciamiento de discontinuidades	cm	80	13																																								
4	Persistencia	long	3 - 10 m	2																																								
5	Abertura	mm	0.1 - 1 mm	4																																								
6	Rugosidad		Ligeramente Rugosa	2																																								
7	Releno	mm	Suave < 5 mm	1																																								
8	Alteración		Moderadamente Intemperada	3																																								
9	Agua subterránea		Húmedo	10																																								
<b>Orientación</b> <table border="1" style="width: 100%; text-align: center;"> <thead> <tr> <th colspan="4">Rumbo perpendicular al eje de la excavación</th> <th colspan="2">Rumbo paralelo al eje de la excavación</th> <th rowspan="3">Eszamiento 0°-20° independiente a del rumbo</th> </tr> <tr> <th colspan="2">Direccion con el buzamiento</th> <th colspan="2">Direccion contra el buzamiento</th> <th colspan="2"></th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Esz 45°-90°</td> <td>Esz 20°-45°</td> <td>Esz 45°-90°</td> <td>Esz 20°-45°</td> <td>Esz 45°-90°</td> <td>Esz 20°-45°</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Muy Favorable</td> <td>Favorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> <td>Muy Desfavorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> </tr> <tr> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-6</td> <td>-10</td> <td>-12</td> <td>-6</td> <td>-10</td> </tr> </tbody> </table>					Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación		Eszamiento 0°-20° independiente a del rumbo	Direccion con el buzamiento		Direccion contra el buzamiento										Esz 45°-90°	Esz 20°-45°	Esz 45°-90°	Esz 20°-45°	Esz 45°-90°	Esz 20°-45°		Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable	0	-2	-6	-10	-12	-6	-10
Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación		Eszamiento 0°-20° independiente a del rumbo																																						
Direccion con el buzamiento		Direccion contra el buzamiento																																										
Esz 45°-90°	Esz 20°-45°	Esz 45°-90°	Esz 20°-45°	Esz 45°-90°	Esz 20°-45°																																							
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable																																						
0	-2	-6	-10	-12	-6	-10																																						
				RMR89 (Básico) =	<b>54</b>																																							
				RMR89 (Corregido) =	<b>54</b>																																							
				RMR'89 (Condiciones Secas) =	<b>59</b>																																							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	<b>III</b>																																						
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA																																							
<b>PLANO ADJUNTO :</b> SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>																																												
<b>OBSERVACIONES:</b> <hr/> Según el soporte recomendado de Bieniawski dado el soporte tipo III nos recomienda una aplicación de shotcrete de 7.5 cm con fibra reforzada sobre toda la sección, asimismo se colocará pernos sistemáticos de 7 - 8 @ 1.5 x 1.5 m. L= 3m. φ=19 mm. <hr/>																																												

### Clasificación geomecánica según RMR de Bieniawski Estación 8

“El resultado para el cálculo RMR es de 63, una roca tipo II estimada una calidad buena, de acuerdo a lo que estima el sostenimiento RMR tenemos: anclado local en la bóveda de 2 a 3 m de largo y espaciado de 2.0 a 2.5 m con malla ocasional, se colocará 5 cm en bóveda para impermeabilización”.



Tabla 22: Mapeo geomecánico según RMR prog. 1+999.60 @ 2+003.00 Km

ITEM	PARAMETROS		RANGO	VALOR	
1	Resistencia a la compresión uniaxial	MPa	75 - 100	8	
2	RQD (%)	RQD	35%	7.5	
3	Espaciamiento de discontinuidades	cm	100	14.5	
4	Persistencia	long	3 - 10 m	2	
5	Abertura	mm	5 mm	1	
6	Rugosidad		Ligeramente rugosa	3	
7	Roteno	mm	Duro < 5 mm	4	
8	Alteración		Moderadamente Intemperada	3	
9	Agua subterránea		Mojado	7	
Orientación					
Rumbo perpendicular al eje de la excavación		Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independiente del rumbo	
Dirección con el buzamiento	Dirección contra el buzamiento				
				-5	
Esz 45°-90° Muy Favorable 0	Esz 20°-45° Favorable -2	Esz 45°-90° Regular -5	Esz 20°-45° Desfavorable -10		Esz 45°-90° Muy Desfavorable -12
				Esz 20°-45° Regular -5	
				Desfavorable -10	
				RMR89 (Básico) =	50
				RMR89 (Corregido) =	45
				RMR'89 (Condiciones Secas) =	58
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA
PLANO ADJUNTO :					SI <input checked="" type="checkbox"/> NO <input type="checkbox"/>
OBSERVACIONES:					
Según el soporte recomendado de Bieniawski dado el soporte tipo III nos recomienda una aplicación de shotcrete de 10 cm sobre toda la sección, asimismo se colocará pernos de anclaje de 8 - 9 @ 1.5 x 1.5m, L= 3.0 m. φ=19 mm.					

### Clasificación geomecánica según Q de Barton

“Para calcular el índice Q utilizaremos nuestra ficha de recolección de datos colocando los siguientes parámetros como el RQD en %, el número de discontinuidades, el número de rugosidad, el número de alteración, número de agua subterránea y el factor de reducción de esfuerzos (estado tensional). Obteniendo los siguientes resultados como se puede visualizar en el anexo 5 los cuales se pueden visualizar resultados desde una buena calidad de roca hasta una muy pobre”.

**Tabla 23: Clasificación geomecánica según Q de Barton**

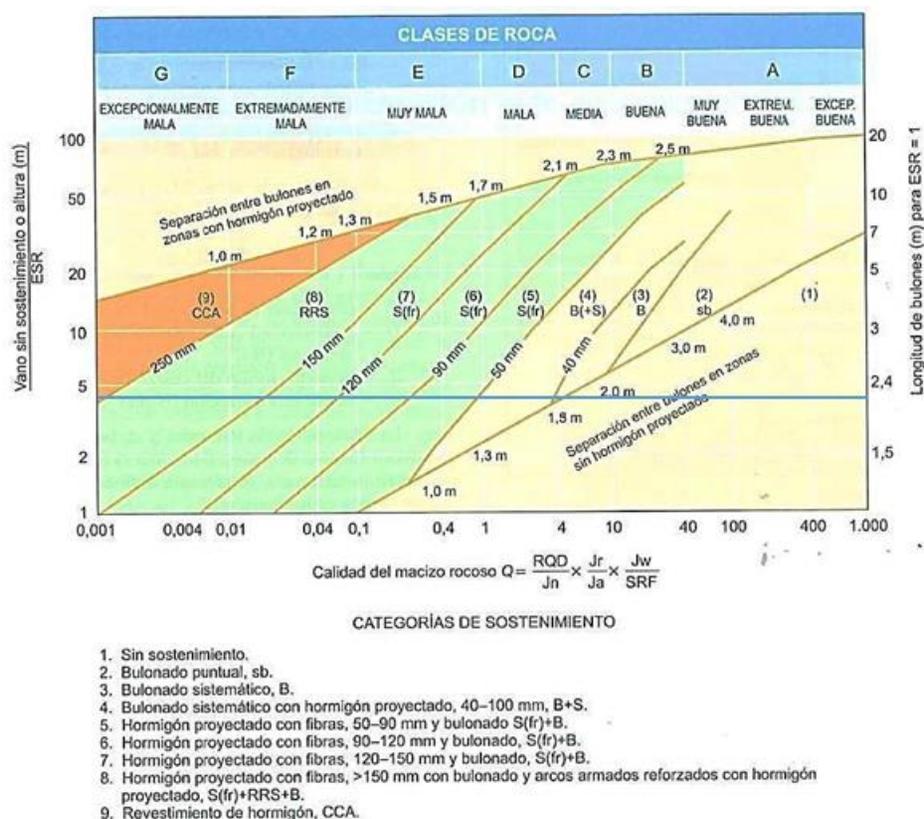
<b>Estación geomecánica</b>	<b>Índice Q</b>	<b>Calidad de roca</b>
<b>Estación 1</b>	0.27	Muy pobre
<b>Estación 2</b>	9.63	Regular
<b>Estación 3</b>	21.67	Buena
<b>Estación 4</b>	6.22	Regular
<b>Estación 5</b>	3.56	Pobre
<b>Estación 6</b>	0.72	Muy pobre
<b>Estación 7</b>	0.87	Muy pobre
<b>Estación 8</b>	3.30	Pobre
<b>Estación 9</b>	1.28	Pobre

“Para proceder con la determinación del sistema de sostenimiento se debe calcular el ESR (Relación de sostenimiento de excavación) según el anexo 3 se consideró un valor de 1.6 debido a que se implementará para la desviación de caudal para una central hidroeléctrica y teniendo una altura de túnel de 7.3 m en el cual utilizaremos la siguiente fórmula para de determinación del sostenimiento”.

$$S = \text{altura de túnel} / \text{ESR} = 7.3/1.6 = 4.56$$

### **Sistema de sostenimiento según la clasificación Q de Barton**

“Para hallar el sistema de sostenimiento se utilizará el siguiente ábaco en el cual es la relación entre S y el índice Q obtenido, ello determinará qué sistema utilizamos obteniéndose como resultado en la figura .15”



**Figura 15:** Ábaco de categoría de sostenimiento según Q de Barton.

“Luego de determinar la calidad de roca según el índice Q en la cual tenemos muy pobre, pobre, regular y buena, al determinar el sistema de sostenimiento mediante el uso del ábaco obtenemos de cada tipo de roca para lo cual se empleará los siguientes”.

**Tabla 24:** Sistema de sostenimiento según Q de Barton

Estaciones geomecánicas	Calidad de roca	Sistema de sostenimiento
<b>Estación 1, 6 y 7</b>	Muy pobre	Hormigón proyectado con fibra, 90 – 120 mm y bulonado, S (fr) + B.
<b>Estación 5, 8 y 9</b>	Pobre	Bulonado sistemático con hormigón proyectado, 40 – 100 mm, B+S.
<b>Estación 2 y 4</b>	Regular	Bulonado sistemático 2.0 x 2.0 m sin hormigón proyectado.
<b>Estación 3</b>	Buena	Bulonado sistemático 2.5 x 2.5 m sin hormigón proyectado.

### Clasificación geomecánica según GSI

“Para determinar el sistema de sostenimiento se utilizará la Tabla N°25 en la cual con los datos recolectados como las discontinuidades y la resistencia del macizo rocoso podemos determinar el mejor sistema para cada tipo de roca. Los resultados de sostenimiento lo podemos ver en la siguiente tabla”.

**Tabla 25: Sistema de sostenimiento según GSI**

<b>Estación geomecánica</b>	<b>Clasificación GSI</b>	<b>Sistema de sostenimiento</b>
Estación 1, 3, 6 y 7	F/R, MF/B, MF/R y MF/B	Pernos sistemáticos 1.5 x 1.5 m (malla ocasional)
Estación 2, 4, 5 y 8	F/B	Pernos ocasionales Pernos sistemáticos 1.0 x
Estación 9	IF/R	1.0 m (malla de refuerzo + shotcrete 5 cm)

#### 4.5. Evaluación del diseño de sostenimiento

“Para el cálculo de la evaluación del diseño de sostenimiento proyectado se utilizó el software Phase2 v.8.0 ya que implementa el método de elementos finitos en 2D en el cuál analizaremos la zona plastificada para la excavación subterránea”.

“Para cada tipo de roca se determinó la zona plástica con un factor de seguridad de 1.5 el cual se revisará con cada sistema de sostenimiento colocada teóricamente en el mapeo geomecánico según RMR, Q de Barton y GSI”.

“Se aplica la evaluación a la siguiente sección transversal del túnel en el cual será representada por cada material determinado en la clasificación de roca”.

### **Configuración del proyecto**

“Para el tipo de análisis tomaremos la deformación plana (plane Strain) el cual se aplica para varios casos de estudio en una visualización 2D para la modelación de la excavación. El tipo de cálculo fue la eliminación Gaussiana (Gaussian Elimination) por la que está configurada por defecto, debido a que el análisis involucra el estudio de zonas plásticas”.

### **Configuración de análisis de esfuerzos**

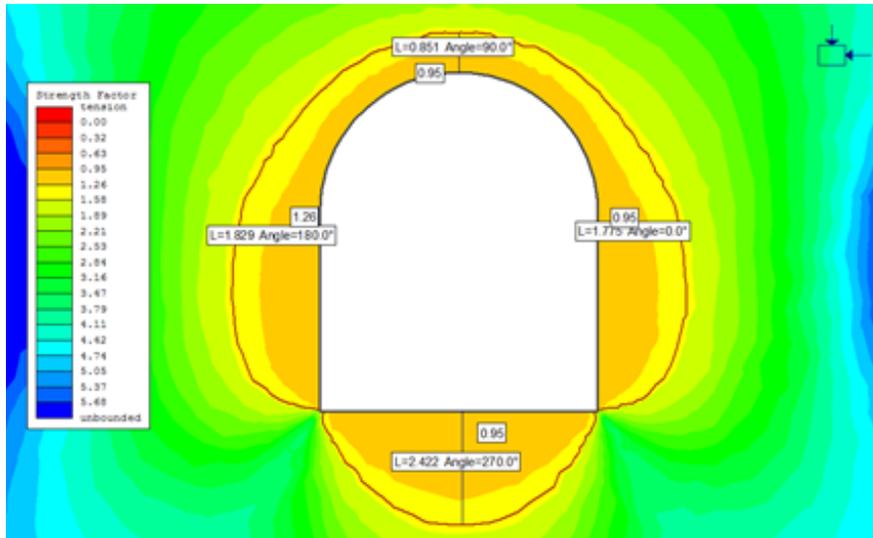
“El valor configurado del número máximo de iteraciones por defecto es 500 utilizadas para el proyecto. La tolerancia del valor configurado es de 0.001. Para el tipo de convergencia se utilizó el Absolute Energy (energía absoluta). La tensión de la junta reduce la rigidez tiene un factor de 0.01 configurado por defecto y utilizaremos el criterio de falla de Hoek and Brown generalizado”.

### **Método de Elementos Finitos con Phase 2**

“Determinaremos la zona plástica para cada tipo de material, para continuar con el cálculo se asigna las propiedades del material en este caso los datos que fueron recolectados para el criterio de Hoek & Brown con el software RocData, añadimos la configuración para hallar la zona plástica y configuramos la malla a 6 nodos con un factor de gradación de 0.1 y un número de nodos en todas las excavaciones de 150”.

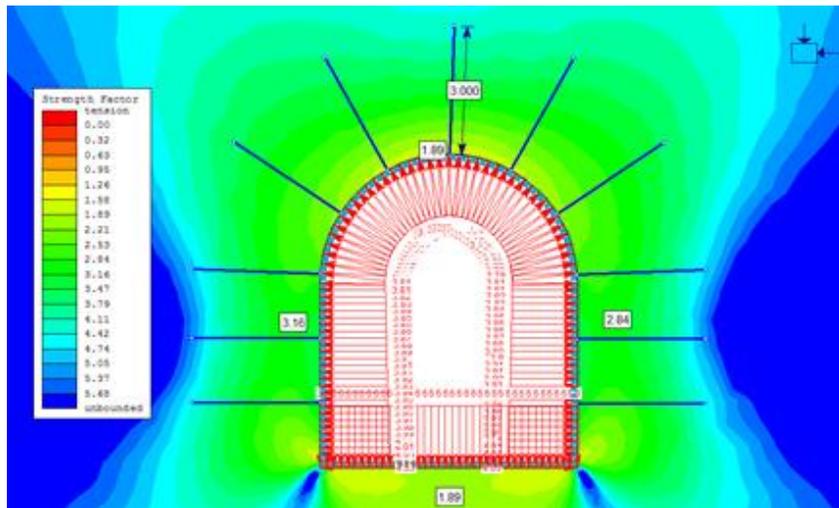
### **TIPO DE ROCA: TONALITA**

Su resistencia uniaxial es de 145 MPa, tomamos un factor de disturbancia de 0 debido a la baja calidad de roca.



**Figura 16:** Zona plástica sin sostenimiento para tipo de roca Tonalita.

Determinamos la zona plástica obteniendo un valor 0.95 con las siguientes longitudes en la corona un valor de 1.792, en el hastial izquierdo un valor de 2.580, en el hastial derecho un valor de 2.595 y 3.159 en la contra bóveda.



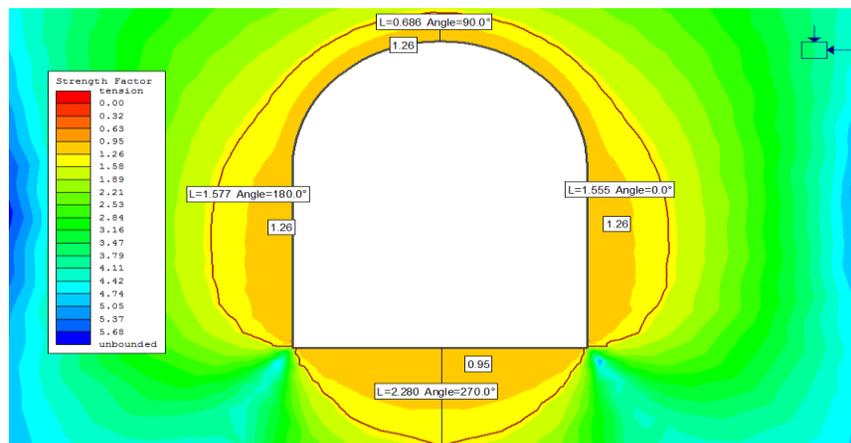
**Figura 17:** Factor de seguridad con sostenimiento para roca Tonalita.

“Al aplicar un sistema de sostenimiento obtenemos como resultado en la corona de 1.89 en el hastial izquierdo un valor de 3.16 y en el hastial derecho un valor de 2.84 luego de emplear pernos de anclaje con una longitud de 3 m. con un diámetro de 19 mm cada 1.5 x 1.5 m. y

colocación de shotcrete con un espesor de 7.5 cm. En la contrabóveda se aplicó un pavimento de 20 cm reforzado con malla”.

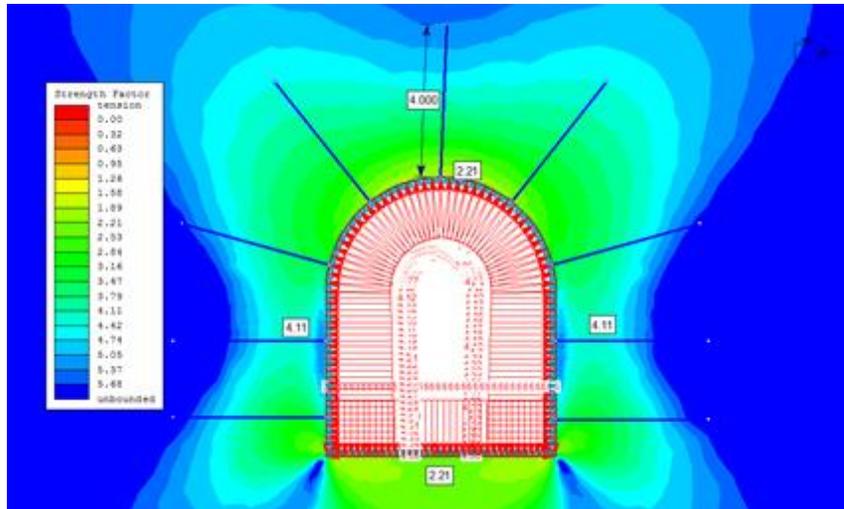
### TIPO DE ROCA: HORNFELS

Su resistencia uniaxial es de 145 MPa, tomamos un factor de disturbancia de 0.3 se ven pequeñas deformaciones en la calidad de excavación.



**Figura 18:** Zona plástica sin sostenimiento para tipo de roca Hornfels.

“Determinamos la zona plástica con un valor en la cámara de 1.26 y una longitud de 0.686 m., en la contrabóveda tenemos un valor de 0.95 con una longitud de 2.28 m., en los hastiales se tiene un valor de 1.26 con una longitud de 1.5 m”.

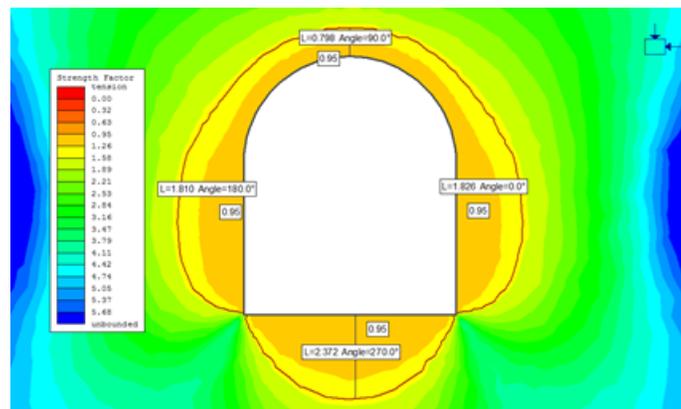


**Figura 19:** Factor de seguridad con sostenimiento para roca Hornfels.

Al aplicar los pernos sistemáticos con una longitud de 4 m. con un diámetro de 25 mm. Más shotcrete de 5 cm, se obtuvo un factor de seguridad en la corona de 2.21 y un valor de 4.11 en los hastiales, al colocar un pavimento de 20 cm reforzado con malla tenemos un factor de seguridad de 2.21.

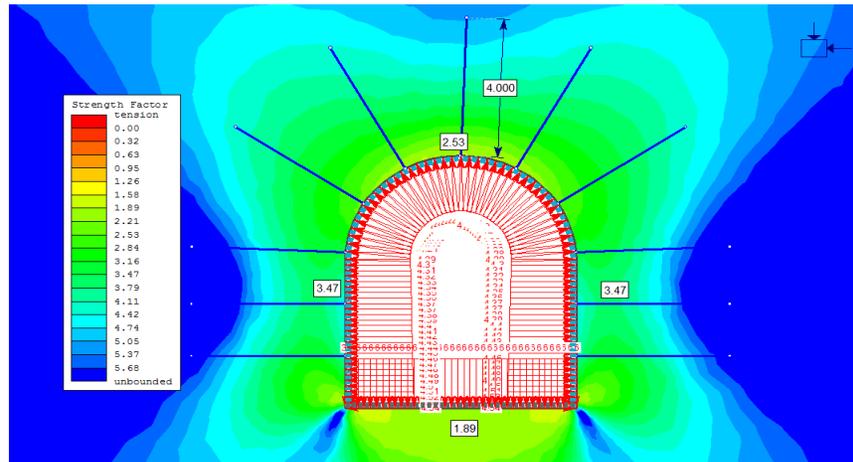
### **TIPO DE ROCA: DACITA**

Su resistencia uniaxial es de 108 MPa, tomamos un factor de disturbancia de 0 debido que se tuvo una calidad de roca muy pobre.



**Figura 20:** Zona plástica sin sostenimiento para tipo de roca Dacita.

Determinamos la zona plástica con un valor de 0.95 como factor de seguridad en toda la sección, la longitud en la cámara es de 0.79 m., en los hastiales se tiene una longitud de 1.8 m. y en la contrabóveda una longitud de 2.37 m.

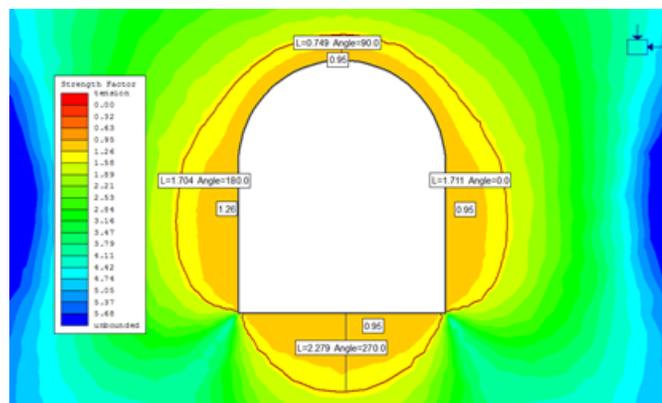


**Figura 21:** Factor de seguridad con sostenimiento para roca Dacita.

Al aplicar los pernos sistemáticos con una longitud de 4 m. con un diámetro de 25 mm. Más shotcrete con un espesor de 7.5 cm., se obtuvo un factor de seguridad en la corona de 2.53, un valor de 3.47 en los hastiales y en la contrabóveda un valor de 1.89.

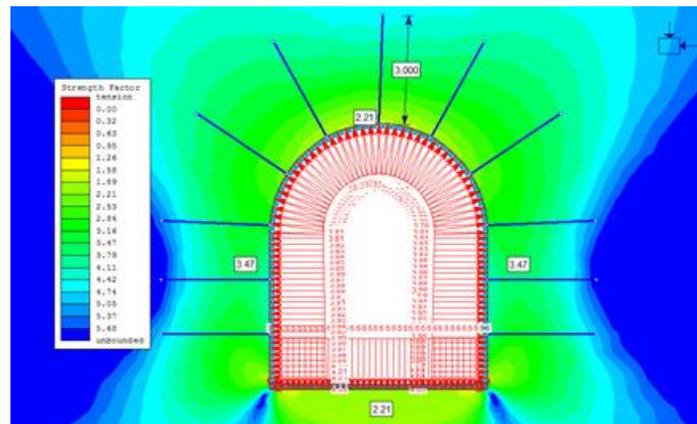
### TIPO DE ROCA: ANDESITA

Su resistencia uniaxial es de 200 MPa, tomamos un factor de disturbancia de 0 debido a ser una roca de calidad pobre.



**Figura 22:** Zona plástica sin sostenimiento para tipo de roca Andesita.

Determinamos la zona plástica en la cámara con un valor de 0.95 y una longitud de 0.749 m., se tiene un factor de seguridad de 1.26 en el hastial izquierdo con una longitud de 1.7 m. y un valor de 0.95 en el hastial derecho con una longitud de 1.71m. en la contrabóveda un valor de 0.95 y una longitud de 2.27 m.

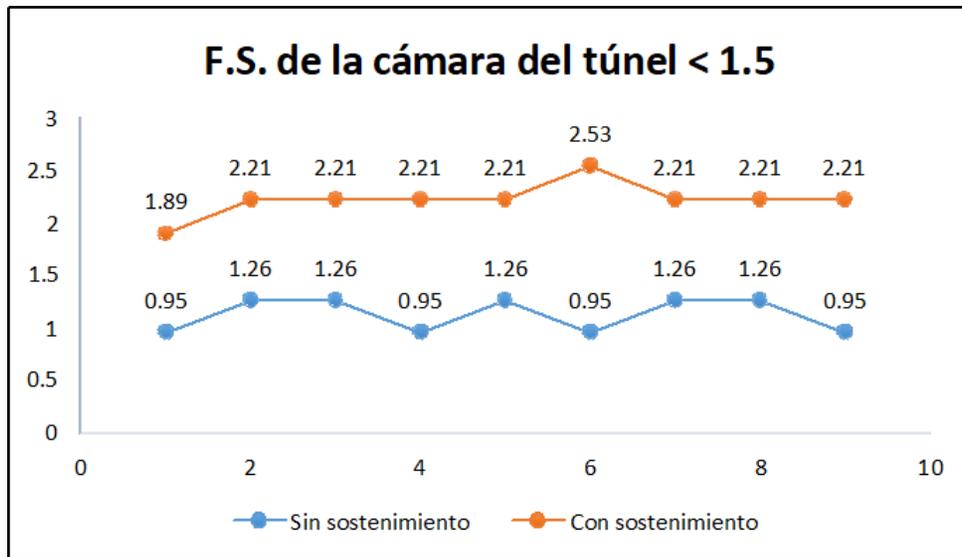


**Figura 23:** Factor de seguridad con sostenimiento para roca Andesita.

Al colocar pernos con una longitud de 3 m. con un diámetro de 19 mm. Más shotcrete con un espesor de 10 cm., se obtuvo un factor de seguridad en la corona de 2.21, un valor de 3.47 en los hastiales y en la contrabóveda un valor de 2.21.

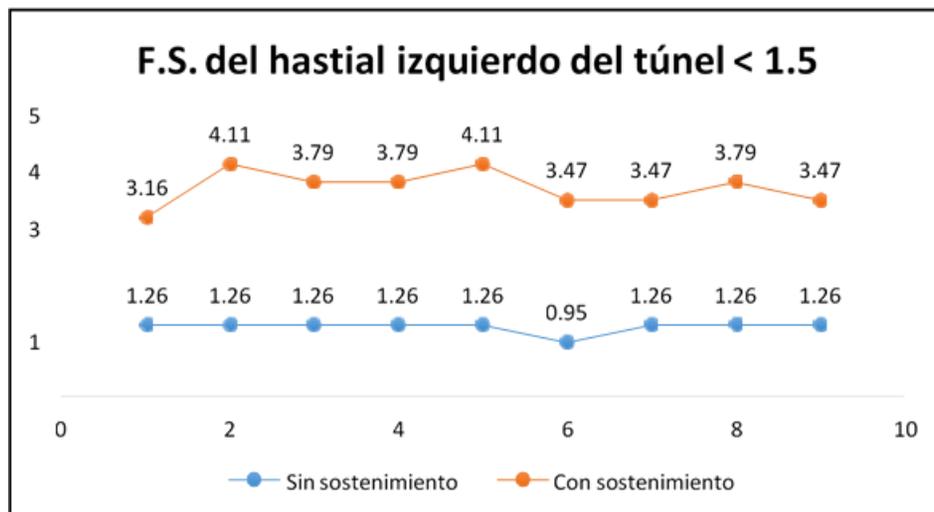
### **Factor de seguridad**

Una vez implementado el sistema de sostenimiento aplicado a cada uno de ellas, procederemos a la visualizar la variación del factor de seguridad con o sin sostenimiento el cual esta debe ser mayor a 1.5 para el cumplimiento con la sostenibilidad de la excavación subterránea.



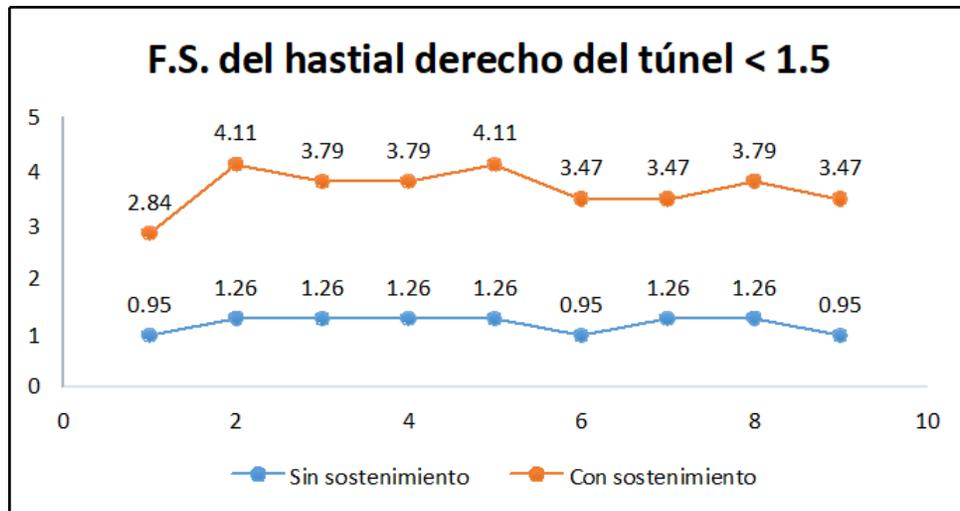
**Figura 24:** Factor de seguridad de la cámara del túnel

Podemos observar la interpretación del gráfico 24 donde se observa el aumento del factor de seguridad mayor a 1.5, por ende, la disminución de la zona plástica debido a la implementación del sistema de sostenimiento para las 9 estaciones estudiadas.



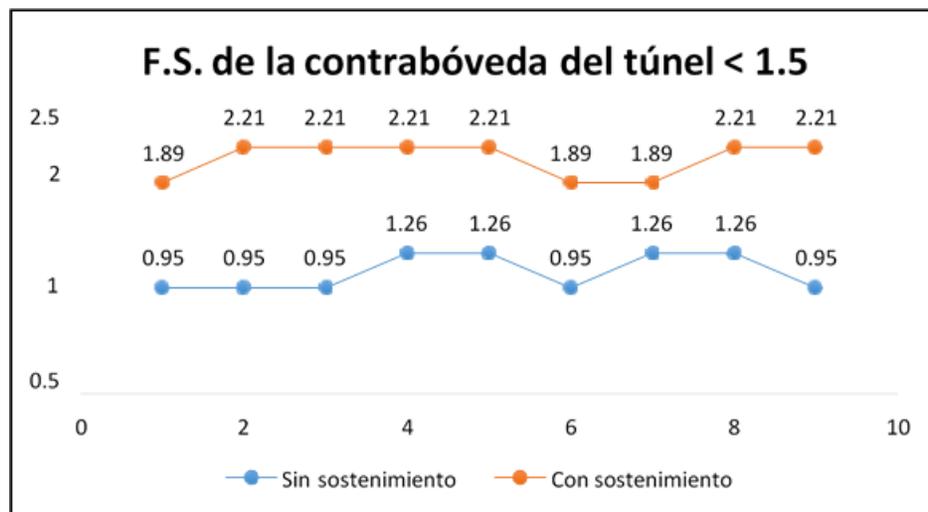
**Figura 25:** Factor de seguridad del hastial izquierdo del túnel

Se observa la interpretación del gráfico 25 donde se determina el aumento del factor de seguridad lo que supera el 1.5 al aplicar el sistema de sostenimiento se puede ver la diferencia de la reducción de la zona plástica con el túnel sin sostenimiento.



**Figura 26:** Factor de seguridad del hastial derecho del túnel

Se determina la representación del factor de seguridad del hastial derecho en el gráfico 26, el cual nos da como resultado un factor mayor a 1.5 bajo un análisis comparativo de la implementación del sistema de sostenimiento.



**Figura 27:** Factor de seguridad de la contrabóveda del túnel

En el gráfico se puede observar la determinación del factor de seguridad de la contrabóveda la cual supera el factor mínimo que es de 1.5 al implementar un sostenimiento de concreto y malla de acero.

#### **4.6. Discusión de resultados**

“De los resultados obtenidos para la evaluación del macizo rocoso, según el mapeo geomecánico según el criterio RMR de Bieniawski, se obtuvo un puntaje de 45 a 72, esta se encuentra en el rango de Tipo II - Buena y de Tipo III - Regular calidad de roca, para el sostenimiento de un Tipo II se colocó shotcrete de un espesor de 7.5 cm y colocación de pernos de sistemático cada 1.5 m con una longitud de 3 m con un diámetro de 19 mm. a 25 mm. Según el criterio Q de Barton, se obtuvo un puntaje de 0.27 a 21.67, lo que representa una calidad de Muy pobre, Pobre, Regular y Buena, para lo cual el sostenimiento en una calidad Muy pobre determinó la colocación de hormigón proyectado con fibras con un espesor de 9 cm. a 12 cm. y colocación de pernos sistemáticos. Para tipo de calidad Pobre se estimó la colocación de pernos sistemáticos con hormigón proyectado con un espesor de 4 cm. a 10 cm. Para tipo de calidad Regular y Buena se colocará bulonado sistemático cada 2.0 m sin hormigón proyectado y según GSI la clasificación y recomendación se determina el sistema de sostenimiento la colocación de pernos sistemáticos de 1.0 m a 1.5 m., asimismo se proyectará la colocación de shotcrete con malla electrosoldada”.

“Al respecto el autor Ríos Bartolo Ricardo (2019), en la tesis citada en los antecedentes nacionales donde determina de acuerdo a la evaluación geomecánica según Bieniawski (1989) en las recomendaciones de sostenimiento para roca Tipo II – Buena, se necesitará bulones de 3 metros de longitud con un espaciamiento de 2.5 + concreto proyectado con un espesor de 5 cm y para roca Tipo III – Regular bulones de 3 m. de longitud con un espaciamiento de 1.5 m + concreto proyectado de 8 cm + malla electrosoldada. Asimismo, según el criterio Q de Barton para roca tipo

Buena se necesitará la colocación de bulones de 3 m. de longitud con un espaciamiento de 2.5 m. y para roca Media bulones de 3m. de longitud con un espaciamiento de 1.5 m. + concreto proyectado con un espesor de 5 cm”.

“Podemos observar que según los criterios utilizados para la clasificación de roca para la evaluación del macizo rocoso durante el proceso constructivo como para la aplicación del sistema de sostenimiento según los criterios RMR de Bieniawski y Q de Barton son semejantes a los resultados del autor citado, lo cual podemos indicar que el objetivo fue alcanzado”.

“De los resultados obtenidos para la determinación de sostenibilidad del túnel se verifica la estabilidad del túnel mediante la evaluación de la excavación subterránea con el método de elementos finitos lo cual se obtuvo los resultados de la zona plástica según las figuras 23, 24, 25 y 26 obteniendo un factor de seguridad de 0.95 a 1.26 con una longitud de 0.686 m. a 0.851 m. determinado en la cámara o techo del túnel, en un rango de 1.555 m. a 1.826 m. en los hastiales y en la contrabóveda una longitud de 2.279 m. a 2.422 m”.

“Al respecto el autor Azúa Gonzáles, Carlos Xavier (2015), en la tesis citada en los antecedentes internacionales donde determina que al utilizar el método de elementos finitos influye en la sostenibilidad del túnel debido a que según el estudio de la extensión de la zona plástica en conjunto con los resultados tenso-deformacionales muestran que los rangos de espesor máximo de la zona plástica extendiéndose entre 4.90 m. y 7.50 m. de las abscisas 0+050 a 0+250”.

“Podemos definir que la extensión de la zona plástica deducida por el método de elementos finitos influye en la determinación de sostenibilidad del túnel debido a la deformación que se obtiene, guardan similitud a los resultados del autor, siendo así, podemos indicar que los criterios son semejantes por lo cual podemos indicar que el objetivo fue alcanzado”.

“De los resultados obtenidos para la evaluación del diseño de sostenimiento utilizando el método de elementos finitos se realizó con el software Phase2 el cual se evaluará según el sistema de sostenimiento colocado el cual podemos observar en el gráfico 3 la expresión del aumento del factor de seguridad alcanzado un rango de 1.89 a 2.53 en la cámara o techo de túnel. En la figura 24 se puede observar el aumento del factor de seguridad llegando a 3.16 a 4.11 en el hastial izquierdo. En la figura 25 se expresa un factor de seguridad que se encuentra en el rango de 2.84 a 4.11 en el hastial derecho y en la contrabóveda se alcanza un factor de seguridad de 1.89 a 2.21. Por lo que se comprueba que se encuentra dentro de sostenimiento adecuado con respecto a que es mayor a 1.5”.

“Al respecto el autor García Rubio Marta Romero (2015), en la tesis citada en los antecedentes internacionales donde determina que el factor de seguridad con bulones y los 5 cm de hormigón proyectado aumenta hasta 1.62 respecto a la excavación sin sostenimiento con el revestimiento de 30 cm de espesor, el factor de seguridad aumenta considerablemente hasta 3.67 en la clave del túnel. Asimismo, según el autor Ríos Bartolo Ricardo (2019), en la tesis citada en los antecedentes nacionales donde determina que los factores de seguridad aumentan con respecto al tipo de roca y a los que se encontraban en la zona plástica aumentando hasta 2.21 en la bóveda, un puntaje de 2.84 en la contrabóveda y un puntaje de 6 en los hastiales, siendo el resultado en una roca buena, en una roca media o regular los resultados se encuentran para la bóveda un factor de seguridad de 2.53, la contrabóveda 2.53 y los hastiales un puntaje de 6.00”.

“Podemos determinar que aplicando el método de elementos finitos para la evaluación del diseño de sostenimiento determinamos una óptima sostenibilidad para la construcción de túneles encontrando similitud en los autores mencionados, por lo que se afirma que el objetivo ha sido alcanzado”.

#### 4.7. Prueba de hipótesis

Los resultados de la evaluación del diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023, se evalúan para el análisis estadístico. Se utilizó, programa SPSS y Microsoft Office Excel ya continuación se detallan los resultados estadísticos de las medidas específicas determinadas inicialmente.

**Contrastación de la hipótesis general:** La evaluación geomecánica permitirá determinar el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.

H0: La distribución de la variable Factor de seguridad difiere de la distribución normal.

H1: La distribución de la variable Factor de seguridad difiere de la distribución normal.

**Tabla 26: Prueba de normalidad de la variable Factor de seguridad**

Shapiro-Wilk		
Estadístico	gl	Sig.
0,964	3	0,637
0,750	3	0,500
0,964	3	0,637
1,000	3	1,000

Conclusión: se acepta la hipótesis nula, los niveles de significación asintótica bilateral (0.637, 0.500 y 0.637 y 1.00) obtenidos son mayores que el nivel de significación ( $\alpha = 0.050$ ). por lo tanto: La distribución de la variable factor de seguridad no se desvía de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica para probar la hipótesis.

#### **Prueba de hipótesis de investigación:**

**H0:** El factor de seguridad global según propuesta de sostenimiento es menor igual a la presente en la evaluación en etapa previa al sostenimiento

**H1:** El factor de seguridad global según propuesta de sostenimiento es mayor a la presente en la evaluación en etapa previa al sostenimiento.

**Tabla 27: Prueba T para comparar una muestra a un valor**

Valor de prueba FS = 1.5	t	gl	Sig. (bilateral)
cámara del túnel	-19,053	2	0,003
hastial izquierdo del túnel	-8,693	2	0,013
hastial derecho del túnel	-17,321	2	0,003
contrabóveda del túnel	-17,000	2	0,003

Para un 95% de nivel de confianza se rechaza la  $H_0$ , es decir se asevera que: El factor de seguridad global según propuesta de sostenimiento es mayor a la presente en la evaluación en etapa previa al sostenimiento.

## CONCLUSIONES

- ❖ La caracterización estructural en el túnel Azulcocha, está definido en 9 estaciones geomecánicas analizadas cuyos resultados permitieron definir las recomendaciones de sostenimiento en función al dominio de familias de discontinuidades que gobiernan las mencionadas estaciones geomecánicas evaluadas.
- ❖ La caracterización geotécnica para cada tipo de roca se determinó la zona plástica con un factor de seguridad de 1.5 el cual se revisará con cada sistema de sostenimiento colocada teóricamente en el mapeo geomecánico según RMR, Q de Barton y GSI. Las cuales mostraron para el RMR para cada estación resultaron: Tipo III – Regular, Tipo II – Buena, Tipo II – Buena, Tipo II – Buena, Tipo II – Buena, Tipo III – Regular, Tipo III – Regular, Tipo II – Buena y Tipo III – Regular. Para una clasificación Q de Barton los resultados fueron:

<b>Estaciones geomecánicas</b>	<b>Calidad de roca</b>	<b>Sistema de sostenimiento</b>
<b>Estación 1, 6 y 7</b>	Muy pobre	Hormigón proyectado con fibra, 90 – 120 mm y bulonado, S (fr) + B.
<b>Estación 5, 8 y 9</b>	Pobre	Bulonado sistemático con hormigón proyectado, 40 – 100 mm, B+S.
<b>Estación 2 y 4</b>	Regular	Bulonado sistemático 2.0 x 2.0 m sin hormigón proyectado.
<b>Estación 3</b>	Buena	Bulonado sistemático 2.5 x 2.5 m sin hormigón proyectado.

Y finalmente considerando la clasificación GSI, se tiene:

<b>Estación geomecánica</b>	<b>Clasificación GSI</b>	<b>Sistema de sostenimiento</b>
Estación 1, 3, 6 y 7	F/R, MF/B, MF/R y MF/B	Pernos sistemáticos 1.5 x 1.5 m (malla ocasional)
Estación 2, 4, 5 y 8	F/B	Pernos ocasionales Pernos sistemáticos 1.0 x
Estación 9	IF/R	1.0 m (malla de refuerzo + shotcrete 5 cm)

- ❖ En el factor de seguridad se calculó que los rangos que garantizan la estabilidad con la propuesta aplicada.
- ❖ Una vez implementado el sistema de sostenimiento aplicado a cada uno de ellas, procederemos a la visualizar la variación del factor de seguridad con o sin sostenimiento el cual esta debe ser mayor a 1.5 para el cumplimiento con la sostenibilidad de la excavación subterránea.
- ❖ “Podemos observar la interpretación del gráfico 24 donde se observa el aumento del factor de seguridad mayor a 1.5, por ende, la disminución de la zona plástica debido a la implementación del sistema de sostenimiento para las 9 estaciones estudiadas”.
- ❖ “Se observa la interpretación del gráfico 25 donde se determina el aumento del factor de seguridad lo que supera el 1.5 al aplicar el sistema de sostenimiento se puede ver la diferencia de la reducción de la zona plástica con el túnel sin sostenimiento”.
- ❖ “Se determina la representación del factor de seguridad del hastial derecho en el gráfico 26, el cual nos da como resultado un factor mayor a 1.5 bajo un análisis comparativo de la implementación del sistema de sostenimiento”.

- ❖ “En el gráfico se puede observar la determinación del factor de seguridad de la contrabóveda la cual supera el factor mínimo que es de 1.5 al implementar un sostenimiento de concreto y malla de acero”.

## RECOMENDACIONES

- ❖ La clasificación geomecánica según los criterios RMR de Bienawski requiere el uso de un marco de esfera para estimar la resistividad uniaxial, RQD y la distancia entre discontinuidades para reflejar mejor el tipo de masa del macizo rocoso.
- ❖ Al perforar con el método Drilling & Blasting se debe tener en cuenta el tipo de roca en relación a la calidad del método, si la calidad es baja se debe realizar la perforación con martillo hidráulico, para evitar una excavación excesiva durante la construcción del túnel.
- ❖ Se recomiendan cálculos utilizando un modelo 3D para evaluar con mayor precisión el comportamiento dinámico de la ruptura del túnel y el anclaje cuando se aplican cargas de tracción, y se validará un análisis de cuña para cada excavación progresiva.
- ❖ Se deben realizar ensayos de tracción y de carga puntual para evaluar la resistencia de la colocación del hormigón proyectado, especialmente de acuerdo al factor de seguridad y considerando la sustentabilidad de la excavación subterránea.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- CAÑAPATAÑA , A. (2019). Determinación de las condiciones del macizo rocoso en la profundización del avance en la zona esperanza del nivel 23 mediante un análisis geo mecánico en la unidad minera americana de Cia. Minera Casapalca. *para obtener el titulo de ingeniero de minas*. Repositorio institucional UNA, Puno. Obtenido de <https://1library.co/document/zgw26k6y-determinacion-condiciones-profundizacion-esperanza-analisis-geomecanico-americana-casapalca.html>
- Diaz, Menchaca, Rocabrano, & Uchururtu. (2019). *Influencia de un aditivo natural (muclágo de nopal) en las propiedades electroquímicas del acero de refuerzo del concreto*. Mexico, Mexico, Mexico. doi:<http://dx.doi.org/10.21041/ra.v9i3.429>
- Estrella, S. A. (2016). *Estudio de un material compuesto a base de fibras naturales de cabuya para mejorar las propiedades mecánicas de elementos de concreto reforzado*. Ecuador: Universidad Nacional de Chimborazo.
- Julio. (2012,p.165).
- MERCHAN, J., & SANCHEZ, D. (2013). Evaluación de la estabilidad de los taludes en un sector de la cantera de materiales pétreos Las Victorias. *Pra optar el titulo de ingeniero civil*. Repositorio intitucional Universidad de Cuenca, Cuenca. Obtenido de <http://dspace.ucuenca.edu.ec/bitstream/123456789/4307/3/tesis.pdf>
- MORALES, M. (2009). Caracterización Geotécnica y Determinación de Ángulos de Talud en Yacimiento Franke. *para optar el titulo de ingeniero civil de minas*. Repositorio institucional Universidad de Chile, Santiago. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/103406>
- NTP 339.033. (2015). *Concreto. Práctica normalizada para la elebaoracion y curado de especímenes de concreti en campo*. Lima: INACAL.
- NTP 339.18. (2013). *Agregado. Metodo de ensayo normalizado para contenido de humedad total evaporable de agregados por secado*. Lima: INDECOPI.
- NTP 400.012. (2013). *Agregados. Analisis granulométrico del agregado fino, grueso y global*. Lima: INDECOPI.
- NTP 400.021. (2013). *Agreagados. Métoodod de ensayo normalizado para la densidad, la densidad relativa ( peso específico) y absorción del agregado grueso*. Lima: INDECOPI.
- NTP 400.022. (2013). *Agregados. Método de ensayo normalizado para la densidad, la densidad relativa ( Peso específico) y absorción del agregado fino*. Lima: INDECOPI.

- PANTALEON, H., & CARBAJAL, C. (2017). Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea. *para optar el título de ingeniero de minas*. Repositorio institucional PUCP, Lima. Obtenido de <https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/8689>
- Pasquel Carbajal, E. (1998). *Temas de tecnología de concreto en el Perú*. Lima: Colegio de Ingenieros del Perú.
- Primo, C. (2014). *Efecto de la adición de extracto de paleta de tuna (Opuntia Ficus-Indica) en la resistencia a compresión del concreto*. Repositorio institucional Universidad Nacional de Cajamarca, Cajamarca. Obtenido de <https://renati.sunedu.gob.pe/handle/sunedu/2846554>
- RINCON, B. (2016). Caracterización geomecánica del macizo rocoso del área del contrato 01-068-96 Cooperativa Cooprocabon Sugamuxi municipio de Gámeza Boyacá. *para optar el título de ingeniero geólogo*. Repositorio institucional universidad pedagogica y tecnologica de Colombia, Boyacá. Obtenido de <https://core.ac.uk/download/217560616.pdf>
- Rivva. (2013, p .42). *diseño de mezclas*.
- SOTO, A. (2016). Diseño de sostenimiento en el túnel Wayrasencca – Ollachea, Puno. *para optar el grado de ingeniero de minas*. Repositorio institucional UNA, Puno. Obtenido de <https://1library.co/document/y6elvp7z-diseno-sostenimiento-tunel-wayrasencca-ollachea.html>
- SUASNABAR, P. (2019). Análisis técnico para la optimización del sostenimiento en los frentes de la compañía Minera Casapalca S.A. *para optar el título de ingeniero de minas*. Repositorio institucional Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion, Cerro de Pasco. Obtenido de [http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1564/1/T026\\_47344236\\_T.pdf](http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1564/1/T026_47344236_T.pdf)
- THOMAS , C. (2014). Estudio comparativo entre requerimientos de soporte y fortificación de túneles definidos según métodos empíricos de clasificación geomecánica versus métodos analíticos y numéricos. *Para optar el título de ingeniero de minas*. Repositorio Institucional Universidad de Chile, Santiago. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/132024>

## ANEXOS

### Anexo 1: Matriz de consistencia

Problema general	Objetivo general	Hipotesis general	Variable	Indicadores	Unidad de medida
¿La evaluación geomecánica permitirá determinar el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023?	Identificar como la evaluación geomecánica permitirá determinar el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.	La evaluación geomecánica permitirá determinar el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.	Evaluación geomecánica	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Clasificación RMR</li> </ul>	---
<b>Problema específicos</b>	<b>Objetivos específicos</b>	<b>Problema específicos</b>		<ul style="list-style-type: none"> <li>• Clasificación GSI</li> </ul>	----
¿Como la caracterización estructural influye en el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023?	Conocer como la caracterización estructural influye en el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.	La caracterización estructural influye significativamente en el diseño de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.		<ul style="list-style-type: none"> <li>• Clasificación Q de Barton</li> </ul>	-----
¿En que medida la caracterización geotécnica determina el diseño de sostenimiento ideal de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023?	Evaluar en que medida la caracterización geotécnica determina el diseño de sostenimiento ideal de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.	La caracterización geotécnica determina el diseño de sostenimiento ideal de sostenimiento en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.	Diseño de sostenimiento	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Diseño de sostenimiento de</li> </ul>	-----
¿Cuál es el resultado del factor de seguridad que garantiza la estabilidad de las excavaciones subterráneas mediante software Phase2, en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023?	Determinar cuál es el resultado del factor de seguridad que garantiza la estabilidad de las excavaciones subterráneas mediante software Phase2, en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.	El resultado del factor de seguridad resulta superior a 1 y garantiza la estabilidad de las excavaciones subterráneas mediante software Phase2 en las labores subterráneas en la mina Azulcocha, 2023.		<ul style="list-style-type: none"> <li>• Factor de seguridad</li> </ul>	Adimensional

### Anexo 2: Ficha de mapeo geomecánico

## MAPEO GEOMECANICO

LUGAR: \_\_\_\_\_ Nivel 3750  
 LABOR: \_\_\_\_\_  
 SECCION: \_\_\_\_\_

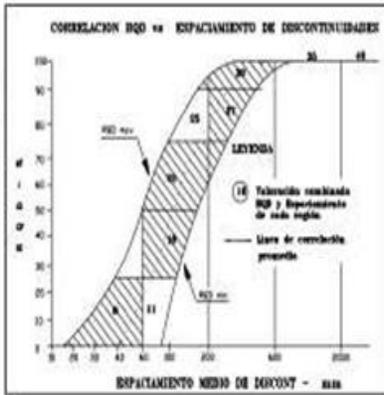
HOJA Nro: \_\_\_\_\_  
 POP: \_\_\_\_\_  
 FECHA: \_\_\_\_\_

Nº	ORIENTACION DE LA CARA				TRAMO				
	ESTACION	RAMO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA				
	A	%	B	%					
NOTA NUM	TIPO ESTRUCC	ORIENTACION DIP	ESPAC (cm)	PERSIST (m)	APERT (mm)	RUGOS	RELL	AGUA	WALL STRENGTH
1									
2									
3									
4									
5									
6									
7									
8									
9									
10									
11									
12									
13									
14									
15									

### CLASIFICACION RMR DE BIENIASWSKI (1989)

PARAMETRO	RANGO DE VALORES	VALORACION			
		R.D	R.I	PRETEND	
% COMPRESION UNIAIAL (Roc)	>250 15 100-250 12 50-100 7 25-50 4 <25(2) <5(1) <1				
RQD %	90-100 20 75-90 17 50-75 13 25-50 8 <25 3				
ESPACIAMIENTO (m)	>2 20 0.8-2 15 0.2-0.8 10 0.06-0.2 8 <0.06 5				
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	1-1m long 6 1-3 m Long 5 3-10m 3 10-20 m 2 > 20 m 0			
	APERTURA	Carreta 6 >0.1mm apart. 5 0.1-1.0mm (4) 4 1-5 mm 1 > 5 mm 0			
	RUGOSIDAD	Muy rugosa 6 Rugosa 5 Lig rugosa 3 Lisa 1 Espejo de bola 0			
	RELLENO	Limpia 6 Duro < 5mm 4 Duro > 5mm 2 Suave < 5 mm 2 Suave > 5 mm 0			
INTERFERENCIA	Sana 6 Lig Intermpe 5 Med Intermpe 3 Muy Intermpe 2 Descompuesta 0				
AGUA SUBTERRANEA	Seco 15 Humedo 10 Mojado 7 Gotoso 4 Flujo 0				
<b>VALOR RMR BASICO</b>					
DIRECCION Y BUZAMIENTO TUNELES	Muy Favorable 0	Favorable -2	Medio -6	Desfavorable -10	Muy Desfav -12
<b>VALOR RMR CORREGIDO</b>					
RMR	100 - B1	80 - B1	60 - B1	40 - B1	20 - B
DESCRIPCION	I - MUY BUENA	II - BUENA	III - REGULAR	IV - MALA	V - MUY MALA

GRADO	ESCALA RQD-RMR	UCS (Mpa)
R1 ROCA MUY BLANDA	SE DESMORONA BAJO GOLPES FIRMES CON LA PUNTA DEL MARTILLO DE GEOLOGO. PUEDE SER DESCASCARADO POR UNA NAVAJA.	1 - 5
R2 ROCA BLANDA	PUEDE SER DESCASCADO POR UNA NAVAJA CON DIFICULTAD. INDENTACIONES SUPERFICIALES SE HACEN POR UN GOLPE FIRME CON LA PUNTA DEL MARTILLO DE GEOLOGO.	5 - 25
R3 ROCA MOD. DURA	NO PUEDE SER RAYADO CON UNA NAVAJA. EL ESPECIMEN PUEDE SER FRACTURADO CON UN SIMPLE GOLPE DEL MARTILLO DE GEOLOGO.	25 - 50
R4 ROCA DURA	EL ESPECIMEN REQUIERE MAS DE UN GOLPE DEL MARTILLO DE GEOLOGO PARA FRACTURARSE.	50 - 100
R5 ROCA MUY DURA	EL ESPECIMEN REQUIERE DE MUCHOS GOLPES DEL MARTILLO DE GEOLOGO PARA FRACTURARSE.	100 - 250
R6 ROCA EXTRA DURA	SOLO SE ASTILLA BAJO GOLPES REPETIDOS DEL MARTILLO DEL GEOLOGO.	> 250



Abrev. Relleno

Dr	Parque
Ca	Caliza
Ar	Arzobispo
Cz	Cuarzo
Cl	Claystone

Abrev. Tipo de Estructura

SJ	Sistema de juntas
HJ	Juntas Horizontales
PI	Falla
SI	Extruso

### CROQUIS

Anexo 3: Simbología cromática por calidad de roca (Osinergmin, 2017)

Categoría		RMR	Código de Colores	Descripción
I	I-A	91-100		Roca muy buena I-A
	I-B	81-90		Roca muy buena I-B
II	II-A	71-80		Roca buena II-A
	II-B	61-70		Roca buena II-B
III	III-A	51-60		Roca regular III-A
	III-B	41-50		Roca regular III-B
IV	IV-A	31-40		Roca mala IV-A
	IV-B	21-30		Roca mala IV-B
V	V-A	11-20		Roca muy mala V-A
	V-B	0-10		Roca muy mala V-B

## Anexo 4: Ficha técnica de pernos

 <p>FABRICACIONES SAC</p>	<p><b>FICHA TECNICA</b></p> <p><b>PERNO ANCLAJE SPLIT SET</b></p>	<p>HF FABRICACIONES SAC          Av. Los Faisanes 153 J501          La Campiña Chorrillos.          Teléfono: (01) 252-7655          Email: <a href="mailto:ventas@hffabricaciones.com">ventas@hffabricaciones.com</a>          Web: <a href="http://www.hffabricaciones.com">www.hffabricaciones.com</a></p>
--	---	---

### FICHA TECNICA DEL SPLIT SET

#### DESCRIPCION

Tubo de acero ranurado en toda su longitud y en donde uno de sus extremos es coneadado para facilidad e ingreso inicial del perno y en el otro extremo lleva un anillo soldado para mantener fija la placa luego de su instalación en el macizo rocoso. Usado como sostenimiento temporal y que actúa por fricción generando una presión radial en toda su longitud luego de su instalación.



#### CARACTERISTICAS DEL TUBO

Norma: Acero ASTM A-607 Grado 60 o similar  
 Presentaciones: En fierro negro y a solicitud del cliente galvanizados  
 Resistencia a la fluencia (MPa) : 450  
 Resistencia a la tensión (MPa) : 560  
 Elongación (%) : 20

#### MATERIAL PLACA DE SUJECION: Acero Calidad ASTM A 36

Espesor (mm) : 4.50 mm  
 Placa Cuadrada (mm) : 150 mm  
 Diámetro del agujero (mm) : 42 mm

#### MAQUINAS PARA SU INSTALACION

Maquina Jackleg o  
 Maquina Jumbo  
 Presión Aire: 60 – 80 Psi

#### DATOS TECNICOS

Capacidad de anclaje: 1.0 a 1.5 Ton/pie  
 Diámetro de la perforación : 35 a 37 mm.

 <p>FABRICACIONES SAC</p>	<b>FICHA TECNICA</b> <b>PERNO ANCLAJE SPLIT SET</b>	HF FABRICACIONES SAC Av. Los Faisanes 153 J501 La Campiña Chorrillos. Teléfono: (01) 252-7655 Email: <a href="mailto:ventas@hffabricaciones.com">ventas@hffabricaciones.com</a> Web: <a href="http://www.hffabricaciones.com">www.hffabricaciones.com</a>
--	--	--

**SUMINISTRO**

Paquetes de 200 unidades

PRINCIPALES DIMENSIONES	
Diámetro base	40 mm $\pm 0.5$
Diámetro de ahusamiento	32mm
Espesor del material	2.5mm $\pm 0.2$
Longitud de ahusamiento	60mm

LONGITUDES SUMINISTRADAS	
4'	1,200 mm
5'	1,500 mm
6'	1,800 mm
7'	2,100 mm
8'	2,400 mm
10'	3,000 mm


**PLACA DE SUJECION DEL SPLIT SET**

## Ficha Técnica Perno de Fortificación



El perno de fortificación producido por CAP ha sido diseñado para reforzar y preservar la resistencia natural que presentan los estratos rocosos, suelos o taludes. Consiste en una barra de acero con resaltes en forma de hilo helicoidal de amplio paso que actúa en colaboración con un sistema de fijación formado por una placa perforada de acero y una tuerca.

### NORMA ASTM A615

GRADO	DIÁMETRO (mm)	CARGA RUP TURA (kg)	ALARGAMIENTO (%)
GR.40	19	12.500	12
	22	16.500	12
	25	21.000	12
GR.60	19	18.000	8
	22	24.000	8
	25	31.000	8
GR.75	19	20.000	/
	22	27.000	/
	25	34.500	/

### NORMA ASTM A706

GRADO	DIÁMETRO (mm)	CARGA RUP TURA (kg)	ALARGAMIENTO (%)
GR.60	22	21.500	12
	25	27.500	12
GR.80	22	27.000	12
	25	35.000	12

### NORMA NCh-204

GRADO	DIÁMETRO (mm)	CARGA RUP TURA (kg)	ALARGAMIENTO (%)
A440	19	13.000	16
	22	17.000	16
	25	22.000	16
A630	19	18.500	8
	22	24.500	8
	25	31.500	8

### GRADOS DE RESISTENCIA

Los pernos de fortificación poseen características mecánicas equivalentes a las barras para refuerzo de hormigón armado y se fabrican en diferentes calidades según las normas.

### DIÁMETROS

Los diámetros nominales son 19, 22 y 25 mm.  
Otros diámetros sujetos a consulta.

### LARGOS

Se suministran solo rectos, en largos a pedido con un máximo de 12 m.  
Largos diferentes pueden ser suministrados sujetos a una consulta previa.

### COMPOSICIÓN QUÍMICA

Se producen en base a aceros al carbono, pudiendo tener pequeñas adiciones de elementos microaleantes, tales como el Nb, V u otros, para los grados de mayor resistencia.

### ÚNICOS CON TRAZABILIDAD EN LÍNEA DE PRODUCCIÓN

CAP, comprometido con la confiabilidad de los procesos y sobre todo con la SEGURIDAD de las personas que laboran en la minería, ofrece la posibilidad de incorporar la trazabilidad de la barra.



## Anexo 5: Diseño de mezcla en el Shotcrete

Diseño de mezclas de shotcrete via humeda Proyecto Tunnel de Integración Animon - Islay										AREA DE GEOMECANICA		
Fecha	03.01.18			Nombre Proyecto	CHAQUICOCHA UG							
Diseño	350 kg/cm <sup>2</sup>			N° Expediente								
Relación a/c	0.400			Slump pulgadas	6" a 8"							
Relación AF : AG	-			Volumen de Prueba (m3)	1.0000							
<b>CARACTERÍSTICAS FÍSICAS DE LOS MATERIALES Y DE LA MEZCLA DE PRUEBA</b>												
M.F. Arena	0.00	Vol. Agregados	0.57	Cementante total	510 kg							
M.F. Piedra # 67	0.00	Ag Global	100 %	Microsilica	0 %							
M.F. Piedra # 56	0.00	0	0 %	<b>Dosificación</b>				<b>Gal</b>				
M.F. Global	0.00	0	0 %	plastificante	= 0.5 %	= 2.50 KG				1.13		
		Agregados	100 %	aceletante	= 4.9 %	= 25.00 KG				4.72		
				fibra	= 0.8 %	= 4.00 KG						
MATERIALES	PROCEDENCIA	P. ESP kg/m <sup>3</sup>	HUM. %	ABS. %	PESO SECO kg/m <sup>3</sup>	VOL. %	VOL. %	PESO S.S.S. kg/m <sup>3</sup>	CORRECCIÓN POR HUMEDAD	DOSIFICACION		
										m3	3m3	UMID.
Cemento	CEMENTO PACASMAYO	3160			510	0.1614	16.1392	510	510	510	1530	kg
Microsilica		2200			0	0.0000	0.0000	0	0.0	0	0	kg
Agua	MINA	1000			190	0.1900	19.0000	207	113	113	340	kg
Ag Global	HUAMBOCANCHA	1667	6.00	1.10	1567	0.5656	56.5623	943	1667	1667	5001	kg
		0	0.00	0.00	0	0.0000	0.0000	0	0	0	0	kg
		0	0.00	0.00	0	0.0000	0.0000	0	0	0	0	kg
plastificante	DBASSF	1080			2.50	0.0023	0.2314	2.50	2.50	2	7	lit
aceletante	DBASSF	1500			25.00	0.0167	1.6667	25.00	25.00	25	75	lit
fibra	ELASTO PLASTIC	1000			4.00	0.0040	0.4004	4.00	4.00	4	12	kg
Aire					6.00%	0.0600	6.0000					
TOTAL					2299	1.0000	100.0000		2322	2322	6965	


**UNSCH**

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

“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

## ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

### ACTA N° 027-2023-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 139-2023-FIMGC-D**, siendo el primer día del mes de marzo del 2023, a horas 10:00 am.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO**, Jurado - Asesor el **MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada titulado: “**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA AZULCOCHA, 2023**”, presentado por el/la Sr./Srta., **PABLO MISAEL LÍMACO BARZOLA**, Bachiller en Ciencias de la Ingeniería Minas.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16 (dieciséis)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.


 UNIVERSIDAD NACIONAL DE  
 SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA  
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS,  
 GEOLOGÍA Y CIVIL  
 Dr. Efraín Elías Porras Flores  
 DECANO

 Firmado digitalmente por  
 Efraín Elías Porras Flores  
 Fecha: 2023.03.05  
 10:18:58 -05'00'

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

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN  
 CRISTÓBAL DE HUAMANGA  
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE  
 MINAS  
 Dr. Johnny Henry Ccatamayo Barrios  
 DIRECTOR

 Firmado digitalmente  
 por Dr. Johnny Henry  
 Ccatamayo Barrios  
 Fecha: 2023.03.02  
 11:04:06 -05'00'

**Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**  
 Jurado

 Firmado digitalmente por Mg. Ing.  
 José Agustín Esparta Sánchez  
 Fecha: 2023.03.03 16:43:26 -05'00'

**MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ**  
 Jurado Asesor

 Firmado digitalmente por  
 Jaime Palomino  
 Claudio  
 Fecha: 2023.03.01  
 11:13:21 -05'00'

**MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO**  
 Jurado

 Firmado  
 digitalmente por  
 LEZAMA CUELLAR  
 CHRISTIAN

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

 C.c.:  
 Bach. PABLO MISAEL LÍMACO BARZOLA  
 Jurados (4)  
 Archivo


**UNSCH**

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


“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

## CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

### CONSTANCIA N° 026-2023-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado con el software Turnitin, en segunda instancia para las Escuelas Profesionales de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y Resolución Decanal N° 281-2022-FIMGC- UNSCH-D, deja constancia de originalidad de trabajo de investigación, que el/la Sr./Srta.

**Apellidos y Nombres** : LÍMACO BARZOLA, PABLO MISAE  
**Escuela Profesional** : INGENIERÍA DE MINAS  
**Título de la Tesis** : “EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA AZULCOCHA, 2023”  
**Evaluación de la Originalidad** : 28 % Índice de Similitud  
**Identificador de la entrega** : 2024476748

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

En señal de conformidad y verificación se firma la presente constancia

Ayacucho, 27 de febrero del 2023


 UNIVERSIDAD NACIONAL DE  
 SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA  
 Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil

**Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**  
 Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado  
 Departamento Académicos de Matemática y Física

Con depósito para Sustentación y Tramites  
 Cc. Archivo

# “EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA AZULCOCHA, 2023”

## INFORME DE ORIGINALIDAD



## FUENTES PRIMARIAS

<b>1</b>	<b>repositorio.ucv.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>13%</b>
<b>2</b>	<b>repositorio.unc.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>4%</b>
<b>3</b>	<b>Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga</b> Trabajo del estudiante	<b>2%</b>
<b>4</b>	<b>repositorio.uncp.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>2%</b>
<b>5</b>	<b>repositorio.continental.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>1%</b>
<b>6</b>	<b>repositorio.undac.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>1%</b>
<b>7</b>	<b>hdl.handle.net</b> Fuente de Internet	<b>1%</b>
<b>8</b>	<b>Submitted to Universidad Continental</b> Trabajo del estudiante	<b>1%</b>

9	<a href="http://repositorio.unsaac.edu.pe">repositorio.unsaac.edu.pe</a> Fuente de Internet	1 %
10	<a href="http://repositorio.unh.edu.pe">repositorio.unh.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
11	<a href="http://1library.co">1library.co</a> Fuente de Internet	<1 %
12	<a href="#">Submitted to Universidad Cesar Vallejo</a> Trabajo del estudiante	<1 %
13	<a href="#">Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru</a> Trabajo del estudiante	<1 %
14	<a href="http://www.mecanicasuelosabcchile.com">www.mecanicasuelosabcchile.com</a> Fuente de Internet	<1 %

---

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo