

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN CLASIFICACIÓN  
GEOMECÁNICA EN LA MINA SAN FRANCISCO NIVEL 0 ALGAMARCA –  
CAJABAMBA**

**Para optar el Título Profesional de:**

Ingeniero de Minas

**Presentado por:**

Bach. Miranda Ocas Edwin Jhonatan

**Asesor:**

Dr. Quispe Mamani Crispín Zenón

**CAJAMARCA – PERÚ**

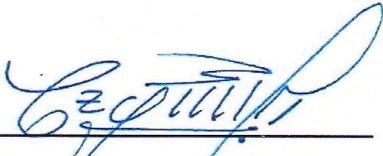
**2025**

## CONSTANCIA DE INFORME DE ORIGINALIDAD

### - FACULTAD DE INGENIERÍA -

1. Investigador : Edwin Jhonatan Miranda Ocas
2. DNI : 70199521
3. Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
  
4. Asesor : Crispín Zenón Quispe Mamani  
Facultad : Ingeniería
  
5. Grado académico o título profesional  
 Bachiller  Título profesional  Segunda especialidad  
 Maestro  Doctor
  
6. Tipo de Investigación:  
 Tesis  Trabajo de investigación  Trabajo de suficiencia profesional  
 Trabajo académico
  
1. Título de Trabajo de Investigación: DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA EN LA MINA SAN FRANCISCO NIVEL 0 ALGAMARCA – CAJABAMBA.
  
2. Fecha de evaluación : 04 de junio de 2025
3. Software antiplagio:  TURNITIN  URKUND (OURIGINAL) (\*)
4. Porcentaje de Informe de Similitud : 23%
5. Código Documento : trn:Oid: 3117:464694216
6. Resultado de la Evaluación de Similitud:  
 APROBADO  PARA LEVANTAMIENTO DE OBSERVACIONES O DESAPROBADO

Fecha Emisión : 05 de junio de 2025

 <hr/> <b>FIRMA DEL ASESOR</b> Nombres y Apellidos: Crispín Zenón Quispe Mamani  DNI : 29243825	 <hr/> <b>UNIDAD DE INVESTIGACIÓN FI</b>	Firmado digitalmente por: BAZAN DIAZ Laura Sofia FAU 20148258601 soft Motivo: En señal de conformidad Fecha: 05/06/2025 09:16:06-0500
--	---	---

\* En caso se realizó la evaluación hasta setiembre de 2023



**ACTA DE SUSTENTACIÓN PÚBLICA DE TESIS.**

TITULO : DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN CLASIFICACIÓN GEOMECAÁNICA EN LA MINA SAN FRANCISCO NIVEL 0 ALGAMARCA - CAJABAMBA."

ASESOR : Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani.

En la ciudad de Cajamarca, dando cumplimiento a lo dispuesto por el Oficio Múltiple N° 0306-2025-PUB-SA-FI-UNC, de fecha 11 de junio de 2025, de la Secretaría Académica de la Facultad de Ingeniería, a los **cuatro días del mes de julio de 2025**, siendo las nueve horas (09:00 a.m.) en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica (Ambiente 4J - 210), se reunieron los Señores Miembros del Jurado Evaluador:

- Presidente : Dr. Ing. Reinaldo Rodríguez Cruzado.
Vocal : Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Secretario : M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.

Para proceder a escuchar y evaluar la sustentación pública de la tesis titulada DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN CLASIFICACIÓN GEOMECAÁNICA EN LA MINA SAN FRANCISCO NIVEL 0 ALGAMARCA - CAJABAMBA" presentado por el Bachiller en Ingeniería de Minas EDWIN JHONATAN MIRANDA OCAS, asesorado por el Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani, para la obtención del Título Profesional

Los Señores Miembros del Jurado replicaron al sustentante debatieron entre sí en forma libre y reservada y lo evaluaron de la siguiente manera:

EVALUACIÓN PRIVADA : ..... 03 ..... PTS.
EVALUACIÓN PÚBLICA : ..... 11 ..... PTS.
EVALUACIÓN FINAL : ..... 14 ..... PTS
..... CATORCE (En letras)

En consecuencia, se lo declara APROBADO con el calificativo de CATORCE acto seguido, el presidente del jurado hizo saber el resultado de la sustentación, levantándose la presente a las 10:00 horas del mismo día, con lo cual se dio por terminado el acto, para constancia se firmó por quintuplicado.

[Signature of Reinaldo Rodríguez Cruzado]

Dr. Ing. Segundo Reinaldo Rodríguez Cruzado.
Presidente

[Signature of Alejandro Claudio Lagos Manrique]

Dr. Ing. Alejandro Claudio Lagos Manrique.
Vocal

[Signature of Víctor Ausberto Arapa Vilca]

M.Cs. Ing. Víctor Ausberto Arapa Vilca.
Secretario

[Signature of Crispín Zenón Quispe Mamani]

Dr. Ing. Crispín Zenón Quispe Mamani.
Asesor

## **AGRADECIMIENTO**

En primer lugar, agradecer a Dios por darme la vida y las fuerzas para seguir adelante día a día, de esta manera poder cumplir mis metas trazadas.

A mi alma máter, Universidad Nacional de Cajamarca de la escuela profesional de Ingeniería de Minas y a todos los docentes e ingenieros por brindarme sus conocimientos necesarios para poder dar solución y afrontar cualquier situación que se presente en mi carrera profesional.

A mi asesor Dr. Crispín Zenón Quispe Mamani, por apoyarme y brindar sus conocimientos necesarios para realizar una buena investigación en mi tesis.

*Jhonatan M.*

## **DEDICATORIA**

A mis padres Clemente y Juana, mis hermanas Elizabeth y Brenda que, gracias a su apoyo incondicional y buenos consejos, fueron motivos para seguir adelante durante toda mi carrera universitaria y formarme con buenos valores y así poder afrontar cualquier circunstancia que se presente.

A mi hijo Thiago, quien es mi principal motivo para seguir adelante en mi carrera profesional y dar lo mejor de mí para ser una mejor persona.

*Jhonatan M.*

## ÍNDICE GENERAL

ÍTEMS	Pág.
AGRADECIMIENTO .....	i
DEDICATORIA .....	ii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	viii
LISTA DE ABREVIATURAS.....	x
RESUMEN .....	xi
ABSTRACT .....	xii

### CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN .....	1
--------------------	---

### CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO .....	3
2.1. ANTECEDENTES TEORICOS DE LA INVESTIGACIÓN .....	3
2.2. BASES TEÓRICAS.....	4
2.2.1. Clasificaciones Geomecánicas .....	4
2.2.2. Índice de Calidad de la Roca (RQD).....	4
2.2.3. Clasificación de Bieniawski (RMR <sub>89</sub> ).....	6
2.2.4. ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI, 1997).....	9
2.2.5. Índice Q.....	10
2.2.6. Sostenimiento Subterráneo.....	19
2.2.7. Sostenimiento Activo .....	21
2.2.8. Sostenimiento Pasivo .....	28
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	38

### CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS .....	40
3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	40
3.1.1. Geográfica .....	40
3.1.2. Política.....	41
3.1.3. Accesibilidad .....	41

<b>ÍTEMS</b>	<b>Pág.</b>
3.1.4. Clima .....	42
3.1.5. Sismicidad .....	42
3.2. GEOLOGÍA LOCAL .....	42
3.2.1. Formación Chimú .....	42
3.2.2. Formación Santa .....	43
3.2.3. Formación Carhuaz .....	43
3.2.4. Formación Farrat .....	43
3.3. PROCEDIMIENTOS .....	43
3.3.1. Primera etapa: Gabinete .....	43
3.3.2. Segunda etapa: Campo .....	44
3.3.3. Tercera etapa: Gabinete .....	44
3.4. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....	44
3.4.1. Tipo, Nivel, Diseño y Método de la Investigación .....	44
3.4.2. Población de Estudio .....	44
3.4.3. Muestra .....	45
3.4.4. Unidad de Análisis .....	45
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS .....	45
3.5.1. Técnicas .....	45
3.5.2. Instrumentos y Equipos .....	45
3.6. ESTUDIO GEOMECÁNICO NIVEL 0 .....	47
3.6.1. Estación Geomecánica 1 .....	47
3.6.2. Estación Geomecánica 2 .....	53
3.6.3. Estación Geomecánica 3 .....	60
3.6.4. Estación Geomecánica 4 .....	67
3.6.5. Estación Geomecánica 5 .....	74

#### **CAPÍTULO IV**

<b>ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS</b> .....	<b>82</b>
4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS .....	82
4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS .....	83
4.3. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS .....	86

**CAPÍTULO V**

<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....</b>	<b>87</b>
<b>5.1. CONCLUSIONES .....</b>	<b>87</b>
<b>5.2. RECOMENDACIONES .....</b>	<b>88</b>
<b>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>89</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>91</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Fragmentos de testigo perforado.....	5
Figura 2. Índice Geológico de Resistencia para macizos rocosos diaclasados. ....	10
Figura 3. Estimación de las categorías de sostenimiento, basado en el Índice Q.....	19
Figura 4. Diseño del perno con tuerca. ....	22
Figura 5. Perno de cabeza forjado. ....	22
Figura 6. Conchas de expansión. ....	23
Figura 7. Perno de varilla corrugada.....	24
Figura 8. Instalación de una barra helicoidal.....	25
Figura 9. Tipos de cartuchos de resina.....	25
Figura 10. Perno de fricción Split set.....	26
Figura 11. Perno de fricción Swellex.....	27
Figura 12. Mecanismo de anclaje del Swellex. ....	28
Figura 13. Malla eslabonada o tejida. ....	29
Figura 14. Malla electrosoldada. ....	30
Figura 15. Sección típica de una labor subterránea. ....	32
Figura 16. Puntales de seguridad para falsas cajas. ....	35
Figura 17. Esquema de un cuadro recto. ....	36
Figura 18. Esquema de un cuadro cónico. ....	37
Figura 19. Esquema de un cuadro cojo. ....	37
Figura 20. Bocamina de ingreso al Nivel 0 en la mina San Francisco .....	40
Figura 21. Imagen satelital de accesibilidad a la zona de investigación.....	41
Figura 22. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG1.....	50
Figura 23. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG1. ....	51
Figura 24. Factor de seguridad en la excavación – EG1.....	51
Figura 25. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG1.....	52
Figura 26. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG1. ....	53
Figura 27. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG2.....	57
Figura 28. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG2. ....	57

	Pág.
Figura 29. Factor de seguridad en la excavación – EG2.....	58
Figura 30. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG2.....	59
Figura 31. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG2. ....	60
Figura 32. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG3.....	64
Figura 33. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG3. ....	64
Figura 34. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG3. ....	65
Figura 35. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG3.....	66
Figura 36. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG3. ....	67
Figura 37. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG4.....	71
Figura 38. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG4. ....	71
Figura 39. Factor de seguridad en la excavación – EG4.....	72
Figura 40. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG4.....	73
Figura 41. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG4. ....	74
Figura 42. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG5.....	78
Figura 43. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG5. ....	78
Figura 44. Factor de seguridad en la excavación – EG5.....	79
Figura 45. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG5.....	80
Figura 46. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG3. ....	81

## ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Índice de Calidad de la Roca (RQD).....	6
Tabla 2. Parámetros de valoración RMR. ....	8
Tabla 3. Efecto de la orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades. ....	8
Tabla 4. Efecto de la orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades. ....	9
Tabla 5. Clasificación Geomecánica RMR Bieniawski 1989. ....	9
Tabla 6. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q.....	11
Tabla 7. Descripción y cálculo del RQD.....	12
Tabla 8. Cálculo de la familia de diaclasas (Jn). ....	12
Tabla 9. Rugosidad de las diaclasas (Jr). ....	13
Tabla 10. Meteorización de las diaclasas (Ja). ....	13
Tabla 11. Presencia de agua en las diaclasas (Jw). ....	15
Tabla 12. Tensiones en las excavaciones. ....	15
Tabla 13. Valores ESR.....	18
Tabla 14. Tipos de sostenimiento para el Índice Q.....	19
Tabla 15. Límites de graduación para agregados combinados.....	31
Tabla 16. Vías de acceso al centro poblado Algamarca.....	41
Tabla 17. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 1. ....	47
Tabla 18. RMR <sub>89</sub> – Estación Geomecánica 1.....	48
Tabla 19. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 1.....	48
Tabla 20. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice RMR <sub>89</sub> - EG1.....	49
Tabla 21. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q-EG1.....	49
Tabla 22. Reporte de Estación Geomecánica 1. ....	50
Tabla 23. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 2. ....	54
Tabla 24. RMR <sub>89</sub> – Estación Geomecánica 2.....	54
Tabla 25. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 2. ....	55
Tabla 26. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice RMR <sub>89</sub> – EG2. ....	55
Tabla 27. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q - EG2.....	56
Tabla 28. Reporte de Estación Geomecánica 2. ....	56
Tabla 29. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 3. ....	61
Tabla 30. RMR <sub>89</sub> – Estación Geomecánica 3.....	61

Tabla 31. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 3. ....	62
Tabla 32. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice $RMR_{89}$ – EG3. ....	62
Tabla 33. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q-EG3.....	63
Tabla 34. Reporte de Estación Geomecánica 3. ....	63
Tabla 35. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 4. ....	68
Tabla 36. $RMR_{89}$ – Estación Geomecánica 4. ....	68
Tabla 37. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 4. ....	69
Tabla 38. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice $RMR_{89}$ – EG4 .....	69
Tabla 39. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q-EG4.....	70
Tabla 40. Reporte de Estación Geomecánica 4. ....	70
Tabla 41. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 5. ....	75
Tabla 42. $RMR_{89}$ – Estación Geomecánica 1 .....	75
Tabla 43. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 1 .....	76
Tabla 44. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice $RMR_{89}$ - EG1 .....	76
Tabla 45. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q-EG5.....	77
Tabla 46. Reporte de Estación Geomecánica 5. ....	77
Tabla 47. Resumen de la evaluación geomecánica del macizo rocoso Nivel 0. ....	82
Tabla 48. Resumen de los parámetros obtenidos mediante RocData. ....	82
Tabla 49. Resumen de los parámetros obtenidos mediante RocData. ....	83

## LISTA DE ABREVIATURAS

\$	: Dólar americano.
Bach.	: Bachiller.
Dr.	: Doctor.
EG	: Estación Geomecánica.
EPP	: Equipo de protección personal.
Erm	: Módulo de deformación del macizo rocoso.
ESR	: Relación de sostenimiento de la excavación.
FS	: Factor de Seguridad.
GPS	: Sistema de posicionamiento global.
GSI	: Índice de Resistencia Geológica.
Ing.	: Ingeniero.
M	: Metro.
INGEMMET	: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico del Perú.
MINEM	: Ministerio de Energía y Minas del Perú.
MPa	: Mega Pascales.
RMR	: Calidad del Macizo Rcoso.
RQD	: Índice de Calidad de la Roca.
S.A.	: Sociedad Anónima.
SRF	: Stress Reduction Factor (Factor de Reducción de Esfuerzos)
UTM	: Universal Transversal Mercator (Sistema de Coordenadas Universal Transversal de Mercator.

## RESUMEN

Determinación del tipo de sostenimiento según clasificación geomecánica en la Mina San Francisco Nivel 0 Algamarca – Cajabamba tiene como objetivo brindar un estudio detallado del macizo rocoso que conforman las labores de explotación a través de las clasificaciones geomecánicas RMR e Índice Q. En las labores de desarrollo y preparación de la Mina San Francisco se usa el sostenimiento convencional y manual con cuadros de madera, sin embargo, los antecedentes a la elección del tipo de sostenimiento se han realizado sin el sustento científico adecuado, es por ello que en esta investigación se evaluó y dio soluciones al tipo de sostenimiento a utilizar. Primero se observó las condiciones en las que se encuentra el Nivel 0, luego se zonificó la labor en cinco estaciones geomecánicas con una consideración de zonas críticas, en cada una de ellas se registró el estado del macizo rocoso y las discontinuidades que lo forman; teniendo el registro completado se procedió a analizarlo geotécnicamente para finalmente realizar un modelo computacional en RocData y Phase<sup>2</sup> que proporcionaron el comportamiento de la excavación ante el macizo rocoso. Con los procedimientos anteriores se llegó a la conclusión que la calidad del macizo rocoso evaluado en el Nivel 0 de la Mina San Francisco mediante las clasificaciones geomecánicas del RMR e Índice Q es de regular a buena. La Estación Geomecánica 1 presenta un RMR de 64, Estación Geomecánica 2 de 55, Estación Geomecánica 3 de 73, Estación Geomecánica 4 de 59 y la Estación Geomecánica 5 de 66. El sostenimiento a emplear será pernos de varilla cementados y con resina en corona y hastiales con longitud de 5 pies con espaciados a 1.5mx1.5m, solo en condiciones donde el RMR sea menor a 60. Se aplicará malla electrosoldada ocasional generalmente de #10/08 con cocadas de 4"x4". El sostenimiento con cuadros de madera se efectuará en el caso que no se aplique pernos de anclaje y malla electrosoldada. El rol es proteger a la excavación contra la caída de rocas, debido a la separación de la roca de los contornos de la misma a lo largo de planos de debilidad, causados por la intemperización y fracturamiento del macizo rocoso.

**Palabras clave:** Clasificación geomecánica, macizo rocoso, sostenimiento subterráneo.

## ABSTRACT

Determination of the type of support according to geomechanical classification in the San Francisco Mine Level 0 Algamarca – Cajabamba aims to provide a detailed study of the rock mass that makes up the exploitation work through the RMR geomechanical classifications and Q Index. In the development work and preparation of the San Francisco Mine, conventional and manual support with wooden frames is used, however, the background to the choice of the type of support has been carried out without adequate scientific support, which is why in this research it was evaluated and given solutions to the type of support to be used. First, the conditions in which Level 0 is located were observed, then the work was zoned in five geomechanical stations with a consideration of critical zones, in each of them the state of the rock mass and the discontinuities that form it were recorded; Having the record completed, we proceeded to analyze it geotechnically to finally create a computational model in RocData and Phase2 that provided the behavior of the excavation in front of the rock mass. With the previous procedures, it was concluded that the quality of the rock mass evaluated at Level 0 of the San Francisco Mine through the geomechanical classifications of the RMR and Q Index is fair to good. Geomechanical Station 1 has an RMR of 64, Geomechanical Station 2 of 55, Geomechanical Station 3 of 73, Geomechanical Station 4 of 59, and Geomechanical Station 5 of 66. Support will be used with resin-cemented rebar bolts in the crown and gables, 5 feet long, spaced 1.5mx1.5m, only under conditions where the RMR is less than 60. Welded mesh, generally #10/08 with 4"x4" cocadas, is occasionally applied. Wooden squares will be used to support the excavation when anchor bolts and welded mesh are not used. The purpose is to protect the excavation from rockfall due to rock separation from its contours along planes of weakness caused by weathering and fracturing of the rock mass.

**Keywords:** *Geomechanical classification, rock mass, underground support.*

## **CAPÍTULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

La Mina San Francisco está ubicada en el distrito Cachachi, provincia Cajabamba, región Cajamarca. Las razones que motivaron a realizar la presente investigación fue contribuir a la mejora continua de las operaciones de explotación que se desarrollan en el Nivel 0, aportar conocimiento científico mediante el estudio, análisis y diseño de sostenimiento subterráneo. En la investigación se desarrolló un análisis de las condiciones actuales en las actividades que se efectúan en la mina, seguidamente se realizó la recolección de datos del macizo rocoso y discontinuidades para su clasificación geomecánica, así como brindar el tipo de sostenimiento a emplearse.

En la investigación se planteó la siguiente pregunta: ¿Qué factores son los condicionantes para determinar el tipo de sostenimiento según clasificación geomecánica en la Mina San Francisco Nivel 0, Algamarca - Cajabamba?, para lo cual se tiene la siguiente hipótesis: Las condiciones observadas en el macizo rocoso con el tamaño de los bloques, la resistencia al corte entre los bloques, nivel freático y la influencia del estado tensional en la roca del Nivel 0 en la Mina San Francisco hace inferir que se encuentra bastante fracturada, por lo que el tipo de sostenimiento a implementar sea con cuadros de madera.

La presente investigación se justifica en la importancia de realizar una investigación detallada que contribuya a la mejora continua de las operaciones de explotación que se desarrollan en la Mina San Francisco, aportar conocimiento científico mediante el estudio, análisis y diseño de sostenimiento a la empresa y comunidad académica en general. Así mismo permitirá en forma directa la observación y recolección de datos; la cual garantizará una mayor eficiencia, menores costos, mayor productividad, seguridad a los trabajadores y equipos utilizados en el Nivel 0 de la Mina San Francisco, los cuales servirán como línea de base para futuras investigaciones.

Los alcances se orientaron a realizar un análisis de las condiciones actuales en las actividades que se efectúan en el cruce principal del Nivel 0 de la Mina San Francisco, seguidamente se realizó la recolección de datos para el diseño del tipo de sostenimiento y finalmente se

analizó e interpretó los resultados obtenidos con la ayuda de los software RocData y Phase<sup>2</sup>. La limitante fue la no existencia de estudios a detalle sobre sostenimiento subterráneo en la zona de investigación.

El objetivo principal fue determinar el tipo de sostenimiento según clasificación geomecánica de la Mina San Francisco Nivel 0, Algamarca – Cajabamba; como objetivos específicos se planteó: determinar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso, identificar la presencia de estructuras geológicas presentes en la excavación subterránea, describir los tipos de sostenimiento activo y pasivo en una excavación subterránea.

La descripción del contenido de los capítulos está desarrollada de la siguiente manera. El capítulo I presenta el problema, formulación e hipótesis, justificación y objetivos de la investigación. En el capítulo II se presenta los antecedentes teóricos relacionados a la investigación, así como los fundamentos teóricos que sirvieron como base o fundamento para la investigación y también se presenta la definición de términos básicos. El capítulo III detalla la ubicación geográfica y accesibilidad a la zona de investigación, de igual manera, la geología local, descripción de materiales utilizados, la metodología, técnicas e instrumentos para la recolección de datos y la descripción de procedimientos usados. El capítulo IV presenta el análisis y discusión de resultados a los que se ha llegado en la investigación. En el capítulo V se muestra las conclusiones para cada objetivo planteado y las recomendaciones que se plantea para futuras investigaciones. Finalmente están las referencias bibliográficas y los anexos.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. ANTECEDENTES TEORICOS DE LA INVESTIGACIÓN**

**Lazaro & Velez (2020)**, en su tesis titulada: Diseño y evaluación de sostenimiento de labores de desarrollo para minería artesanal del sector de Ollachea – Puno Caso de estudio. Concluye mencionando que para la estabilización de labores se emplea el sostenimiento con cuadros de madera y pernos de anclaje, para ello se realiza una pre evaluación geomecánica empleando el sistema GSI. Además, que en las estructuras de las cajas de la veta se trabaja previo sostenimiento con puntales de seguridad y cuando exista espacio después de realizar la limpieza se arman los cuadros de madera.

**Loarte (2018)**, en su tesis titulada: Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – Cormitoma S.A. – Año 2018. Concluye que en terrenos muy fracturados se debe utilizar un sostenimiento esporádico con Split Sets de 5 y 7 pies, espaciados cada uno de 1.2m x 1.2m y distribuidos en forma de tres bolillos + malla electrosoldada. Además, realizar frecuentemente un control preventivo.

**Suasnabar (2019)**, en su tesis de investigación: Análisis técnico para la optimización del sostenimiento en los frentes de compañía Minera Casapalca S.A. Concluye específicamente que la mecanización del desatado y sostenimiento es una mejora tecnológica en las operaciones, con la finalidad de crear un ambiente de trabajo seguro a los trabajadores y equipos. En el sostenimiento manual se opera con personal de base mientras que en el sostenimiento mecanizado se usa equipo empernador. El tiempo de sostenimiento de forma manual es en promedio 6 horas/labor y el tiempo de sostenimiento mecanizado es en promedio 2 horas 40 minutos. El costo de sostenimiento manual es de 8.99 \$/perno y el costo de sostenimiento mecanizado es de 7.20 \$/perno.

## **2.2. BASES TEÓRICAS**

### **2.2.1. Clasificaciones Geomecánicas**

Los macizos rocosos, como medios discontinuos, presentan un comportamiento geomecánico complejo que, de una forma simplificada, puede ser estudiado y categorizado en función de su aptitud para distintas aplicaciones. Con este objetivo surgieron las clasificaciones geomecánicas, que aportan, mediante la observación directa de las características de los macizos rocosos y la realización de sencillos ensayos, índices de calidad relacionados con los parámetros geomecánicos del macizo y sus características frente a los sostenimientos de túneles y taludes y la excavabilidad de las rocas.

Las características de los macizos rocosos que se consideran en las distintas clasificaciones son las siguientes:

- Resistencia del material rocoso.
- Índice RQD.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Orientación de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Estructura geológica y fallas.
- Filtraciones y presencia de agua.
- Estado tensional.

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

### **2.2.2. Índice de Calidad de la Roca (RQD)**

El RQD fue introducido como clasificación cuando la información de la calidad de la roca estaba usualmente disponible solo a partir de las descripciones geológicas y del porcentaje de núcleos de recuperación en testigos de sondaje (Gavilanes y Andrade, 2004). El índice

RQD representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigo mayores de 10 cm y la longitud total del tramo considerado (ver Figura 1):

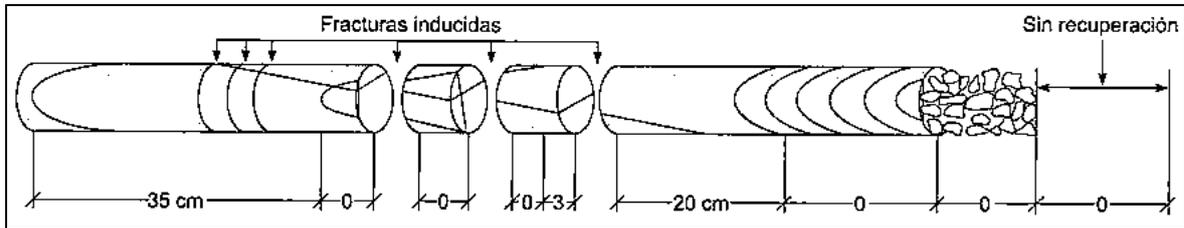


Figura 1. Fragmentos de testigo perforado.

Fuente: González de Vallejo (2002).

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de trozos de testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} * 100$$

Para la estimación del RQD se consideran sólo los fragmentos o trozos de testigo de material fresco, excluyéndose los que presentan un grado de alteración importante. La medida del RQD se debe realizar en cada maniobra del sondeo o en cada cambio litológico, siendo recomendable que la longitud de maniobra de 1.5 m. El diámetro mínimo de los testigos debe ser 48 mm. La medida de la longitud del testigo se realiza sobre el eje central del mismo, considerándose los fragmentos con al menos un diámetro completo (González de Vallejo *et al.*, 2002).

El RQD es un parámetro dependiente de la dirección de la perforación y puede cambiar significativamente dependiendo de la orientación del sondaje. En relación con el tramo analizado, el cálculo del RQD debería basarse en la longitud de perforación utilizada en el campo, preferiblemente no mayor a 1,5 m. La longitud del núcleo es medida a lo largo de una línea central imaginaria (Figura 1).

Cuando no se dispone de núcleos de perforación, el RQD puede ser estimado a partir de una línea o de un área de mapeo. Para una línea de mapeo, se puede obtener el promedio del espaciado de las discontinuidades (número de discontinuidades dividida por la longitud de la línea de muestreo). El RQD obtenido de esta manera se puede calcular con la siguiente ecuación:

$$RQD = 100 * e^{-0,1\lambda} * (0,1\lambda + 1)$$

Donde  $\lambda$  representa la cantidad de discontinuidades por metro. Aunque esta ecuación es apropiada, sin embargo, también depende de la dirección de la línea de mapeo.

El valor del RQD obtenido en cualquiera de los casos estudiados es comparado con la siguiente tabla:

Tabla 1. Índice de Calidad de la Roca (RQD).

<b>RQD (%)</b>	<b>CALIDAD</b>
0 – 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Excelente

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

En la determinación del RQD, en superficies rocosas la línea de muestreo debe ser equiparada a la de un sondeo con obtención de núcleos y tomando en cuenta lo siguiente (Gavilanes y Andrade, 2004):

- Experiencia necesaria en la determinación del RQD de núcleos.
- Que las fracturas no deben confundirse con las ocasionadas por voladuras.
- Que los planos de estratificación más débiles no necesariamente se rompen cuando son muestreados.
- Analizar las paredes opuestas cuando una diaclasa se forma en el techo.
- Que las zonas de cizalla de más de 1 m de espesor deben ser clasificadas separadamente.

### **2.2.3. Clasificación de Bieniawski (RMR<sub>89</sub>)**

El sistema de valoración del macizo rocoso RMR<sub>89</sub>, más conocido como Clasificación Geomecánica RMR, fue desarrollado por Bieniawski durante 1972 y 1973. Fue modificado años más tarde de acuerdo con los casos históricos llegaron a estar disponible y conforme a los estándares y procedimientos internacionales.

Debido a que el sistema RMR<sub>89</sub> ha tenido varias modificaciones y desde que el método cambió su nombre a Clasificación Geomecánica RMR<sub>89</sub> o Sistema de Valoración de Macizos Rocosos, es importante decir que el sistema ha permanecido esencialmente con el mismo principio a pesar de los cambios. Los siguientes parámetros son usados para clasificar un macizo rocoso utilizando el Sistema RMR:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca.
- Índice de Calidad de la Roca (RQD).
- Espaciado entre discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición de infiltraciones de agua.
- Orientación de las discontinuidades.

Para aplicar la clasificación geomecánica, se debe realizar lo siguiente:

- Dividir el macizo en dominios estructurales (zonas de características geológicas similares). En la mayoría de los casos, los límites de las regiones estructurales coincidirán con características geológicas mayores, tales como fallas, diques, contactos.
- Después de que las regiones estructurales han sido identificadas, los parámetros de clasificación para cada región estructural son determinadas de las medidas en el campo y colocadas en una hoja de datos (Anexo 01).
- Se analizan la importancia de los valores que están asignados para cada parámetro de la Tabla 2.
- Luego de analizar cada uno de los parámetros, sumamos sus valores y obtenemos el RMR básico.
- El siguiente paso es incluir el sexto parámetro, denominado influencia del rumbo y buzamiento de las discontinuidades, para ajustar el RMR básico, de acuerdo a la Tabla 3 y 4. Este paso se trata separadamente porque la influencia de la orientación de las discontinuidades depende de las aplicaciones ingenieriles, tales como túneles, minas, taludes o cimentaciones.

El parámetro de orientación de las discontinuidades, se refleja en el significado de los varios sets de discontinuidades presentes en un macizo rocoso. El set principal, usualmente designado como set n° 1, controla la estabilidad de una excavación. La sumatoria de la valoración de los parámetros de clasificación realizado la corrección por orientación constituirá el RMR (Tabla 5) (Gavilanes y Andrade, 2004).

Tabla 2. Parámetros de valoración RMR.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Compresión Simple (Mpa)		
		Compresión Simple	> 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25	5	< 1
Puntuación			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	10 – 25 litros/min	25 – 125 litros/min	> 125 litros/min		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Fuente: González de Vallejo (2002).

Tabla 3. Efecto de la orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades.

Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Avance en el sentido del buzamiento Buz. 45° - 90°	Avance en el sentido del buzamiento Buz. 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°
Muy favorable	Favorable	Muy Favorable	Regular
Avance contra el sentido del buzamiento Buz. 45° - 90°	Avance contra el sentido del buzamiento Buz. 45° - 90°	Buzamiento 0° - 20°	Independiente del rumbo
Regular	Desfavorable	Regular	

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

Tabla 4. Efecto de la orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades.

Orientación del rumbo y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Túneles y Minas	0	-2	-5	-10	-12
Puntaje Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

Tabla 5. Clasificación Geomecánica RMR Bieniawski 1989.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

Fuente: González de Vallejo (2002).

#### 2.2.4. ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI, 1997)

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).

El GSI se determina en función a las clasificaciones RMR de Bieniawski y Q de Barton. Es así que para:

$RMR_{89} > 23$ , se utiliza la clasificación RMR, tal que:  $GSI = RMR_{89} - 5$

$RMR_{89} < 23$ , se utiliza la valoración Q, por lo que:  $GSI = 9 \cdot \ln Q + 44$

<b>INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICO GSI</b> <b>JUNTAS DE LA MASA ROCOSA</b> (Modificado por Hoek & Marinos, 2000).  A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, estime el valor promedio de GSI.  No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es más realista de fijar GSI = 35. También notar que esta tabla no se aplica en mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso.  La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultados de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje en rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja en un análisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE				
		MUY BUENA	BUENO	REGULAR	MALA	MALA
		Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización.	Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxidos.	Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimientos compacto o rellenos o fragmentos.	Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimientos de arcilla suave o rellenos.
	Intacta o Masivo: Espécimen de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	30			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades.	80	70			
	Moderadamente fracturado: Entrelazado macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o más familias de discontinuidades.		60	50		
	Muy fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad.			40	30	
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas.				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte.	N/A	N/A			10

Figura 2. Índice Geológico de Resistencia para macizos rocosos diaclasados.  
Fuente: Hoek y Marinos (2000).

### 2.2.5. Índice Q

Gavilanes y Andrade (2004) mencionan que el Índice Q de clasificación de macizos rocosos fue desarrollado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, todos del Instituto Geotécnico de Noruega. Su desarrollo representó una mayor contribución al tema de clasificación de macizos rocosos por las siguientes razones:

- Es un sistema de clasificación cuantitativo.
- Es un sistema ingenieril que facilita el diseño de sostenimiento para túneles.

En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según el denominado Índice de calidad Q, basado en 6 parámetros:

RQD : índice de calidad de la roca.

Jn : número de familias de discontinuidades.

Jr : rugosidad de las superficies de las discontinuidades.

Ja : meteorización de las discontinuidades.

Jw : coeficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua.

SRF : factor de reducción dependiente de las tensiones.

El valor del parámetro Jr también depende de la presencia de relleno y del tamaño de las discontinuidades.

Estos 6 parámetros son agrupados en tres cocientes para dar en conjunto la calidad del macizo rocoso Q como sigue:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

La calidad de la roca puede tener un rango que va de  $Q = 0,001$  a  $Q = 1000$  en una escala logarítmica, teniendo las siguientes categorías de macizos rocosos mostrados en la Tabla 6.

Tabla 6. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q.

<b>Tipo de roca</b>	<b>Valores de Q</b>
Excepcionalmente mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

El primer cociente (RQD/Jn), representa la estructura del macizo rocoso y es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques. Probablemente, los bloques más grandes tendrían varias veces este tamaño y los fragmentos chicos menos de la mitad (partículas de arcilla no

se toman en cuenta). Los valores para el RQD y el número de familias de discontinuidades se muestran en la Tabla 7 y 8 respectivamente.

Tabla 7. Descripción y cálculo del RQD.

<b>Índice de Calidad de la Roca</b>	<b>RQD (%)</b>	<b>Notas</b>
Muy mala	0 – 25	Donde RQD se reporta o es medido como $\leq 10$ (incluyendo 0), se le otorga un valor nominal de 10 aplicable a Q.
Mala	25 – 50	
Regular	50 – 75	
Buena	75 – 90	
Excelente	90 – 100	

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

Tabla 8. Cálculo de la familia de diaclasas (Jn).

<b>Número de familias de diaclasas</b>	<b>Jn</b>	<b>Notas</b>
Roca masiva, sin o con pocas diaclasas	0.5 – 1	
Una familia de diaclasas	2	
Una familia de diaclasas + una aislada	3	
Dos familias de diaclasas	4	Para cruces en túneles utilizar $3xJn$
Dos familias de diaclasas + una aislada	6	
Tres familias de diaclasas	9	Para portales usar $2xJn$
Tres familias de diaclasas + una aislada	12	
Cuatro o más familias de diaclasas	15	
Roca triturada terrosa	20	

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

El segundo coeficiente ( $J_r/J_a$ ) representa la rugosidad y las características de fricción de las paredes de las discontinuidades o de los materiales de relleno. Este cociente se inclina a favor de discontinuidades rugosas e inalteradas que se encuentran en contacto directo. Se puede pensar que estas superficies están cerca de la resistencia óptima, que tenderán a dilatarse fuertemente cuando estén sometidas a tensiones cizallantes, y que, por lo tanto, serán muy favorables a la estabilidad de un túnel. Los valores se presentan en las Tablas 9 y 10 respectivamente.

Tabla 9. Rugosidad de las diaclasas (Jr).

Rugosidad de las diaclasas	Jr	Notas
<i>Contacto en las paredes.</i>		
<i>Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm.</i>		
Diaclasas sin continuidad.	4	Se añade 1 si el espaciado medio del sistema de diaclasas es mayor de 3m.
Rugosas o irregulares, onduladas.	3	
Ondulación suave.	2	
Espejo de falla o superficie de fricción ondulada.	1.5	Jr=0,5 se puede usar para diaclasas planas y que tengan alineaciones con la condición de que estas estén orientadas para resistencia mínima.
Rugosas o irregulares pero planas.	1.5	
Lisas y planas.	1	
Espejo de falla o superficie de fricción, plana.	0.5	
<i>Sin contacto de roca después de un cizalleo</i>		
Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1	
Zona arenosa, de grava o de roca triturada de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1	

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

Tabla 10. Meteorización de las diaclasas (Ja).

Alteración de las diaclasas	Ja	Angulo de fricción	Notas
<i>Contacto en las paredes de la roca</i>			
Relleno soldado, duro, inablandable, relleno impermeable.	0.75		
Paredes inalteradas, solo con manchas de superficie.	1	25° - 35°	Los valores del ángulo de fricción, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si están presentes.
Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla.	2	25° - 30°	
Recubrimientos limosos o areno arcillosos, pequeñas partículas de arcilla.	3	20° - 25°	
Recubrimientos ablandables o con arcillas de baja fricción o sea caolinita o mica, clorita, talco, yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	4	8° - 16°	
<i>Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm.</i>			
Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla.	4	25° - 30°	

<b>Alteración de las diaclasas</b>	<b>Ja</b>	<b>Angulo de fricción</b>
Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos < 5 mm de espesor).	6	16° - 24°
Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja, ablandables (continuos < 5 mm de espesor).	8	8° - 16°
Rellenos de arcillas expansivas, montmorillonita (continuos < 5 mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso de agua.	8 – 12	6° - 12°
<i>Sin contacto de las paredes después del cizalleo</i>		
Zonas de capa o arcilla desintegrada o triturada.	6 – 12	
Zonas de capa o arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcilla inablandable.	5	6° - 24°
Zonas o capas gruesas de arcilla.	10 – 20	

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

El tercer coeficiente ( $J_w/SRF$ ) consiste en dos parámetros de fuerzas. SRF es un valor de:

- La carga que se disipa en el caso de una excavación dentro de una zona de fallas y de roca empacada en arcilla.
- Las tensiones en una roca competente.
- Las cargas compresivas en rocas plásticas incompetentes. Se puede considerar como un parámetro total de tensiones.

En cuanto al parámetro  $J_w$ , se trata de una medición de la presión del agua que tiene un efecto negativo en la resistencia a la tensión cizallante de las discontinuidades, debido a la reducción en la tensión efectiva normal. El agua puede causar, además, ablandamiento de las arcillas e incluso, posiblemente su lavado. Se demostró que es imposible combinar estos dos parámetros en términos de tensiones normales efectivas entre bloques, ya que paradójicamente un valor alto de la tensión efectiva normal indica a veces condiciones menos estables que un valor bajo a pesar de tener una resistencia mayor a la tensión cizallante. El coeficiente ( $J_w/SRF$ ) es un factor empírico complicado que describe las fuerzas activas. Los valores para estos parámetros se presentan las Tablas 11 y 12.

Tabla 11. Presencia de agua en las diaclasas (Jw).

<b>Factor de reducción por agua en las diaclasas</b>	<b>Jw</b>	<b>Notas</b>
Excavaciones secas o poca infiltración, o sea < 5 lit/min localmente.	1	Los cuatro últimos ítems son estimaciones aproximadas.
Infiltración o presión mediana con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	
Gran infiltración o presión alta en roca competente con diaclasas sin relleno.	0.50	Aumenta Jw si instalan drenes.
Gran infiltración a presión alta, lavado importante de los rellenos.	0.33	Los problemas especiales por la presencia de hielo no se consideran.
Infiltración o presión excepcionalmente alta con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2 - 0.1	
Infiltración o presión excepcionalmente alta en todo momento.	0.1 – 0.05	

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

Tabla 12. Tensiones en las excavaciones.

<b>Factor de reducción de tensiones</b>	<b>SRF</b>	<b>Notas</b>
<i>a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación y que pueden ser la causa de que el macizo se estabilice cuando se construye el túnel</i>		
Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10	Reduzca estos valores SRF de 25 a 50% si las zonas de fractura solo influyen pero no cruzan la excavación.
Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación < 50 m).	5	
Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación > 50 m).	2.5	
Múltiples zonas de fractura en roca competente sin arcilla, roca circundante suelta, cualquier profundidad.	7.5	
Zonas de fracturas aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad de excavación < 50 m.	5	
Zonas de fracturas aisladas en roca competente sin arcilla, profundidad de excavación > 50 m.	2.5	
Diaclasas abiertas sueltas, diaclasado intenso a cualquier profundidad.	5	

<b>Factor de reducción de tensiones</b>		<b>SRF</b>	<b>Notas</b>
<b>b) Rocas competentes, problemas de tensiones.</b>		$\sigma_c/\sigma_1$	$\sigma_t/\sigma_1$
Tensiones bajas, cerca de la superficie.	2.5	> 200	> 13
Tensiones de nivel medio.	1	200 - 10	13 - 0.66
Elevado nivel de tensiones, estructura muy cerrada generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las paredes	0.5 – 2	10 - 5	0.66 - 0.33
Planchoneo moderado después de una hora en roca masiva.	5 – 50	5 - 3	0.5 - 0.65
Planchoneo y explosión de roca en pocos minutos en roca masiva.	50 – 200	3 - 2	0.65 - 1
Intensa explosión de roca e inmediata eformación dinámica en roca masiva.	200 – 400	< 2	> 1
<b>c) Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente, bajo la influencia de presiones altas de la roca.</b>		Para un campo virgen de tensiones fuertemente anisotrópicas (si se mide: cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$ , redúzcase $\sigma_c$ a $0.8\sigma_c$ y $\sigma_t$ a $0.6\sigma_t$ , donde $\sigma_c$ =resistencia a la compresión uniaxial, $\sigma_t$ =tensión de tracción (carga puntual) y $\sigma_1, \sigma_3$ son las tensiones principales mayores y menores.	
Presiones compresivas moderadas.	5 – 10		
Presiones compresivas altas.	10 – 20		
<b>d) Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua.</b>			
Presiones expansivas moderadas.	5 – 10		
Presiones expansivas altas.	10 – 20		

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

Se ve ahora que el Índice Q para túneles puede considerarse como una función de solo tres parámetros que son medidas aproximadas de: el tamaño de los bloques (RQD/Jn), la resistencia a la tensión cizallante entre bloques (Jr/Jw), las tensiones activas (Jw/SRF).

- Cuando no se disponen de sondeos, el RQD se estima a partir de los afloramientos, mediante el cómputo volumétrico de diaclasas Jv.
- El parámetro Jn (número de familias de diaclasas) puede estar afectado por foliación, esquistosidad, clivaje y laminaciones. Solo si estas diaclasas paralelas están suficientemente desarrolladas, se contabilizan como una familia, si no, se contabilizan como diaclasas ocasionales.
- Se tomarán los valores de los parámetros Jr (rugosidad) y Ja (meteorización) de la familia de diaclasas o de la discontinuidad rellena de arcilla más débil de la zona,

pero hay que elegir en primer lugar las diaclasas de orientación desfavorable, aunque no proporcionen el valor mínimo del cociente  $J_r/J_a$ .

- Cuando un macizo contiene arcilla, se aplicará el valor SRF para roca que se puede soltar. En este caso, la resistencia de la roca inalterada es de poco interés. Sin embargo, cuando las discontinuidades son pocas y no hay arcilla, la resistencia de la roca inalterada puede ser el eslabón más débil y la estabilidad dependerá de la relación tensión-roca/resistencia-roca. Un campo de tensiones fuertemente anisotrópico es desfavorable para la estabilidad y esto se toma en cuenta en forma aproximada a la hora de evaluar el macizo rocoso.
- Las resistencias a la compresión y a la tensión de la roca inalterada deberán evaluarse en un ambiente saturado si así corresponde a las condiciones *in situ* presentes o futuras.

**Sostenimiento de Hormigón:** Se calcula el espesor del anillo de hormigón a partir de la expresión:

$$t = \frac{P * R}{\sigma_{c.c}}$$

t : espesor de hormigón de revestimiento en cm.

P : presión aplicada en  $\text{kg}/\text{cm}^2$ .

R : radio interior del revestimiento en cm.

$\sigma_{c.c}$  : resistencia a la compresión uniaxial del hormigón en  $\text{kg}/\text{cm}^2$ .

En las paredes o hastiales del túnel: Para el caso de las paredes de una excavación, hay que tomar en cuenta que éstas son más estables que el techo y por lo tanto se recomienda aumentar su calidad, así:

Para  $Q > 10$  se emplea el valor  $5Q$

Para  $0,1 < Q < 10$  se emplea el valor  $2,5Q$

Para  $Q < 0,1$  se emplea el valor de  $Q$

**Sostenimiento con Pernos:** Se calcula el espaciado de los pernos a partir de la presión  $P$  y la carga de trabajo de cada perno. La longitud de los pernos se obtiene de la expresión:

Para el techo  $L = \frac{2+0,15B}{ESR}$

Para las paredes  $L = \frac{2+0,15H}{ESR}$

L : longitud del perno en metros.

B : ancho de la excavación en metros.

H : altura de la excavación metros.

- **ESR (Relación de soporte de excavación):**

Es un factor de seguridad que se utiliza para estimar el sostenimiento o refuerzo requerido en la excavación subterránea. Se asigna puntuación según el uso que tendrá la excavación realizada, considerando aspectos tales como: el tiempo que se empleará la excavación, aspectos de seguridad y uso. Este valor se utiliza en el cálculo del diámetro equivalente y para el caso de excavaciones mineras permanentes toma valor de 1.60.

Tabla 13. Valores ESR.

Tipo de excavación	ESR
Excavaciones mineras temporales.	3.0 - 5.0
Piques verticales: sección circular, sección cuadrada y rectangular	2.5 – 2.0
Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.3
Casa de máquinas, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, refugios de defensa, portales y cruces de túnel.	1.0
Estaciones nucleares eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.8
	0.5

Fuente: Barton N (2002).

- **De (Diámetro equivalente):**

Según Gavilanes y Andrade (2004), para poder relacionar el Índice Q para túneles, con el comportamiento de la excavación subterránea y sus necesidades de sostenimiento, Barton, Lien y Lunde introdujeron una magnitud cuantitativa adicional que llamaron “Dimensión Equivalente (De)” de la excavación. Esta dimensión se obtiene de la siguiente relación:

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

Grimstad y Barton (1993), propusieron una guía de sostenimiento en base al índice Q de calidad que se indica en la Figura 3 y en la Tabla 14.

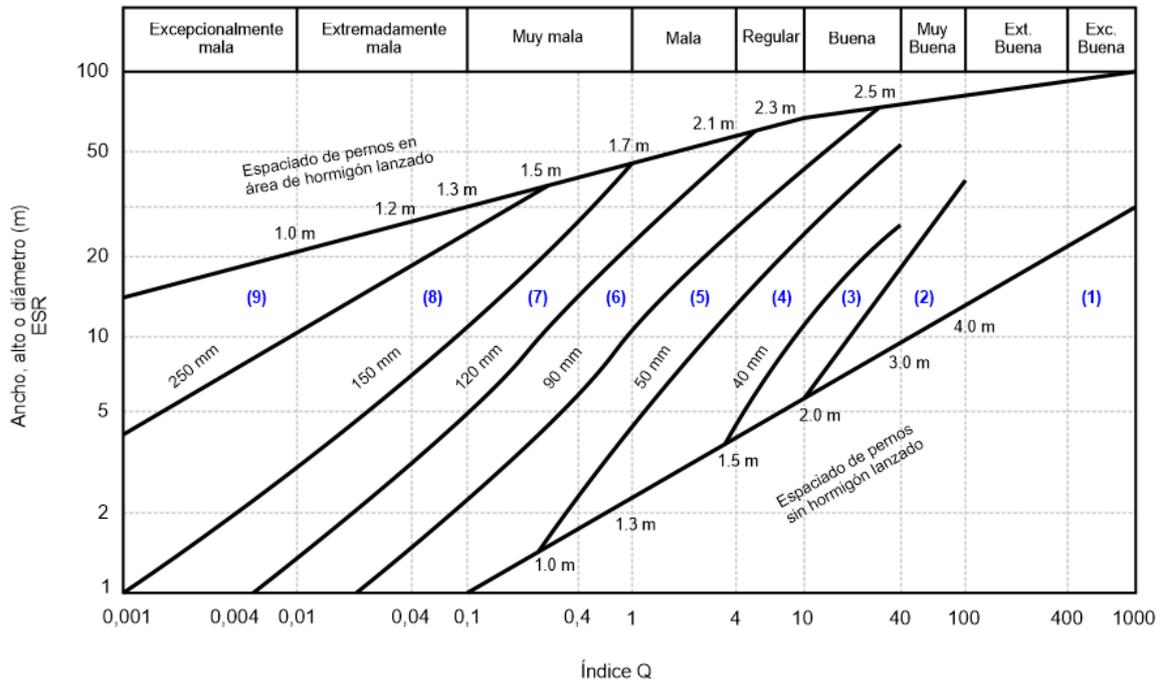


Figura 3. Estimación de las categorías de sostenimiento, basado en el Índice Q.

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

Tabla 14. Tipos de sostenimiento para el Índice Q.

Nº	Sostenimiento
1	Sin sostenimiento o empernado puntual
2	Pernos localizados
3	Anclaje sistemático
4	Anclaje sistemático con 40 a 100 mm de hormigón lanzado no reforzado
5	Hormigón lanzado con fibra reforzada, 50 a 90 mm y anclaje
6	Hormigón lanzado con fibra reforzada, 90 a 120 mm y anclaje
7	Hormigón lanzado con fibra reforzada, 120 a 150 mm y anclaje
8	Hormigón lanzado con fibra reforzada, > 150 mm, con arcos reforzados de hormigón lanzado y anclaje
9	Hormigón armado

Fuente: Gavilanes y Andrade (2004).

### 2.2.6. Sostenimiento Subterráneo

La estabilidad de las obras subterráneas dependerá de la calidad de la roca, sección de la labor entre otros, en la mayoría de los casos se requiere reforzar con el fin de que quede garantizada la estabilidad a corto y largo plazo, así como la adecuada funcionalidad durante

su vida útil. Para definir el diseño más adecuado de sostenimiento, se pueden emplear algunos de los sistemas de clasificación geotécnica para macizos rocosos, tales como, el RMR<sub>89</sub> de Beniaowski, RMR de Laubscher , el Q de Barton , MRMR (Modified RMR) el cual agrega esfuerzos in situ e inducidos y efectos de voladura y alteración por exposición; otros basados fundamentalmente en las propiedades mecánicas y/o estructurales de las masas rocosas como el GSI , tanto el RMR<sub>89</sub> como el GSI son ampliamente utilizados para el diseño y cálculo de estabilidad de las excavaciones a cielo abierto como subterráneas (Muñoz, 2019).

Los objetivos del sostenimiento son:

- Evitar los derrumbes.
- Proteger a los trabajadores y maquinaria.
- Evitar la deformación del macizo rocoso.
- Resguardar el acceso a las distintas labores.
- Impermeabilizar la labor.
- Mantener la estabilidad.

El sostenimiento responde a exigencias progresivas de resistencia, como son:

- Evitar los pequeños desprendimientos, o bien el deterioro de las rocas meteorizadas.
- Limitar las deformaciones incompatibles con los modelos de diseño, o bien resistir empujes ordinarios del terreno.
- Resistir los empujes extraordinarios, sean del medio “terreno freático”, en casos de presencia de niveles permanentes, sean los empujes de fallas activas o de terrenos muy plásticos o expansivos.

El sostenimiento subterráneo se clasifica en dos grandes grupos:

- Sostenimiento rígido o pasivo
- Sostenimiento flexible o activo

### **2.2.7. Sostenimiento Activo**

Este sistema sostiene a la excavación sin permitir ningún movimiento de la roca y también es lo suficientemente resistente para sostener a los bloques que puedan caerse. Este tipo de fortificación se utiliza actualmente en la entrada o bocamina, donde por razones de mala calidad de la roca o explotaciones hundidas antiguas, se ha perdido totalmente las propiedades resistentes de la roca. Este tipo de sostenimiento actúa como refuerzo y se puede clasificar en (Muñoz, 2019):

- Pernos de anclaje mecánico.
- Pernos de varilla cementados.
- Split sets.
- Swellex.

#### **2.2.7.1. Pernos de Anclaje Mecánico**

Según Suasnabar (2018) un perno de anclaje mecánico, consiste en una varilla de acero usualmente de 16 mm de diámetro, dotado en su extremo de un anclaje mecánico de expansión que va al fondo del taladro. Su extremo opuesto puede ser de cabeza forjada o con rosca, en donde va una placa de base que es plana o cóncava y una tuerca, para presionar la roca. Siempre y cuando la varilla no tenga cabeza forjada, se pueden usar varios tipos de placas de acuerdo a las necesidades de instalación requeridas.

Este tipo de pernos es relativamente barato. Su acción de reforzamiento de la roca es inmediata después de su instalación. Mediante rotación, se aplica un torque de 135 a 340 MN (100 a 250 lb/pie) a la cabeza del perno, el cual acumula tensión en el perno, creando la interacción en la roca.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Su uso es limitado a rocas moderadamente duras, masivas, con bloques o estratificada, sin presencia de agua. En rocas muy duras, fracturadas y débiles no son recomendables, debido a que el anclaje podría deslizarse bajo la acción de las cargas. En rocas sometidas a altos esfuerzos tampoco es recomendable.
- Se un diámetro de 35 a 38 mm para los pernos comúnmente utilizados.
- Pierden su capacidad de anclaje como resultado de las vibraciones de la voladura o el astillamiento de la roca detrás de la placa, debido a altas fuerzas de contacto.

- Su uso es para reforzamiento temporal. En el caso de reforzamiento permanente, serán protegidos contra la corrosión; además, anclados con pasta de cemento entre la varilla y la pared del taladro.
- Proporcionan una tensión limitada que raramente sobrepasan las 12 TM.

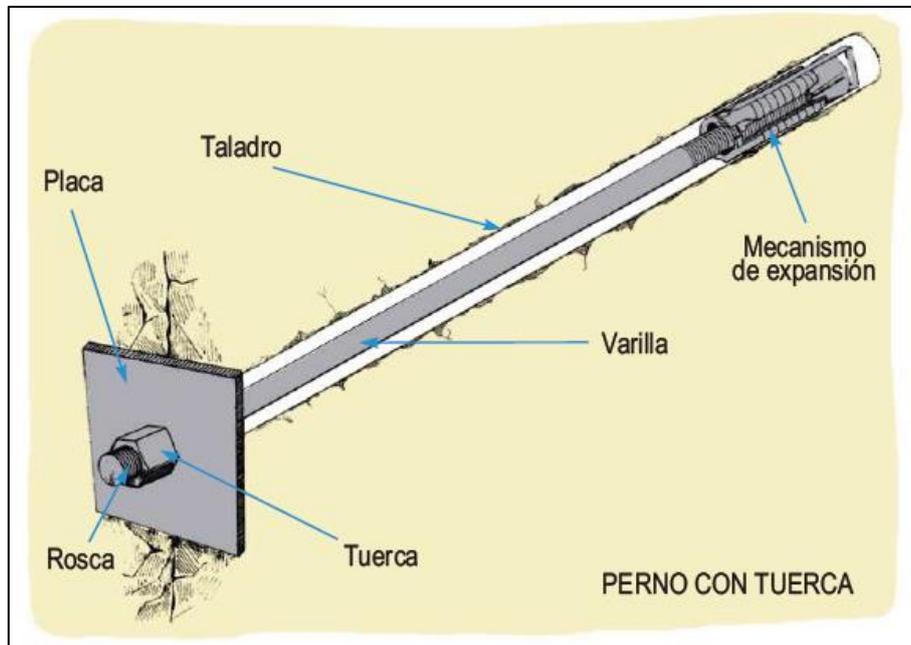


Figura 4. Diseño del perno con tuerca.

Fuente: Suasnabar (2018).



Figura 5. Perno de cabeza forjado.

Fuente: Suasnabar (2018).



Figura 6. Conchas de expansión.

Fuente: Suasnabar (2018).

#### **2.2.7.2. Pernos de Varilla Cementados o con Resina**

Suasnabar (2018) menciona que consiste en una varilla de hierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación, siendo los dos últimos mecanismos los de mayor importancia, puesto que la eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el hierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento.

Dentro de este tipo de pernos, los de mayor utilización en el país son: la varilla de hierro corrugado, generalmente de 20 mm de diámetro y la barra helicoidal de 22 mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12'). La primera es ya un tipo de perno convencional en nuestro medio, la segunda es de reciente introducción en la industria minera. La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud, esta característica le da múltiples ventajas comparada a la anterior. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa. La capacidad de anclaje de las varillas de hierro corrugado es del orden de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.

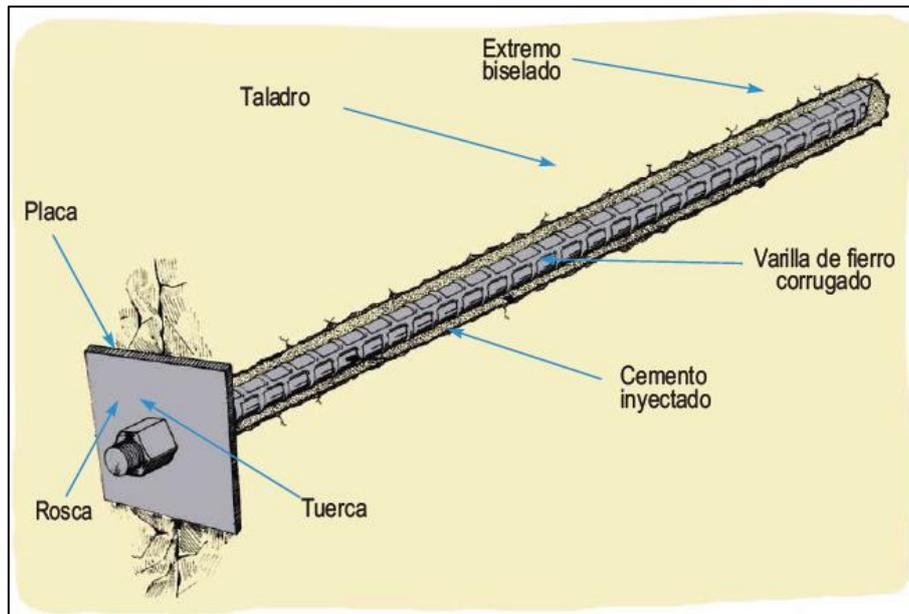


Figura 7. Perno de varilla corrugada.

Fuente: Suasnabar (2018).

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Los pernos de varilla cementados o con resina son generalmente usados como refuerzo permanente, pero también pueden ser utilizados como refuerzo temporal en varias condiciones de roca, desde rocas de buena a mala calidad, constituye el mejor sistema para rocas de muy mala calidad y también para rocas en ambientes de altos esfuerzos.
- Al utilizar cemento en cartuchos, el requerimiento es de varios días de curado para que el perno trabaje a carga completa. El costo es bajo al usar varillas con cemento inyectado, su uso solo es en taladros secos. Los diámetros de taladros son de 32 a 36 mm.
- Al usar resina, sea ésta de fraguado rápido (menos de 30 segundos) o fraguado lento (2 a 4 minutos), el perno trabaja a carga completa aproximadamente en 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua. La resina encartuchada y el catalizador vienen separados, en la acción de rotación con la perforadora éstos se mezclan generando el fraguado. Es resistente a la corrosión y a las vibraciones del terreno brindando refuerzo inmediato después de su instalación, económicamente su costo es mayor que los pernos cementados. Para varillas de 20 mm el diámetro de taladro máximo debe ser 32 mm.

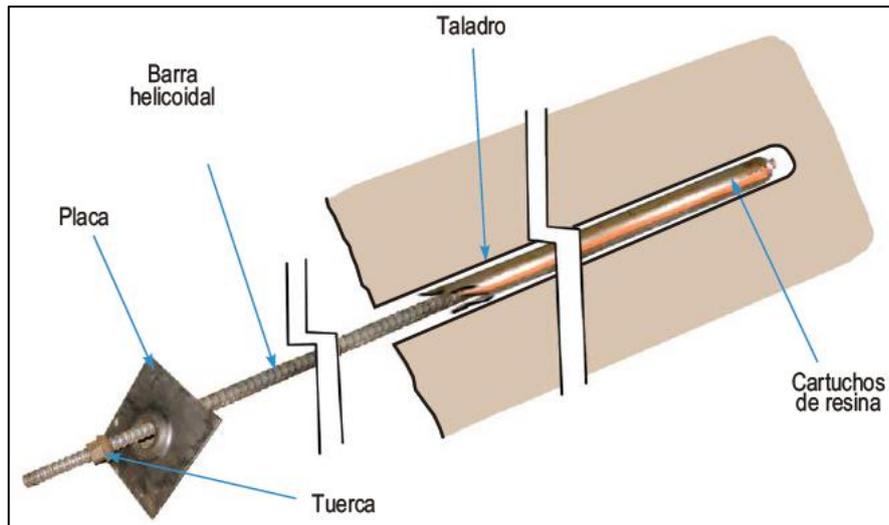


Figura 8. Instalación de una barra helicoidal.

Fuente: Suasnabar (2018).



Figura 9. Tipos de cartuchos de resina.

Fuente: Suasnabar (2018).

La capacidad de resistencia de los pernos se determina mediante la siguiente fórmula:

$$P = R_c * S$$

Donde,

P: Capacidad de apoyo del perno (kg)

R<sub>c</sub>: Resistencia a la tracción mínima del perno (kg/cm<sup>2</sup>)

S: Área del perno (cm<sup>2</sup>)

### 2.2.7.3. Split Sets

El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga (Suasnabar, 2018).

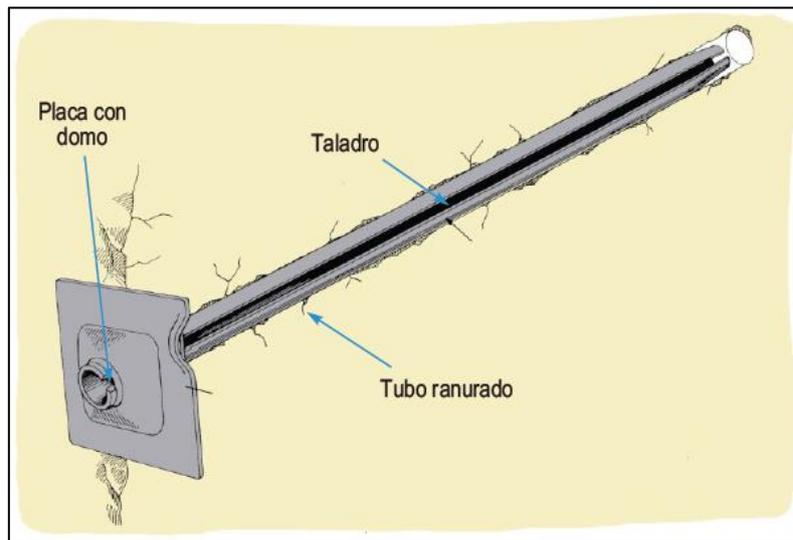


Figura 10. Perno de fricción Split set.

Fuente: Suasnabar (2018).

El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes de 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización (Suasnabar, 2018):

- Su utilización es para reforzamiento temporal en rocas de calidad regular a mala. En macizos rocosos intensamente fracturados no es recomendable su uso.
- La aplicación se hace con una máquina jackleg o un jumbo. Proporciona acción de refuerzo inmediato; así como también, permite una fácil instalación de la malla electrosoldada.

- El diámetro recomendado para los split sets es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente. En mayores longitudes de split sets, puede ser dificultosa la correcta instalación. Los split sets son relativamente costosos.

#### 2.2.7.4. Swellex

También es un perno de anclaje por fricción, pero en este caso la resistencia friccional al deslizamiento se combina con el ajuste, es decir, el mecanismo de anclaje es por fricción y por ajuste mecánico, el cual funciona como un anclaje repartido.

El perno swellex está formado por un tubo de diámetro original de 41 mm y puede tener de 0.6 a 12 m de longitud o más, el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28 mm de diámetro. Éste es insertado en un taladro de 32 a 39 mm de diámetro. No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje (Suasnabar, 2018).

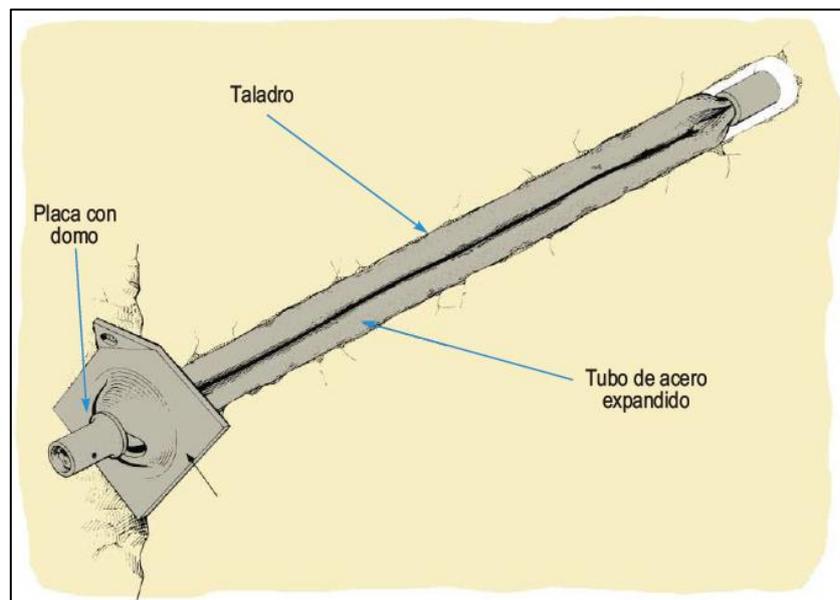


Figura 11. Perno de fricción Swellex.

Fuente: Suasnabar (2018).

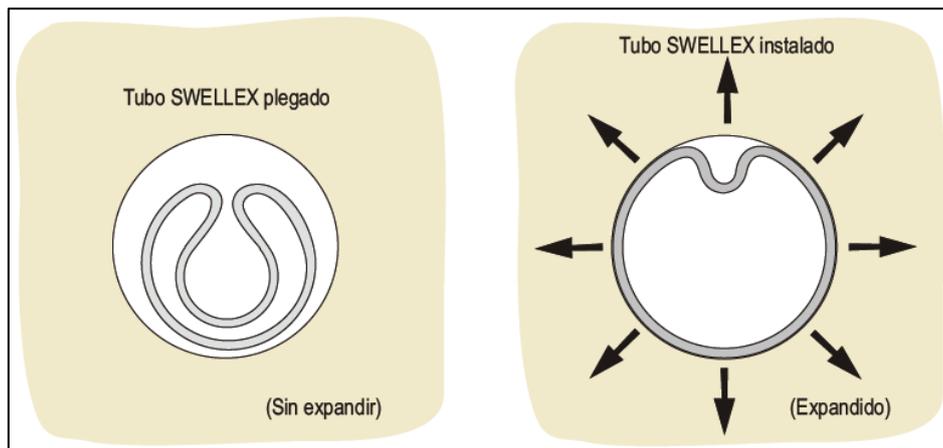


Figura 12. Mecanismo de anclaje del Swellex.

Fuente: Suasnabar (2018).

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Es un sistema alternativo a los split sets, su rendimiento es mejor en terreno de menor calidad, usado como refuerzo temporal. Su respuesta es buena a los efectos cortantes de la roca. En roca dura, 0.5 m de longitud del perno, proporciona una resistencia a la tracción igual a su carga de rotura. Dada su gran flexibilidad, éstos pueden instalarse en longitudes de hasta 3 veces la altura de la labor.
- Su instalación es sencilla y está provisto de arandelas para colocar la malla electrosoldada.
- El principal problema es la corrosión, aunque las nuevas versiones vienen cubiertas con una capa elástica protectora o son de acero inoxidable. Son más costosos que los split sets.

#### 2.2.8. Sostenimiento Pasivo

Este sistema sostiene a las paredes y techo de la labor, se permiten deformaciones de la roca con lo cual se logra aliviar los esfuerzos y al momento de deformarse mejoran sus propiedades resistentes. Este tipo de sostenimiento actúa como soporte y se puede clasificar en (Muñoz, 2019):

- Malla metálica.
- Cintas de acero.
- Shotcrete.
- Cimbras metálicas.

- Cuadros de madera.

### 2.2.8.1. Malla Metálica

Suasnabar (2018) hace referencia que la malla metálica principalmente es utilizada para los siguientes tres fines: primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca; segundo, para retener los trozos de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos, actuando en este caso como un elemento de seguridad; y tercero, como refuerzo del shotcrete. Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electrosoldada.

La malla eslabonada o denominada también malla tejida, consiste de un tejido de alambres, generalmente de #12/10, con cocadas de 2"x2" o 4"x4", construida en material de acero negro que puede ser galvanizada para protegerla de la corrosión. Por la forma del tejido es bastante flexible y resistente. Esta malla no se presta para servir de refuerzo al concreto lanzado, por la dificultad que hay en hacer pasar el concreto por las mallas, no recomendándose para este uso.



Figura 13. Malla eslabonada o tejida.

Fuente: Suasnabar (2018).

La malla electrosoldada consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4"x4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada. Esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado (shotcrete). La malla viene en rollos o en planchas. Los rollos

tienen 25 m de longitud x 2.0 m de ancho y las planchas usualmente tienen 3.0 m de longitud x 2.0 m de ancho.



Figura 14. Malla electrosoldada.

Fuente: Suasnabar (2018).

#### **2.2.8.2. Shotcrete**

Suasnabar (2018) menciona que el concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie. La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda.

En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente prehumedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla. En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran

longitud. El cemento que se utiliza normalmente es el Pórtland Estándar Tipo I. Los agregados combinados deben presentar una de las graduaciones mostradas en la Tabla 15.

Tabla 15. Límites de graduación para agregados combinados.

MALLA	Porcentaje de peso pasante		
	Graduación N° 1	Graduación N° 2	Graduación N° 3
	Fino	Medio	Grueso
3/4" (19 mm)	-	-	100
1/2" (12 mm)	-	100	80 - 95
3/8" (10 mm)	100	90 - 100	70 - 90
N° 4 (4.75 mm)	95 - 100	70 - 85	50 - 70
N° 8 (2.4 mm)	80 - 100	50 - 70	35 - 55
N° 16 (1.2 mm)	50 - 85	35 - 55	20 - 40
N° 30 (600 um)	25 - 60	20 - 35	10 - 30
N° 50 (300 um)	10 - 30	8 - 20	5 - 17
N° 100 (150 um)	2 - 10	2 - 10	2 - 10

Fuente: Suasnabar (2018).

Cómo regla práctica, los agregados más grandes no deberían ser más de 16 mm. La experiencia ha mostrado que con agregados de más de 16 mm se incrementa drásticamente el rebote, aproximadamente el 60-70 % de los agregados sobre 8 mm están contenidos en el rebote. Por otro lado, debe haber suficiente cantidad de finos, menores de 0.2 mm, para formar una capa inicial sobre la superficie de la roca.

El agua de la mezcla debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o al acero. Se recomienda agua potable, en caso contrario el agua debe ser ensayada, de tal manera de asegurar que la resistencia de los cubos de mortero sea como mínimo el 90% de la resistencia de cubos de mortero hechos con agua destilada.

Se usan aditivos para mejorar las propiedades del shotcrete, éstos pueden ser: los acelerantes de fragua, que no deberán ser usados en más del 2% en peso del cemento; los reductores de agua; y los retardantes. Recientemente se ha introducido la microsílca como un añadido cementante, ésta es una puzolana extremadamente fina que utilizada en cantidades del 8 al 13 % por peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del shotcrete, además reduce el rebote, mejora la adhesión a la superficie de la roca y permite colocar capas de hasta 200 mm de espesor en un paso simple, por su calidad “pegajosa”, sin embargo, en la mezcla húmeda, esta calidad de pegajosa disminuye la facilidad de trabajo, requiriéndose de superplastificantes para restaurar dicha facilidad de trabajo.

Como elementos de refuerzo, se tienen principalmente las fibras de acero, la malla electrosoldada firmemente adosada a la superficie de la roca (la malla eslabonada no es ideal para la aplicación del shotcrete, debido a la dificultad del shotcrete para penetrar la malla) y las varillas de fierro o acero corrugadas libres de aceites, grasas, polvo u otros materiales que puedan afectar la adhesión del shotcrete. La práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son:

Cemento : 20%

Para mezcla seca : 320 - 460 kg/m<sup>3</sup> (menos para shotcrete grueso y más para el fino)

Agregados y gruesos : 15% al 20%

Agregados finos : 60% al 65%

Relación agua cemento (mezcla seca) : 0.30 - 0.50

Relación agua cemento (mezcla húmeda) : 0.40 - 0.55

Para el cálculo del shotcrete se realiza mediante las siguientes ecuaciones y se tiene como referencia una sección típica como se muestra en la Figura 15.

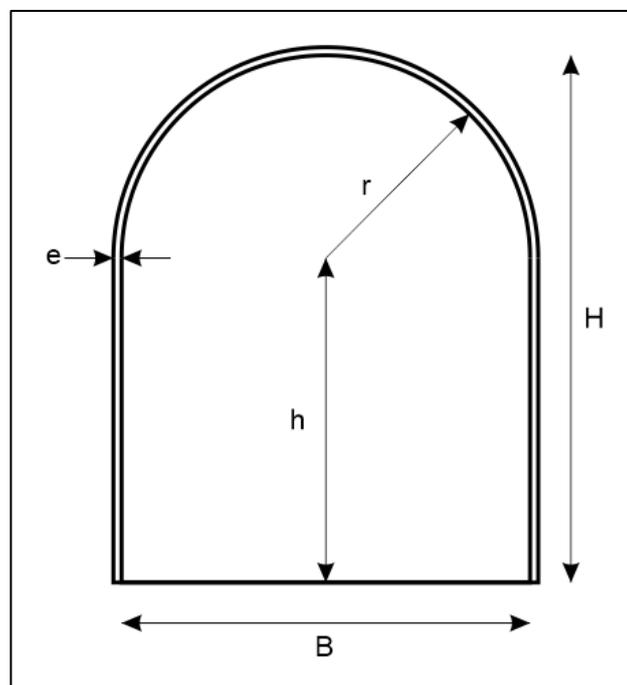


Figura 15. Sección típica de una labor subterránea.

Fuente: Suasnabar (2018).

El radio de la bóveda de la labor subterránea es la mitad del valor del ancho de la sección:

$$r = \frac{B}{2}$$

El perímetro de la sección viene definido por:

$$P = \pi * r + 2 * h$$

$$h = H - \frac{B}{2}$$

$$P = \frac{\pi * B}{2} + 2H - B$$

La sección de la labor subterránea es calculada mediante la siguiente fórmula:

$$S = B * H * \frac{11}{12}$$

Ahora el espesor del shotcrete está definido por la fórmula:

$$e = 0.434 \frac{\sigma * r}{\tau}$$

Donde:

e: Espesor del concreto lanzado (m)

$\sigma$ : Esfuerzo sobre el concreto lanzado (ton/m<sup>2</sup>)

r: Radio de la galería (m)

$\tau$ : Esfuerzo cortante permisible del material para el concreto lanzado (ton/m<sup>2</sup>)

### 2.2.8.3. Cuadros de Madera

Suasnabar (2018) hace referencia que el sostenimiento con madera fue el símbolo del minado subterráneo hasta antes que se hayan desarrollado las nuevas tecnologías de sostenimiento. Actualmente el sostenimiento con madera tiene menor importancia frente a los avances que ha habido en las técnicas de control de la estabilidad del terreno; sin embargo, tiene gran significancia histórica debido a que fue introducida hace varios siglos.

En algunas minas peruanas la madera aún sigue siendo utilizada como elemento de sostenimiento, principalmente en el minado convencional de vetas. Su rol es proteger la excavación contra la caída de rocas, debido a la separación de la roca de los contornos de la

misma o a lo largo de planos de debilidad, causados por la intemperización y fracturamiento del terreno debido a la voladura y otros factores.

En la actualidad, la madera se utiliza por su adaptabilidad a todo tipo de terreno, por su versatilidad para soportar todo tipo de esfuerzo y por sus características de deformabilidad, lo cual permite detectar en forma temprana los desplazamientos hacia el interior de la excavación. En emergencias su uso como sostenimiento es muy valioso. Sus inconvenientes son: costo relativamente alto, elevado uso de mano de obra por el tiempo comparativamente largo de su instalación, limitada duración (puede descomponerse) y riesgo de fuego.

Cuando se usa la madera como elemento de sostenimiento es importante tomar en cuenta que:

- La madera seca dura más que la fresca o húmeda.
- La madera sin corteza dura más que aquella que conserva la corteza.
- La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.

### **Puntales**

Es el tipo más común de sostenimiento, donde un simple poste de madera es fijado verticalmente en una abertura para sostener el techo o perpendicularmente al buzamiento de una veta para sostener la caja techo (en buzamientos echados) o ambas, la caja techo y la caja piso (en buzamientos empinados), previniendo así la falla de la roca y el cierre de la excavación. Para el sostenimiento de las falsas cajas en vetas angostas, los puntales son elementos valiosos.

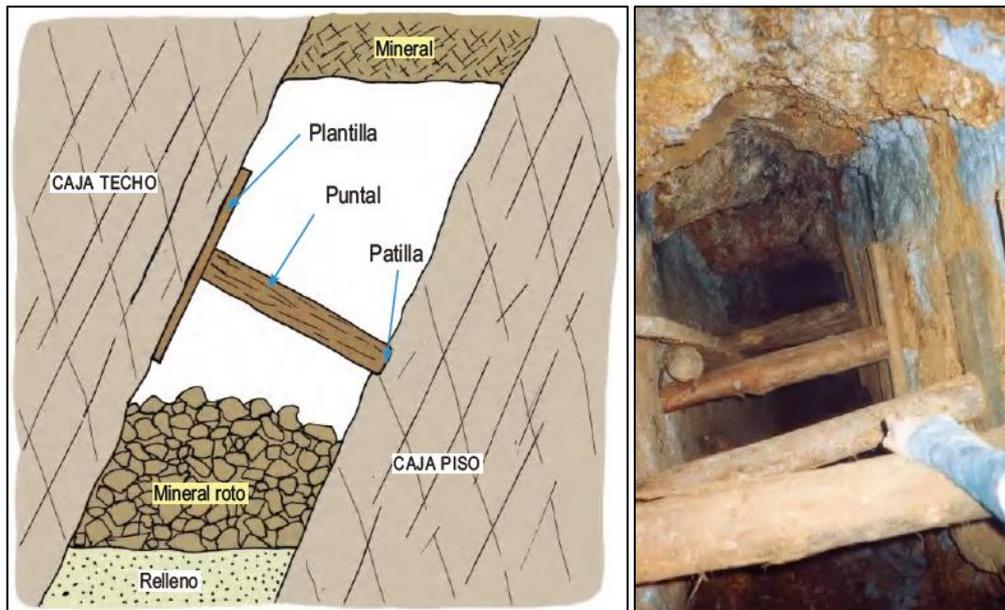


Figura 16. Puntales de seguridad para falsas cajas.

Fuente: Villanueva (2018).

Los puntales son miembros compresivos con rangos de resistencia de 7 a 10 MPa, contruidos de madera redonda de 5" a 10" de diámetro y longitudes que no deben superar los 3.5 m, para evitar su pandeo y pérdida de resistencia.

La sección circular de un puntal ofrece una mayor capacidad portante que las secciones cuadradas. Cuanto menor sea la longitud de un puntal, éstos ofrecen mayor capacidad portante. Los puntales deben ser empleados con el uso de plantillas y cuñas. La plantilla es usada para distribuir la carga en los extremos del puntal y para ayudar a mantener el extremo del puntal sin romperse cuando el peso es aplicado sobre éste. La cuña es usada para ajustar el poste contra el techo. El espaciamiento de los puntales dependerá de las características de la roca y del tamaño del puntal. En algunos casos se suele combinar el puntal con el uso de la malla metálica, para retener los bloques sueltos ubicados entre los puntales.

### Cuadros

Estos son utilizados para sostener galerías, cruceros y otros trabajos de desarrollo, en condiciones de roca fracturada a intensamente fracturada y/o débil, de calidad mala a muy mala y en condiciones de altos esfuerzos. Si las labores son conducidas en mineral, el enmaderado debe ser más sustancial para mantener la presión y el movimiento de roca en los contornos de la excavación. Los principales tipos de cuadros que se utilizan son: los cuadros rectos, los cuadros trapezoidales o cuadros cónicos y los cuadros cojos.

### *Cuadros rectos*

Son usados cuando la mayor presión procede del techo. Están compuestos por tres piezas, un sombrero y dos postes, asegurados con bloques y cuñas, en donde los postes forman un ángulo de  $90^\circ$  con el sombrero. En ciertos casos los postes van sobre una solera. Estos cuadros están unidos por los tirantes, los cuales determinan el espaciamiento de los mismos, que varía de 2 a 6 pies según la calidad del terreno. Para completar el sostenimiento se adiciona el encribado en el techo, generalmente con madera redonda y el enrejado en los hastiales con madera redonda, semiredonda o entablado.

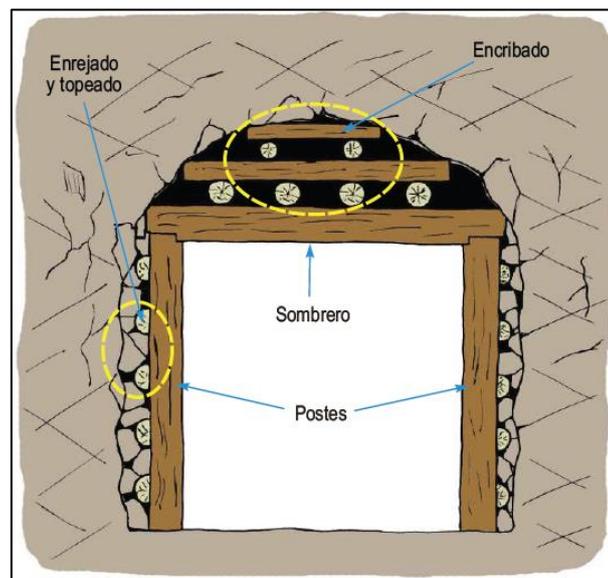


Figura 17. Esquema de un cuadro recto.

Fuente: Suasnabar (2018).

### *Cuadros cónicos*

Son usados cuando la mayor presión procede de los hastiales. La diferencia con los cuadros rectos, solo radica en el hecho de que en los cuadros cónicos se reduce la longitud del sombrero, inclinando los postes, de tal manera de formar ángulos de  $78^\circ$  a  $82^\circ$  respecto al piso, quedando el cuadro de forma trapezoidal.

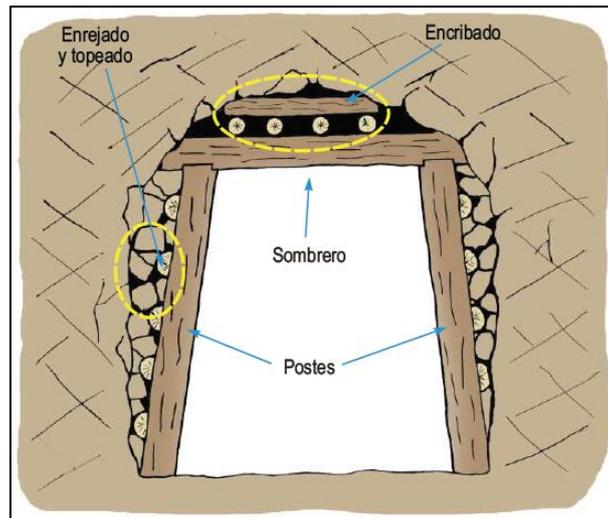


Figura 18. Esquema de un cuadro cónico.

Fuente: Suasnabar (2018).

*Cuadros cojos*

Estos están compuestos por solo un poste y un sombrero. Se utilizan en vetas angostas menores de 3 m de potencia. Su uso permite ganar espacio de trabajo. Pueden ser verticales o inclinados según el buzamiento de la estructura mineralizada. Estos cuadros deben adecuarse a la forma de la excavación para que cada elemento trabaje de acuerdo a las presiones ejercidas por el terreno.

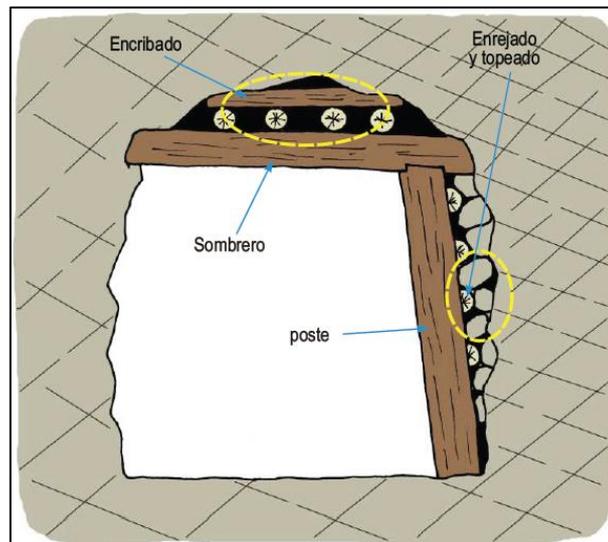


Figura 19. Esquema de un cuadro cojo.

Fuente: Suasnabar (2018).

### 2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

**Aditivos:** La función es controlar las propiedades del shotcrete entre las más importantes figuran los acelerantes del fraguado, estos aditivos reducen el tiempo del fraguado. El shotcrete exhibe un fraguado más rápido y una resistencia inicial mayor, lo cual permite aplicar capas subsecuentes del shotcrete con mayor rapidez y espesores mayores (Suasnabar, 2018).

**Alteración:** Proceso de modificación de los minerales y rocas por acción de los agentes de erosión: agua, viento, hielo, sol, entre otros, sinónimo: intemperismo, meteorización (Loarte, 2018).

**Buzamiento:** Angulo formado por la diaclasa y un plano horizontal imaginario. Las diaclasas no tienen por qué ser en general planas, ni responder a ninguna geométrica regular, así que los parámetros indicados pueden variar de un punto a otro (García, 2019).

**Desplazamiento:** Es la distancia recorrida por un bloque rocoso a través de un plano de movimiento (Loarte, 2018).

**Encostillado de madera:** Entablado de la parte lateral de una cimbra con la finalidad de controlar el desplome de la roca de las paredes de una labor (Villanueva, 2018).

**Estratificación:** Disposición paralela o subparalela que toman las capas de las rocas sedimentarias, durante su sedimentación (Loarte, 2018).

**Falla:** Una falla es un plano donde una masa de roca se va a deslizar en relación a la otra masa de roca. Para que se produzca un movimiento sísmico, normalmente implica miles de kilómetros cúbicos de material de roca que se desliza con relación a la otra. Eso sucede en el interior de la corteza terrestre (García, 2019).

**Macizo:** Termino usado en geotecnia para referirse a áreas rocosas cuyo núcleo está constituido de rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias (Loarte, 2018).

**Mecánica de las rocas:** Estudio de las propiedades mecánicas de las rocas, que incluye condiciones de tensión alrededor de las galerías y la capacidad de las rocas, y de las estructuras subterráneas de soportar estas tensiones (García, 2019).

**Minería:** Actividad desarrollada por el hombre para la extracción de productos minerales que se encuentran en la corteza terrestre y que tienen algún valor económico.

**Mineral:** Es todo compuesto químico inorgánico, que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en lo interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, piedras (Herrera, 2020).

**Roca:** Cualquier combinación natural de minerales, las rocas forman parte de la corteza terrestre (Herrera, 2020).

## CAPÍTULO III MATERIALES Y MÉTODOS

### 3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

#### 3.1.1. Geográfica

La investigación se encuentra ubicada en la Zona 17 Sur perteneciente al cuadrángulo de Cajabamba 16-g. La bocamina de ingreso al Nivel 0 de la Mina San Francisco tiene las siguientes coordenadas en el sistema UTM, Datum WGS-84.

Este : 804082.65

Norte : 9158247.39

Altitud: 3033 m.s.n.m.



Figura 20. Bocamina de ingreso al Nivel 0 en la mina San Francisco.

### 3.1.2. Política

Políticamente la Mina San Francisco se encuentra ubicado en el Centro Poblado Algamarca, distrito de Cachachi, Provincia de Cajabamba y departamento de Cajamarca

### 3.1.3. Accesibilidad

Para acceder al área de estudio se tomará como punto de partida la ciudad de Cajamarca; las rutas, distancias aproximadas en kilómetros, el tiempo y el tipo de vía, se detallan en la tabla siguiente. El color azul de la línea en la Figura 19 muestra el acceso principal desde el distrito de Cajamarca hasta Algamarca.

Tabla 16. Vías de acceso al centro poblado Algamarca.

Tramo	Distancia (Km)	Tiempo	Tipo de vía
Cajamarca - Chuquibamba	125	3 h	Asfaltada
Chuquibamba - Algamarca	19.6	1 h y 30 min	Trocha carrozable

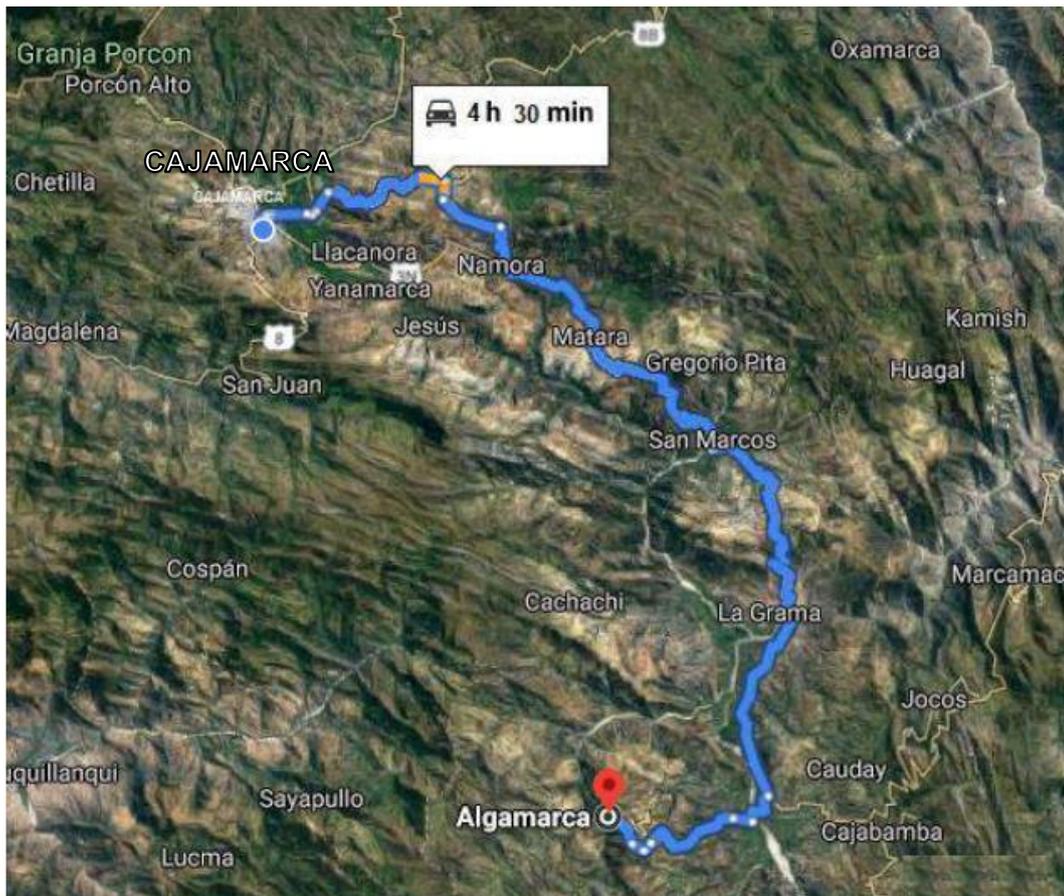


Figura 21. Imagen satelital de accesibilidad a la zona de investigación.

Fuente: Google Earth (2024).

### **3.1.4. Clima**

El clima en la zona se encuentra caracterizado por la alternancia de la estación seca (de abril a noviembre) y otra estación lluviosa (de diciembre a marzo). La cantidad de las precipitaciones varía según la posición geográfica y altimétrica y van de 4 mm el más bajo, en julio y 94 mm en marzo.

En la zona de estudio muestra temporadas calientes en los meses de octubre a enero y temporada fresca de junio a julio, donde la temperatura máxima anual promedio es de 23.1° C y con una temperatura mínima promedio de 10.8 °C. Para el estudio de las condiciones meteorológicas en la zona del proyecto, se empleó la información registrada de la estación meteorológica convencional Cajabamba siendo esta la más cercana al proyecto.

La zona de investigación superficialmente presenta árboles de eucalipto, arbustos en las partes altas y casi nada de vegetación en las planicies por estar en contacto con los residuos mineros abandonados (SENAMHI, 2024).

### **3.1.5. Sismicidad**

El territorio nacional está dividido en cuatro zonas sísmicas según la Norma Técnica E.030 Diseño Sismorresistente del Reglamento Nacional de Edificaciones, el área de estudio se encuentra dentro de la zona de sismicidad 3 perteneciente al distrito de Cachachi, provincia de Cajabamba.

## **3.2. GEOLOGÍA LOCAL**

### **3.2.1. Formación Chimú**

Esta formación se emplaza en todo el núcleo del Anticlinal de Algamarca, siendo la roca caja de la mineralización. Aflora yaciendo mayormente en forma concordante sobre la formación Chicama e infrayaciendo con igual carácter a la formación Santa. Estructuralmente, esta formación funcionó como roca competente, dando perfectos anticlinales y sinclinales. Litológicamente está constituida por potentes estratos de areniscas cuarzosas, de color blanquecino, duras, con granos de cuarzo de tamaño medio a grueso. Los estratos tienen una dirección de N 137° y un buzamiento de 61°.

### **3.2.2. Formación Santa**

Consiste en una intercalación de arcillitas calcáreas, calizas margosas, y areniscas gris oscuras, con un grosor que oscila entre los 100 y 150 m. Sobreyace a la formación Chimú e infrayace a la formación Carhuaz. Contiene nódulos calcáreos y como sus afloramientos topográficamente conforman depresiones, están cubiertos mayormente por suelo, razón por la que sólo son observables en los cortes de quebradas y carreteras. Los terrenos son blancos, deleznable y fangosos. Ocasionalmente tiene horizontes fosilíferos.

### **3.2.3. Formación Carhuaz**

Esta formación consiste en una intercalación de areniscas y arcillitas de coloración gris amarillenta, gris verdosa a gris violáceas. Las rocas están dispuestas en estratos delgados. Posee un espesor de 150m aproximadamente, sobreyace en forma transicional a la Formación Santa e infrayace en la misma relación a la Formación Farrat.

### **3.2.4. Formación Farrat**

Esta formación está conformada por gruesas secuencias de cuarcitas y areniscas blancas de grano medio a grueso, tiene un grosor promedio de 500 m aumentando en el sector suroeste, está constituida por un gran porcentaje de granos de cuarzo. Se encuentra sobreyaciendo en forma transicional a la Formación Carhuaz e infrayaciendo en la misma relación a la Formación Inca.

## **3.3. PROCEDIMIENTOS**

Los procedimientos de recopilación, tratamiento e interpretación de la información realizados a partir de las técnicas, herramientas y criterios se encuentran establecidas en tres etapas de trabajo: gabinete y campo, los cuales se detallan de la siguiente manera:

### **3.3.1. Primera etapa: Gabinete**

En esta etapa se realizó la recopilación bibliográfica que consistió en la búsqueda inicial, revisión y análisis de estudios previamente hechos en sostenimiento subterráneo, así como también trabajos realizados con el mismo propósito de investigación. Se estableció el cronograma de actividades para las salidas a mina con el fin de realizar el registro de los datos y variables necesarias para esta investigación.

### **3.3.2. Segunda etapa: Campo**

Primero se realizó un reconocimiento general del área de investigación del Nivel 0 de la Mina San Francisco, se identificó la geología en cuanto a las formaciones geológicas presentes en la zona de estudio y su composición de las mismas, luego se realizó el cartografiado geológico, litológico, geoestructural y geomecánico del macizo rocoso, mediante el registro en tablas; así como el levantamiento topográfico de la labor minera.

### **3.3.3. Tercera etapa: Gabinete**

En esta etapa final de gabinete se procedió a realizar el procesamiento y análisis de la información tomada en campo; el software Excel sirvió para organizar la información en tablas; AutoCAD para la realización de los planos en planta y sección de las labores mineras; ArcGis para la georreferenciación de la labor minera y los mapas temáticos; RocData para obtener los parámetros de resistencia del macizo rocoso y Phase<sup>2</sup>, para el cálculo de esfuerzos y deformaciones alrededor de las excavaciones. Así mismo se realizó el análisis y discusión de los resultados para luego elaborar las conclusiones, recomendaciones y redacción final de la tesis.

## **3.4. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

### **3.4.1. Tipo, Nivel, Diseño y Método de la Investigación**

Tipo: La metodología según el objetivo de estudio es aplicada ya que el problema está establecido y reconocido.

Nivel: La investigación se basa en la observación de los hechos y comportamiento del macizo rocoso en el Nivel 0, por lo que el nivel de investigación es descriptivo, correlacional y explicativo.

Diseño: No se ha realizado ninguna manipulación de las variables establecidas por lo que el diseño de la investigación es no experimental, asimismo es transversal en el tiempo porque se realizó en un lapso determinado.

Método: El método de investigación es el científico con análisis hipotético-deductivo.

### **3.4.2. Población de Estudio**

Mina San Francisco Nivel 0 - Algamarca.

### **3.4.3. Muestra**

Se analizarán 05 estaciones geomecánicas definidas en el crucero principal del Nivel 0.

### **3.4.4. Unidad de Análisis**

Información del macizo rocoso y discontinuidades, nivel freático y estructuras geológicas.

## **3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS**

### **3.5.1. Técnicas**

Como primer paso, se realizó la recopilación de estudios existentes afines a la geomecánica; luego se emplearon técnicas directas, como la observación y descripción de las variables de estudio dentro de la Mina San Francisco mediante el cartografiado geomecánico. En el trabajo inicial de gabinete consistió en la búsqueda y recopilación de artículos científicos, tesis, libros y publicaciones que tengan relación directa con el tema a desarrollar o con la zona de investigación. En el trabajo de campo se realizó el reconocimiento de la zona de investigación, cartografiado geológico, litológico, geoestructural y geomecánico del macizo rocoso, mediante el registro en tablas. En el trabajo final de gabinete se procedió a realizar el procesamiento y análisis de la información mediante los programas computacionales RocData y Phase<sup>2</sup>.

### **3.5.2. Instrumentos y Equipos**

Para la elaboración de la presente investigación en base a la observación, descripción e interpretación a través de trabajos de campo y gabinete, se han empleado los siguientes materiales y equipos que se describen a continuación:

#### **3.5.2.1. Instrumentos**

Boletines informativos de la geología presente en la zona de estudio, así como mapas geológicos de la zona, obtenidos del Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET).

Imágenes satelitales del SAS Planet y Google Earth, para la ubicación y referenciación de la zona de estudio.

Registro geológico-geotécnico.

### **3.5.2.2. Equipos**

Brújula geotécnica, para medir la orientación de la labor y las geoestructuras.

GPS Garmin para georreferenciar la zona de estudio y el ingreso principal hacia el Nivel 0.

Libreta de campo y lapiceros para realizar anotaciones de las características del macizo rocoso.

Picota de geólogo, para la obtención de muestras y estimación de la resistencia en la matriz rocosa.

Lupa, para observación de textura y composición mineralógica de la roca.

Protactor para la medición de la abertura de las discontinuidades.

Cámara digital para el registro fotográfico.

Wincha para la toma de medidas de espaciamiento de las discontinuidades.

Cinta métrica de 50 m para el levantamiento topográfico.

Equipo de protección personal de manera obligatoria para el ingreso a las labores subterráneas.

Laptop para el procesamiento de los datos obtenidos en el Nivel 0, así como la redacción de la investigación, desarrollo y culminación de la tesis.

### **3.5.2.3. Softwares**

ArcGis 10.5 para la elaboración de mapas temáticos.

Sas Planet para obtención de imágenes satelitales.

AutoCAD 2022 para elaboración del diseño de mina y mapas

Office 2016 para la elaboración del documento de la tesis profesional

RocData para la determinación de parámetros de resistencia del macizo rocoso.

Phase<sup>2</sup> para el cálculo de esfuerzos y deformaciones en las excavaciones.

### 3.6. ESTUDIO GEOMECÁNICO NIVEL 0

El estudio geomecánico de la Mina San Francisco Nivel 0 comprendió la caracterización geomecánica del macizo rocoso, se utilizó el mapeo geomecánico por línea de detalle siendo un método lineal, obteniendo información cualitativa y cuantitativa (Registro geomecánico), de acuerdo a ello se realizó evaluaciones de las zonas críticas de inestabilidad para el sostenimiento respectivo, las clasificaciones aplicadas a las cinco estaciones geomecánicas fueron el RMR<sub>89</sub>, GSI e Índice Q. Las condiciones geomecánicas que presenta en la zona de estudio, están relacionadas con la inestabilidad y la deformación, para realizar el análisis del macizo rocoso del corte, se utilizó los softwares RocData y Phase<sup>2</sup>. Los resultados obtenidos mediante las clasificaciones geomecánicas y los softwares, se procedió a realizar para emplear el sostenimiento adecuado para cada estación geomecánica.

#### 3.6.1. Estación Geomecánica 1

Para el análisis de la Estación Geomecánica 1, se procesaron los datos obtenidos en el instrumento de recolección Registro Geológico-Geotécnico de Rodríguez (2016), La resistencia a la matriz rocosa requirió de dos a tres golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R5 y una puntuación de 12.

El índice de calidad de la roca RQD, se determina mediante la siguiente ecuación:

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

Donde,

$$\lambda = \frac{\text{N}^\circ \text{ de discontinuidades}}{\text{Longitud lineal}} = \frac{12}{1} = 12$$

$$RQD = 100 * e^{-0.1*12} * (0.1 * 12 + 1) = 66.3\%$$

Tabla 17. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 1.

<b>Índice de Calidad de la Roca</b>	<b>RQD (%)</b>
Muy mala	0 - 25
Mala	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

El RQD tiene un valor de 66.3%, indica que la calidad de la Roca es Regular.

• Cálculo del RMR<sub>89</sub>, GSI y Q de Barton de la estación Geomecánica 1.

Tabla 18. RMR<sub>89</sub> – Estación Geomecánica 1

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Compresión Simple (Mpa)		
		Compresión Simple	> 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 – 5	5 – 1	< 1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	<b>RQD</b>		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	<b>Separación entre diaclasas</b>		> 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	<b>Longitud de la discontinuidad</b>	< 1 m	1 – 3 m	3 -10 m	10 – 20 m	> 20 m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		<b>Abertura</b>	Nada	< 0,1 mm	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		<b>Rugosidad</b>	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		<b>Relleno</b>	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		<b>Alteración</b>	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	<b>Agua freática</b>	<b>Caudal por 100 m de túnel</b>	Nulo	< 10 litros/min	10 – 25 litros/min	25 – 125 litros/min	> 125 litros/min		
		<b>Estado general</b>	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		
<b>RMR<sub>BÁSICO</sub></b>							<b>66</b>		

$$RMR_{BÁSICO} = 12 + 13 + 10 + 6 + 3 + 3 + 4 + 5 + 10 = 66$$

Tabla 19. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 1

6	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Regular	Desfavorables	Muy desfavorables
		<b>Túneles</b>	0	-2	-5	-10
<b>Puntuación</b>	<b>Cimentaciones</b>	0	-2	-7	-15	-25
	<b>Taludes</b>	0	-5	-25	-50	-60

$$RMR_{CORREGIDO} = 12 + 13 + 10 + 6 + 3 + 3 + 4 + 5 + 10 - 2 = 64$$

Calculado los seis parámetros del  $RMR_{89}$ , se procedió a sumar cada uno de los valores, obteniéndose un puntaje total de 64, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Buena de Clase II, como se puede apreciar en la Tabla 20.

Tabla 20. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice  $RMR_{89}$  - EG1

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

El Índice Geológico de Resistencia se determinó según a la clasificación RMR de Bieniawski:  $RMR_{89} > 23$ ,  $GSI = RMR_{89} - 5$

$$GSI = 64 - 5 = 59$$

Realizado las puntuaciones de los seis parámetros se procedió a calcular el Índice Q, obteniéndose un puntaje total de 5.46, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Media, en la Tabla 21 se muestra el resultado obtenido.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{66.3}{12} \times \frac{3}{2} \times \frac{0.66}{1} = 5.46$$

$$Q = 5.46$$

Tabla 21. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q-EG1.

Tipo de roca	Valores de Q
Excepcionalmente mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy mala	0.1 - 1
Mala	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy buena	40 - 100
Extremadamente buena	100 - 400
Excepcionalmente buena	400 - 1000

De acuerdo con el análisis de la Estación Geomecánica 1, se tiene:

Tabla 22. Reporte de Estación Geomecánica 1.

Criterios Empíricos	PUNTAJE	
	Cuantitativo	Cualitativo
RQD (%)	66.3	Regular
RMR	64	Buena
GSI	59	Regular
Q	5.46	Regular

• **Análisis mediante software RocData de la Estación Geomecánica 1.**

En la Figura 22, se muestra el análisis efectuado en el software RocData de la Estación Geomecánica 1, los parámetros geomecánicos evaluados fue la cohesión y el ángulo de fricción teniendo como resultados 1.67 MPa y 48.69° respectivamente. La línea de color rojo representa la envolvente de rotura de Hoek-Brown graficada como esfuerzos principales, esfuerzos menores, esfuerzos normales y esfuerzos cortantes y la línea punteada de color verde representa la Línea de Mogi que determina la transición de una rotura frágil a una rotura dúctil.

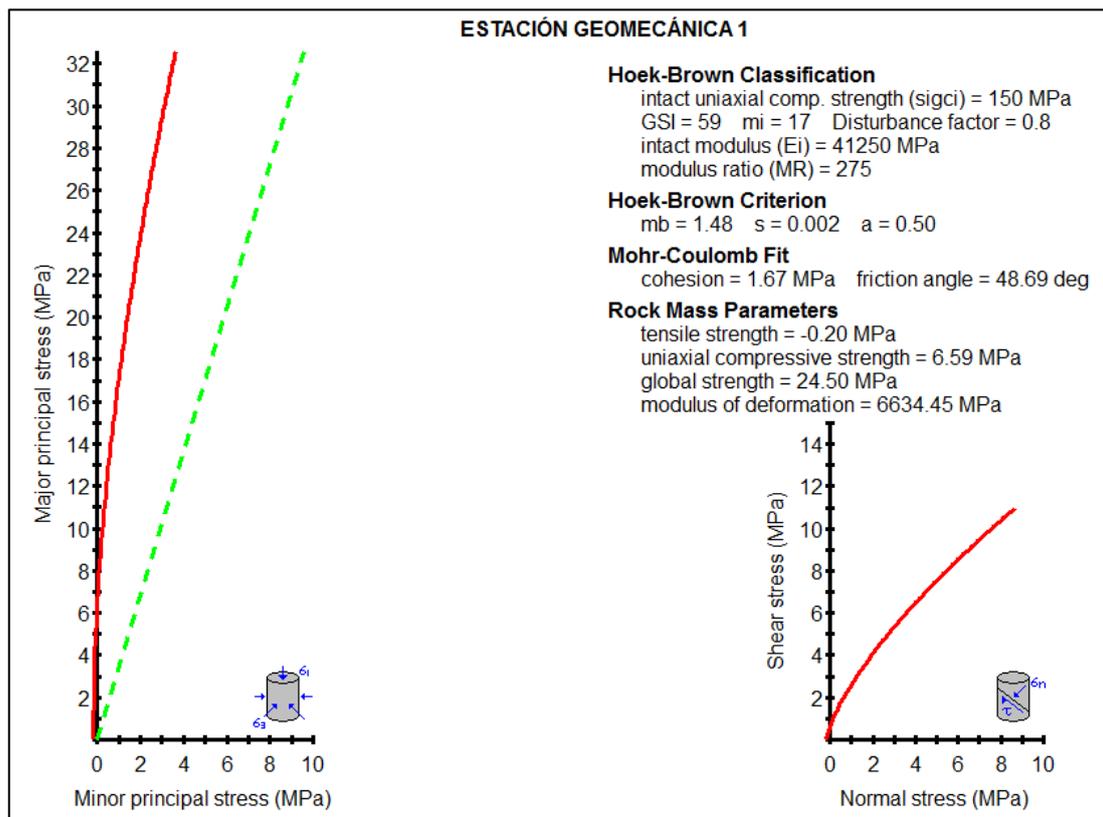


Figura 22. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG1.

- **Análisis mediante software Phase2 de la Estación Geomecánica 1.**

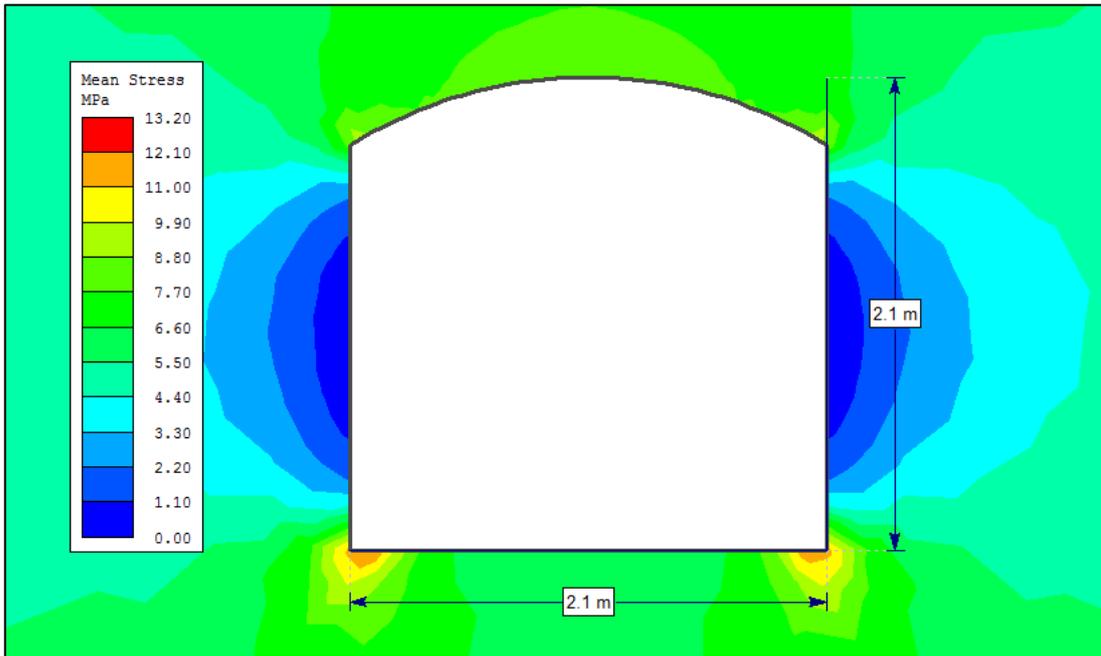


Figura 23. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG1.

La Figura 23 muestra la sección de la excavación subterránea y la distribución de las tensiones principales. En la Figura 24 se muestra el cálculo de los factores de seguridad, donde se tiene valores por encima de 1 tanto en la corona y en los hastiales derecho e izquierdo, por lo que en esta situación el sistema se encuentra en equilibrio límite por los esfuerzos producidos por el macizo rocoso.

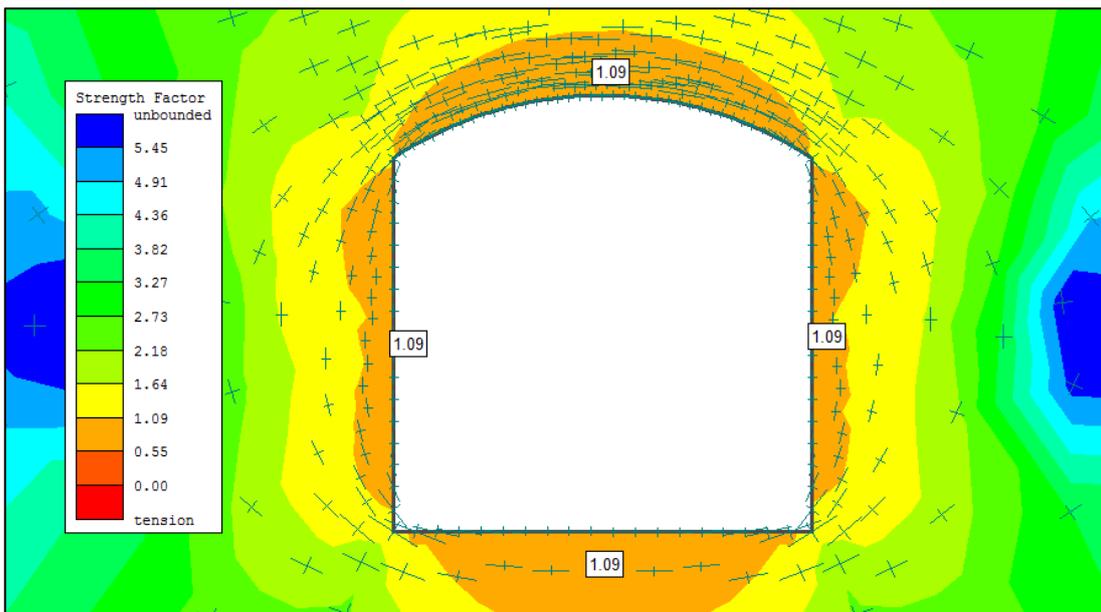


Figura 24. Factor de seguridad en la excavación – EG1.

- **Sostenimiento de la Estación Geomecánica 1.**

En la estación geomecánica 1, se tiene una sección subterránea de 2.1m : 2.1m (H : B) como se muestra en la Figura 23, se toma como valor de ESR de 1.6 por considerarse una excavación subterránea permanente. Según el cálculo del De (Diámetro equivalente) se obtiene un valor de 1.31, teniendo en cuenta según lo calculado el  $Q = 5.46$ , lo cual estos datos serán interpolados.

Para la estimación de longitud de pernos de anclaje para corona y hastiales se tiene un valor de 1.44 m, por lo que se considera la aplicación de pernos de 5 pies de longitud con espaciado de 1.5m x 1.5m. Como se muestra en la Figura 25, según la interpolación se encuentra ubicado en la zona 1, teniendo como calidad del macizo rocoso de clasificación Regular.

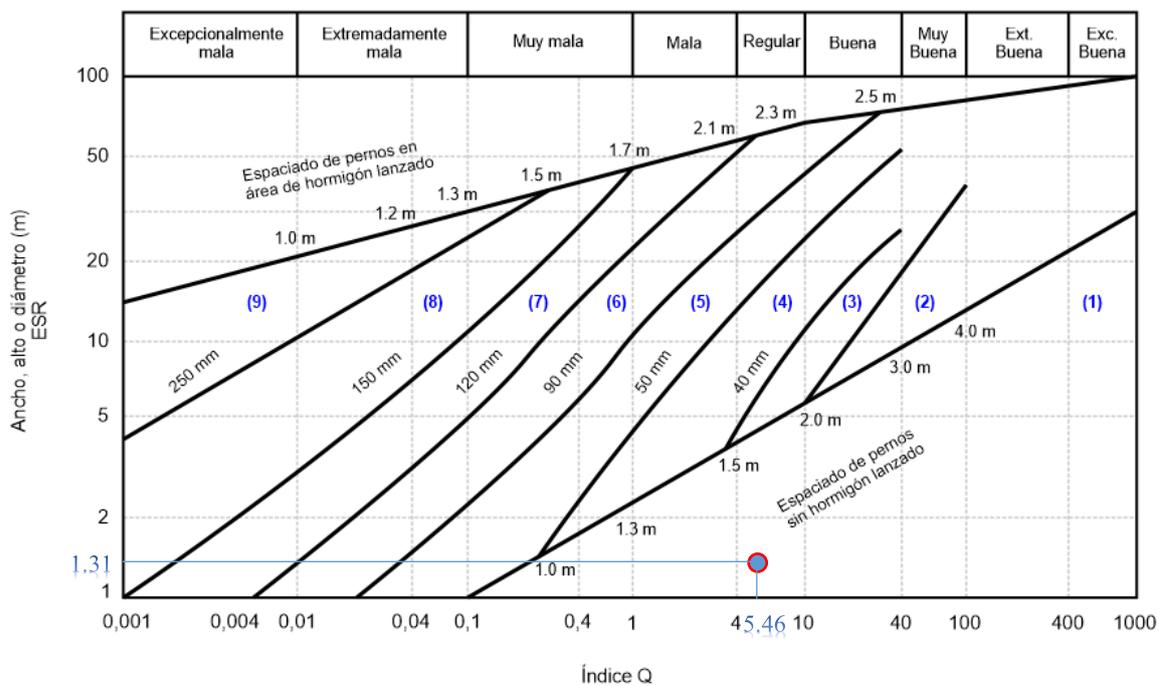


Figura 25. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG1.

El Índice GSI es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las propiedades geológicas en el campo, el valor de GSI está basado en estimaciones cualitativas, la resistencia a la matriz rocosa requirió de dos a tres golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R5 siendo de calidad buena. Realizando la interpolación con los datos obtenidos se tiene que el sostenimiento a emplear es la instalación de pernos sistemáticos de 5 pies, espaciados a 1.5m x 1.5m, según el Anexo 7.

<b>MINA SAN FRANCISCO</b> <b>NIVEL 0</b> <b>ALGAMARCA-CAJABAMBA</b>		<b>CONDICIÓN SUPERFICIAL</b>			
<b>ESTRUCTURA</b>					
 <p><b>FRACTURADA</b>  MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES  RQD: 50 - 75  FRACTURAS POR METRO: 6 - 12</p>	<b>F / MB</b>	<b>F / B</b>	<b>F / R</b>	<b>F / P</b>	<b>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, CERRADAS. (Rc > 250 Mpa). NO SE ROMPIE O SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>MUY FRACTURADA</b>  MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES  RQD: 25 - 50  FRACTURAS POR METRO: 12 - 20</p>	<b>MF / MB</b>	<b>MF / B</b>	<b>MF / R</b>	<b>MF / P</b>	<b>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 100 - 250 Mpa). (SE ROMPE CON TRES O MÁS GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b>  PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES  RQD: 0 - 25  FRACTURAS POR METRO: &gt; 20</p>		<b>IF / B</b>	<b>IF / R</b>	<b>IF / P</b>	<b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 - 100 Mpa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>TRITURADA O BRECHADA</b>  LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA, CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS.  SIN RQD</p>			<b>T / R</b>	<b>T / P</b>	<b>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRATIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 - 50 Mpa). (SE IDENTIFICA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)

Figura 26. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG1.

### 3.6.2. Estación Geomecánica 2

Para el análisis de la Estación Geomecánica 2, se procesaron los datos obtenidos en el instrumento de recolección Registro Geológico-Geotécnico de Rodríguez (2016), La resistencia a la matriz rocosa requirió de uno a dos golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R4 y una puntuación de 7.

El índice de calidad de la roca RQD, se determina mediante la siguiente ecuación:

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

Donde, 
$$\lambda = \frac{\text{N}^\circ \text{ de discontinuidades}}{\text{Longitud lineal}} = \frac{14}{1} = 14$$

$$RQD = 100 * e^{-0.1*14} * (0.1 * 14 + 1) = 59.2\%$$

Tabla 23. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 2.

Índice de Calidad de la Roca	RQD (%)
Muy mala	0 - 25
Mala	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

- Cálculo del RMR<sub>89</sub>, GSI y Q de Barton de la estación Geomecánica 2.

Tabla 24. RMR<sub>89</sub> – Estación Geomecánica 2.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión Simple (Mpa)		
		Compresión Simple	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
	Puntuación		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	10 - 25 litros/min	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		
<b>RMR<sub>BÁSICO</sub></b>							<b>57</b>		

$$RMR_{BÁSICO} = 7 + 13 + 8 + 4 + 3 + 5 + 2 + 5 + 10 = 57$$

Tabla 25. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 2.

	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Regular	Desfavorables	Muy desfavorables
6	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

$$RMR_{CORREGIDO} = 7 + 13 + 8 + 4 + 3 + 5 + 2 + 5 + 10 - 2 = 55$$

Calculado los seis parámetros del  $RMR_{89}$ , se procedió a sumar cada uno de los valores, obteniéndose un puntaje total de 55, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Media de Clase III, como se puede apreciar en la Tabla 26.

Tabla 26. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice  $RMR_{89}$  – EG2.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

El Índice Geológico de Resistencia se determinó según a la clasificación RMR de Bieniawski:  $RMR_{89} > 23$ ,  $GSI = RMR_{89} - 5$

$$GSI = 55 - 5 = 50$$

Realizado las puntuaciones de los seis parámetros se procedió a calcular el Índice Q, obteniéndose un puntaje total de 3.91, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Media, en la Tabla 27 se muestra el resultado obtenido.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{59.2}{15} \times \frac{3}{2} \times \frac{0.66}{1}$$

$$Q = 3.91$$

Tabla 27. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q - EG2.

<b>Tipo de roca</b>	<b>Valores de Q</b>
Excepcionalmente mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

De acuerdo con el análisis de la Estación Geomecánica 2, se tiene:

Tabla 28. Reporte de Estación Geomecánica 2.

<b>Criterios Empíricos</b>	<b>PUNTAJE</b>	
	<b>Cuantitativo</b>	<b>Cualitativo</b>
RQD (%)	59.2	Regular
RMR	55	Media
GSI	50	Regular
Q	3.91	Mala

- **Análisis mediante software RocData de la Estación Geomecánica 2.**

En la Figura 27, se muestra el análisis efectuado en el software RocData de la Estación Geomecánica 2, los parámetros geomecánicos evaluados fue la cohesión y el ángulo de fricción teniendo como resultados 0.98 MPa y 39.6° respectivamente. La línea de color rojo representa la envolvente de rotura de Hoek-Brown graficada como esfuerzos principales, esfuerzos menores, esfuerzos normales y esfuerzos cortantes y la línea punteada de color verde representa la Línea de Mogi que determina la transición de una rotura frágil a una rotura dúctil.

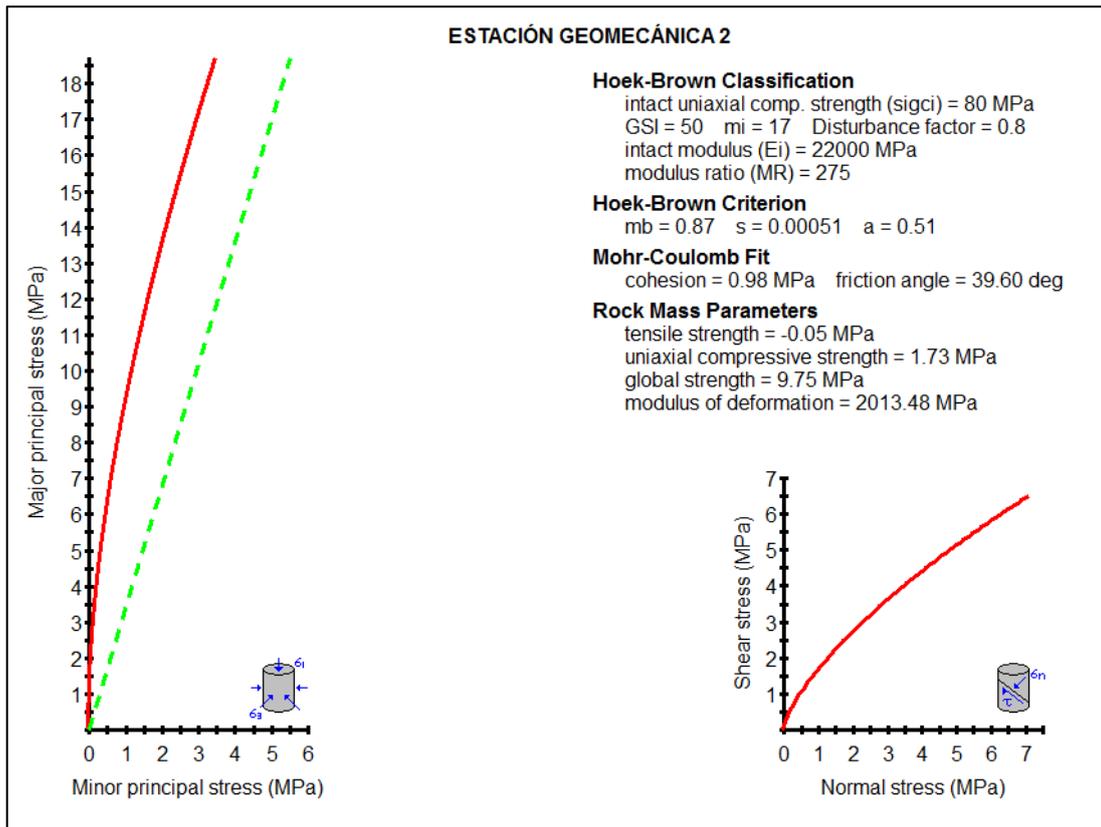


Figura 27. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG2.

- **Análisis mediante software Phase2 de la Estación Geomecánica 2.**

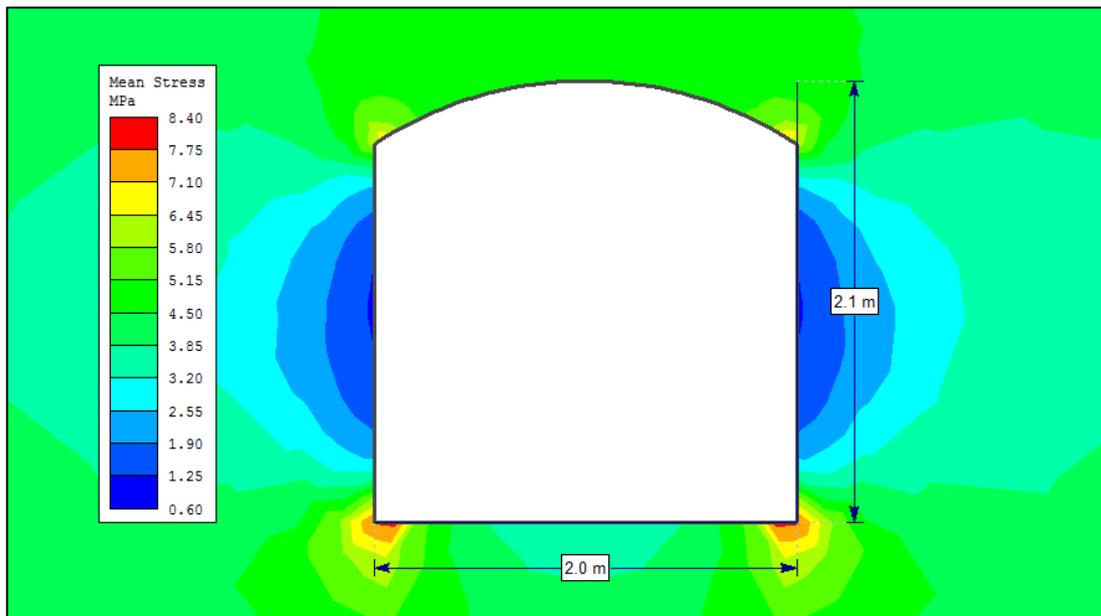


Figura 28. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG2.

La Figura 28 muestra la sección de la excavación subterránea y la distribución de las tensiones principales. En la Figura 29 se muestra el cálculo de los factores de seguridad,

donde se tiene valores por debajo de 1 en los hastiales derecho e izquierdo siendo puntos críticos, por lo que en esta situación se debería reforzar los hastiales para estabilizar los esfuerzos producidos por el macizo rocoso.

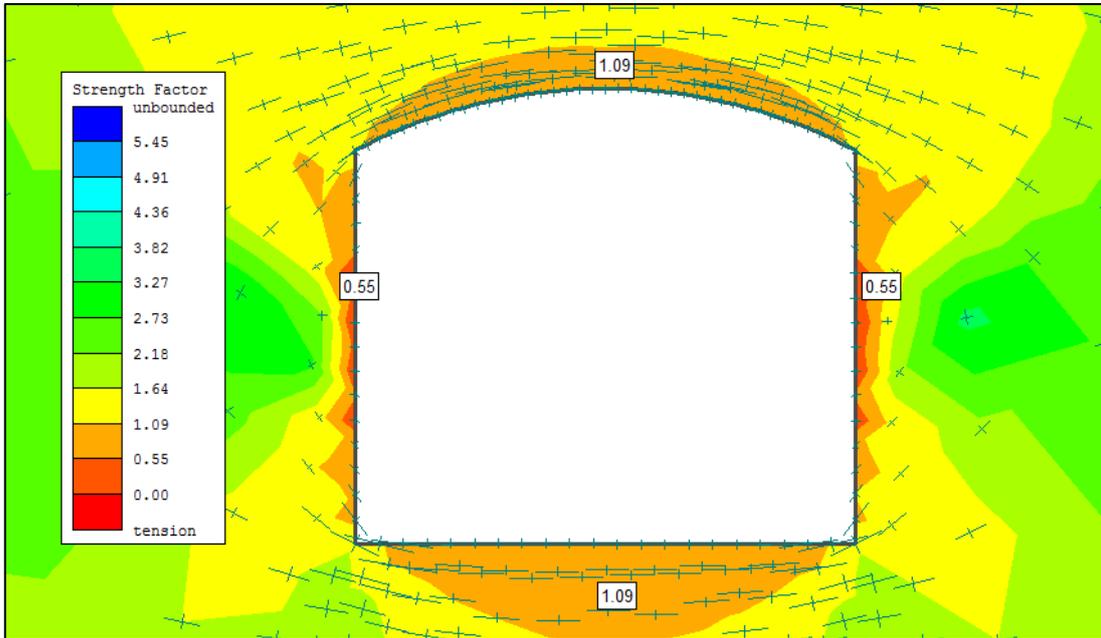


Figura 29. Factor de seguridad en la excavación – EG2.

- **Sostenimiento de la Estación Geomecánica 2.**

En la estación geomecánica 2, se tiene una sección subterránea de 2.1m : 2.0m (H : B) como se muestra en la Figura 28, se toma como valor de ESR de 1.6 por considerarse una excavación subterránea permanente. Según el cálculo del De (Diámetro equivalente) se obtiene un valor de 1.31, teniendo en cuenta según lo calculado el  $Q = 3.91$ , lo cual estos datos serán interpolados.

Para la estimación de longitud de pernos de anclaje para corona y hastiales se tiene un valor de 1.44 m, por lo que se considera la aplicación de pernos de 5 pies de longitud con espaciado de 1.3m x 1.3m. Como se muestra en la Figura 30, según la interpolación se encuentra ubicado en la zona 1, teniendo como calidad del macizo rocoso de clasificación Mala.

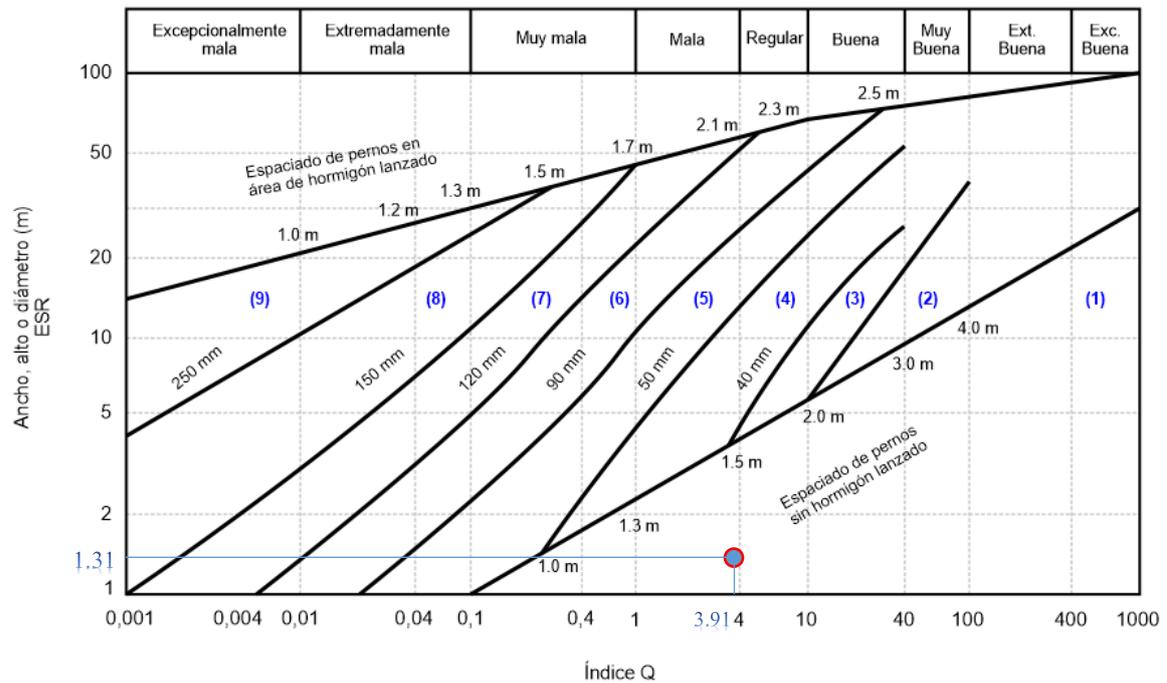


Figura 30. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG2.

El Índice GSI es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las propiedades geológicas en el campo, el valor de GSI está basado en estimaciones cualitativas, la resistencia a la matriz rocosa requirió de uno a dos golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R4 siendo de calidad Regular. Realizando la interpolación de la Estructura vs Condición superficial con los datos obtenidos como se muestra en la Figura 31, se tiene que el sostenimiento a emplear es la instalación de malla electrosoldada más pernos sistemáticos de 5 pies, espaciados a 1.2m x 1.2m según el Anexo 7.

Considerando el análisis del Software Phase<sup>2</sup> se tiene que el factor de seguridad está por debajo de 1 en los hastiales, lo que indica que son zonas críticas que necesita soporte (malla electrosoldada) y refuerzo (pernos de anclajes) para poder controlar los esfuerzos del macizo rocoso que actúan en dicha estación Geomecánica. La malla a emplear es la electrosoldada ocasional generalmente de #10/08 con cocadas de 4"x4".

<b>MINA SAN FRANCISCO</b> <b>NIVEL 0</b> <b>ALGAMARCA-CAJABAMBA</b>		<b>CONDICIÓN SUPERFICIAL</b>			
<b>ESTRUCTURA</b>					
 <p><b>FRACTURADA</b>  MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES  RQD: 50 - 75  FRACTURAS POR METRO: 6 - 12</p>	<b>F / MB</b>	<b>F / B</b>	<b>F / R</b>	<b>F / P</b>	<b>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, CERRADAS. (Rc > 250 Mpa). NO SE ROMPE O SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>MUY FRACTURADA</b>  MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES  RQD: 25 - 50  FRACTURAS POR METRO: 12 - 20</p>	<b>MF / MB</b>	<b>MF / B</b>	<b>MF / R</b>	<b>MF / P</b>	<b>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 100 - 250 Mpa). (SE ROMPE CON TRES O MÁS GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b>  PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES  RQD: 0 - 25  FRACTURAS POR METRO: &gt; 20</p>		<b>IF / B</b>	<b>IF / R</b>	<b>IF / P</b>	<b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 - 100 Mpa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>TRITURADA O BRECHADA</b>  LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA, CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS.  SIN RQD</p>			<b>T / R</b>	<b>T / P</b>	<b>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 - 50 Mpa). (SE IDENTIFICA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)

Figura 31. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG2.

### 3.6.3. Estación Geomecánica 3

Para el análisis de la Estación Geomecánica 3, se procesaron los datos obtenidos en el instrumento de recolección Registro Geológico-Geotécnico de Rodríguez (2016), La resistencia a la matriz rocosa requirió de dos a tres golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R5 y una puntuación de 12.

El índice de calidad de la roca RQD, se determina mediante la siguiente ecuación:

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

Donde,  $\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{\text{Longitud lineal}} = \frac{8}{1} = 8$

$$RQD = 100 * e^{-0.1*8} * (0.1 * 8 + 1) = 80.9\%$$

Tabla 29. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 3.

Índice de Calidad de la Roca RQD (%)	
Muy mala	0 - 25
Mala	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

El RQD tiene un valor de 80.9%, indica que la calidad de la Roca es Regular.

• **Cálculo del RMR<sub>89</sub>, GSI y Q de Barton de la estación Geomecánica 3.**

Tabla 30. RMR89 – Estación Geomecánica 3.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Compresión Simple (Mpa)		
		Compresión Simple	> 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 – 5	5 – 1	< 1
	Puntuación		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	10 – 25 litros/min	25 – 125 litros/min	> 125 litros/min		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		
<b>RMR<sub>BÁSICO</sub></b>							<b>73</b>		

$$RMR_{BÁSICO} = 12 + 17 + 15 + 6 + 5 + 5 + 2 + 5 + 10 = 73$$

Tabla 31. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 3.

	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Regular	Desfavorables	Muy desfavorables
6	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

$$RMR_{CORREGIDO} = 12 + 17 + 15 + 6 + 5 + 5 + 2 + 5 + 10 - 0 = 73$$

Calculado los seis parámetros del  $RMR_{89}$ , se procedió a sumar cada uno de los valores, obteniéndose un puntaje total de 73, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Buena de Clase II, como se puede apreciar en la Tabla 32.

Tabla 32. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice  $RMR_{89}$  – EG3.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

El Índice Geológico de Resistencia se determinó según a la clasificación RMR de Bieniawski:  $RMR_{89} > 23$ ,  $GSI = RMR_{89} - 5$

$$GSI = 73 - 5 = 68$$

Realizado las puntuaciones de los seis parámetros se procedió a calcular el Índice Q, obteniéndose un puntaje total de 10.11, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Media, en la Tabla 33 se muestra el resultado obtenido.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{80.9}{12} \times \frac{3}{2} \times \frac{1}{1}$$

$$Q = 10.11$$

Tabla 33. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q-EG3.

<b>Tipo de roca</b>	<b>Valores de Q</b>
Excepcionalmente mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

De acuerdo con el análisis de la Estación Geomecánica 3, se tiene:

Tabla 34. Reporte de Estación Geomecánica 3.

<b>Criterios Empíricos</b>	<b>PUNTAJE</b>	
	<b>Cuantitativo</b>	<b>Cualitativo</b>
RQD (%)	80.9	Buena
RMR	73	Buena
GSI	68	Buena
Q	10.11	Buena

- **Análisis mediante software RocData de la Estación Geomecánica 3.**

En la Figura 32, se muestra el análisis efectuado en el software RocData de la Estación Geomecánica 2, los parámetros geomecánicos evaluados fue la cohesión y el ángulo de fricción teniendo como resultados 2.0 MPa y 59.4° respectivamente. La línea de color rojo representa la envolvente de rotura de Hoek-Brown graficada como esfuerzos principales, esfuerzos menores, esfuerzos normales y esfuerzos cortantes y la línea punteada de color verde representa la Línea de Mogi que determina la transición de una rotura frágil a una rotura dúctil.

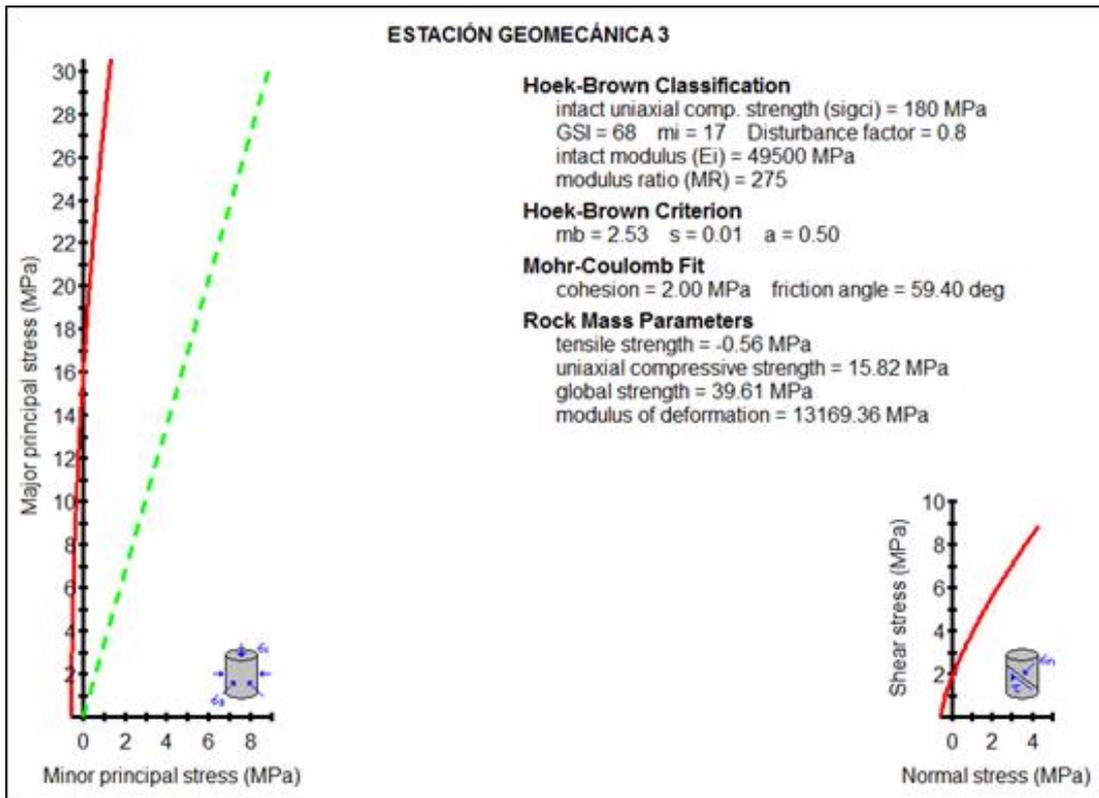


Figura 32. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG3.

- **Análisis mediante software Phase2 de la Estación Geomecánica 3.**

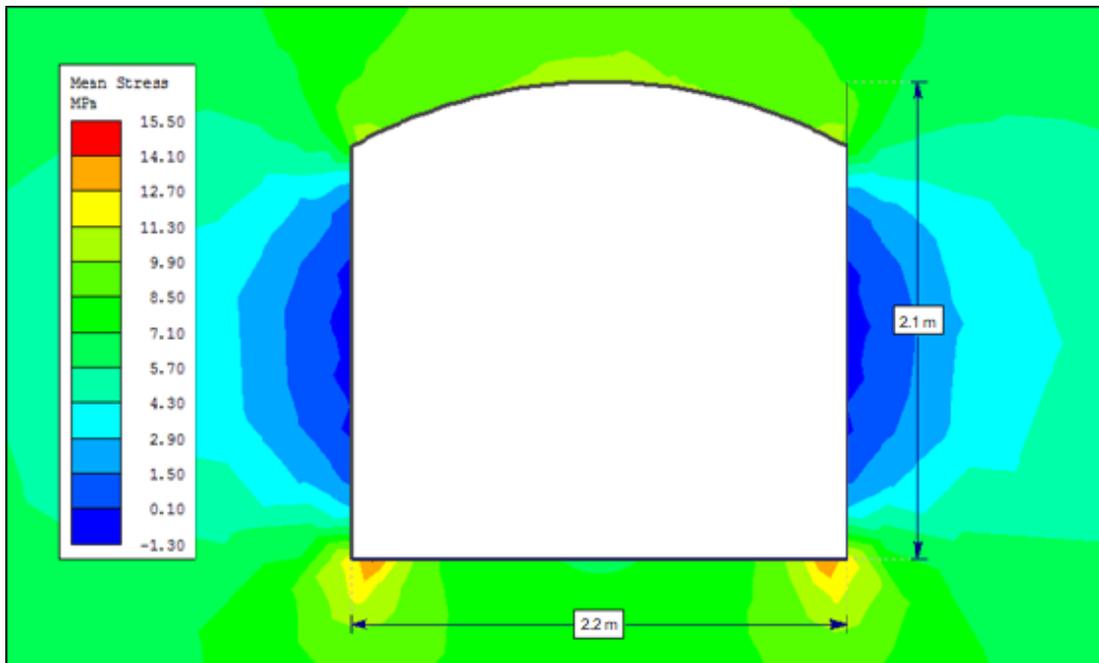


Figura 33. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG3.

La Figura 33 muestra la sección de la excavación subterránea y la distribución de las tensiones principales. En la Figura 34 se muestra el cálculo de los factores de seguridad,

donde se tiene valores mayores a 1 tanto en la corona y hastiales, por lo que en esta situación tenemos un macizo rocoso de buena calidad, teniendo una estabilidad confiable a mediano plazo.

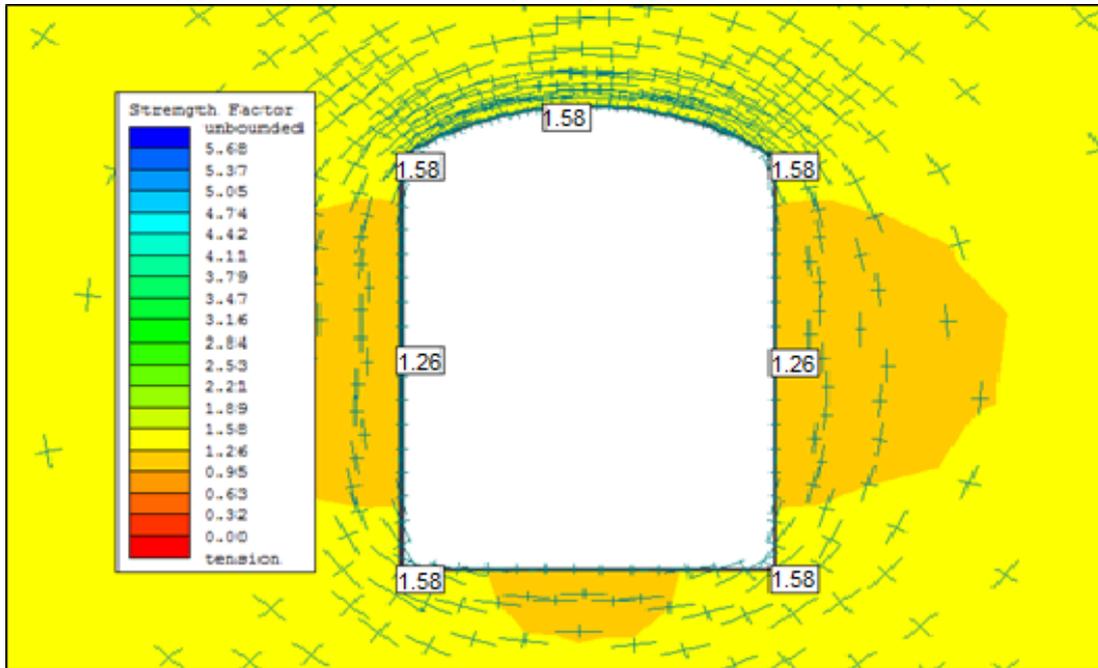


Figura 34. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG3.

- **Sostenimiento de la Estación Geomecánica 3.**

En la estación geomecánica 3, se tiene una sección subterránea de 2.1m : 2.2m (H : B) como se muestra en la Figura 33, se toma como valor de ESR de 1.6 por considerarse una excavación subterránea permanente. Según el cálculo del De (Diámetro equivalente) se obtiene un valor de 1.38, teniendo en cuenta según lo calculado el  $Q = 10.11$ , lo cual estos datos serán interpolados.

Para la estimación de longitud de pernos de anclaje para corona y hastiales se tiene un valor de 1.46 m, por lo que se considera la aplicación de pernos de 5 pies de longitud con espaciado de 2.0m x 2.0m. Como se muestra en la Figura 35, según la interpolación se encuentra ubicado en la zona 1, teniendo como calidad del macizo rocoso de clasificación Buena.

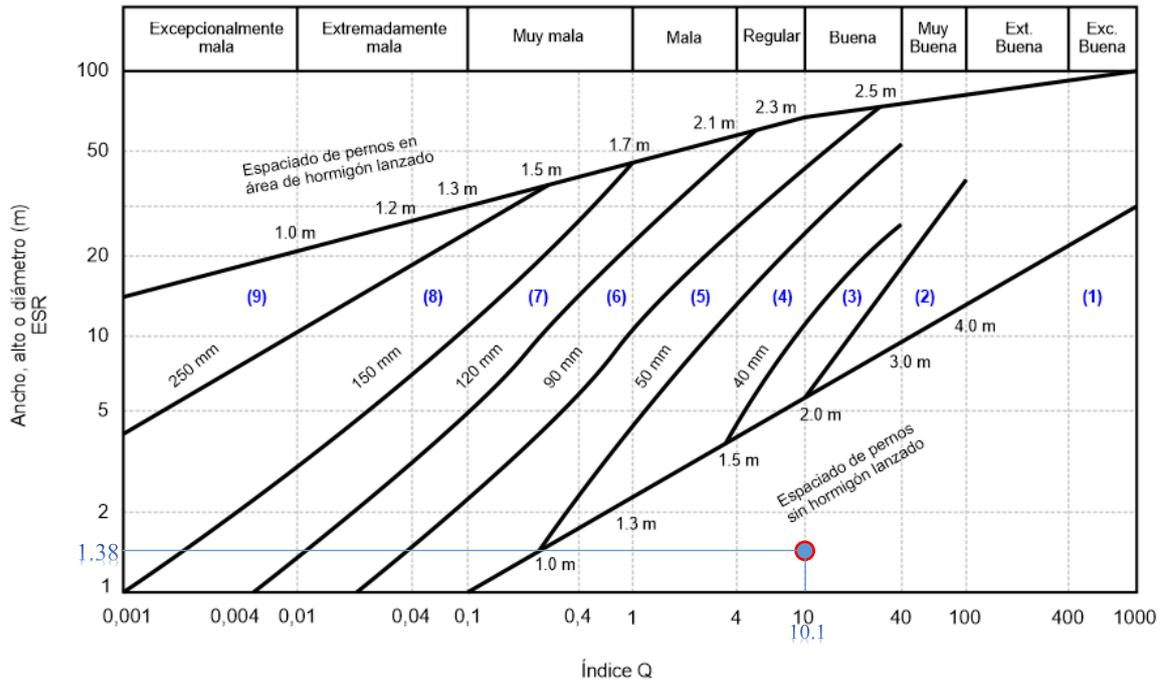


Figura 35. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG3.

El Índice GSI es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las propiedades geológicas en el campo, el valor de GSI está basado en estimaciones cualitativas, la resistencia a la matriz rocosa requirió de uno a dos golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R5 siendo de calidad Buena. Realizando la interpolación de la Estructura vs Condición superficial con los datos obtenidos como se muestra en la Figura 32, se tiene que el sostenimiento a emplear es la instalación pernos sistemáticos de 5 pies según evaluación geomecánica de acuerdo el Anexo 7.

Considerando el análisis del Software Phase<sup>2</sup> se tiene que el factor de seguridad está por encima de 1 en corona y hastiales, lo que indica que es una zona de roca competente, considerándose la calidad de macizo rocoso como Buena.

<b>MINA SAN FRANCISCO</b> <b>NIVEL 0</b> <b>ALGAMARCA-CAJABAMBA</b>		<b>CONDICIÓN SUPERFICIAL</b>			
<b>ESTRUCTURA</b>					
 <p><b>FRACTURADA</b>  MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES  RQD: 50 - 75  FRACTURAS POR METRO: 6 - 12</p>	<b>F / MB</b>	<b>F / B</b>	<b>F / R</b>	<b>F / P</b>	<b>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, CERRADAS. (Rc > 250 Mpa). NO SE ROMPE O SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>MUY FRACTURADA</b>  MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES  RQD: 25 - 50  FRACTURAS POR METRO: 12 - 20</p>	<b>MF / MB</b>	<b>MF / B</b>	<b>MF / R</b>	<b>MF / P</b>	<b>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 100 - 250 Mpa). (SE ROMPE CON TRES O MÁS GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b>  PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES  RQD: 0 - 25  FRACTURAS POR METRO: &gt; 20</p>		<b>IF / B</b>	<b>IF / R</b>	<b>IF / P</b>	<b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 - 100 Mpa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>TRITURADA O BRECHADA</b>  LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA, CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS.  SIN RQD</p>			<b>T / R</b>	<b>T / P</b>	<b>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRATIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 - 50 Mpa). (SE IDENTIFICA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)

Figura 36. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG3.

### 3.6.4. Estación Geomecánica 4

Para el análisis de la Estación Geomecánica 4, se procesaron los datos obtenidos en el instrumento de recolección Registro Geológico-Geotécnico de Rodríguez (2016), La resistencia a la matriz rocosa requirió de uno a dos golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R4 y una puntuación de 7.

El índice de calidad de la roca RQD, se determina mediante la siguiente ecuación:

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

Donde,  $\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{\text{Longitud lineal}} = \frac{16}{1} = 16$

$$RQD = 100 * e^{-0.1*16} * (0.1 * 16 + 1) = 52.5\%$$

Tabla 35. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 4.

Índice de Calidad de la Roca	RQD (%)
Muy mala	0 - 25
Mala	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

El RQD tiene un valor de 52.5%, indica que la calidad de la Roca es Regular.

• **Cálculo del RMR<sub>89</sub>, GSI y Q de Barton de la estación Geomecánica 4.**

Tabla 36. RMR<sub>89</sub> – Estación Geomecánica 4.

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión Simple (Mpa)		
		Compresión Simple	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
	Puntuación		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	10 - 25 litros/min	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		
<b>RMR<sub>BÁSICO</sub></b>							<b>61</b>		

$$RMR_{BÁSICO} = 7 + 13 + 10 + 6 + 5 + 3 + 4 + 3 + 10 = 61$$

Tabla 37. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 4.

	<b>Dirección y buzamiento</b>	Muy favorables	Favorables	Regular	Desfavorables	Muy desfavorables
<b>6</b>	<b>Túneles</b>	0	-2	-5	-10	-12
	<b>Cimentaciones</b>	0	-2	-7	-15	-25
	<b>Taludes</b>	0	-5	-25	-50	-60

$$RMR_{CORREGIDO} = 7 + 13 + 10 + 6 + 5 + 3 + 4 + 3 + 10 - 2 = 59$$

Calculado los seis parámetros del  $RMR_{89}$ , se procedió a sumar cada uno de los valores, obteniéndose un puntaje total de 59, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Media de Clase III, como se puede apreciar en la Tabla 38.

Tabla 38. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice  $RMR_{89}$  – EG4

<b>Clase</b>	<b>I</b>	<b>II</b>	<b>III</b>	<b>IV</b>	<b>V</b>
<b>Calidad</b>	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
<b>Puntuación</b>	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

El Índice Geológico de Resistencia se determinó según a la clasificación RMR de Bieniawski:  $RMR_{89} > 23$ ,  $GSI = RMR_{89} - 5$

$$GSI = 59 - 5 = 54$$

Realizado las puntuaciones de los seis parámetros se procedió a calcular el Índice Q, obteniéndose un puntaje total de 2.89, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Media, en la Tabla 39 se muestra el resultado obtenido.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{52.5}{9} \times \frac{1.5}{2} \times \frac{0.66}{1}$$

$$Q = 2.89$$

Tabla 39. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q-EG4.

<b>Tipo de roca</b>	<b>Valores de Q</b>
Excepcionalmente mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

De acuerdo con el análisis de la Estación Geomecánica 4, se tiene:

Tabla 40. Reporte de Estación Geomecánica 4.

<b>Criterios Empíricos</b>	<b>PUNTAJE</b>	
	<b>Cuantitativo</b>	<b>Cualitativo</b>
RQD (%)	52.5	Regular
RMR	59	Media
GSI	54	Regular
Q	2.89	Mala

- **Análisis mediante software RocData de la Estación Geomecánica 4.**

En la Figura 37, se muestra el análisis efectuado en el software RocData de la Estación Geomecánica 4, los parámetros geomecánicos evaluados fue la cohesión y el ángulo de fricción teniendo como resultados 1.03 MPa y 40.55° respectivamente. La línea de color rojo representa la envolvente de rotura de Hoek-Brown graficada como esfuerzos principales, esfuerzos menores, esfuerzos normales y esfuerzos cortantes y la línea punteada de color verde representa la Línea de Mogi que determina la transición de una rotura frágil a una rotura dúctil.

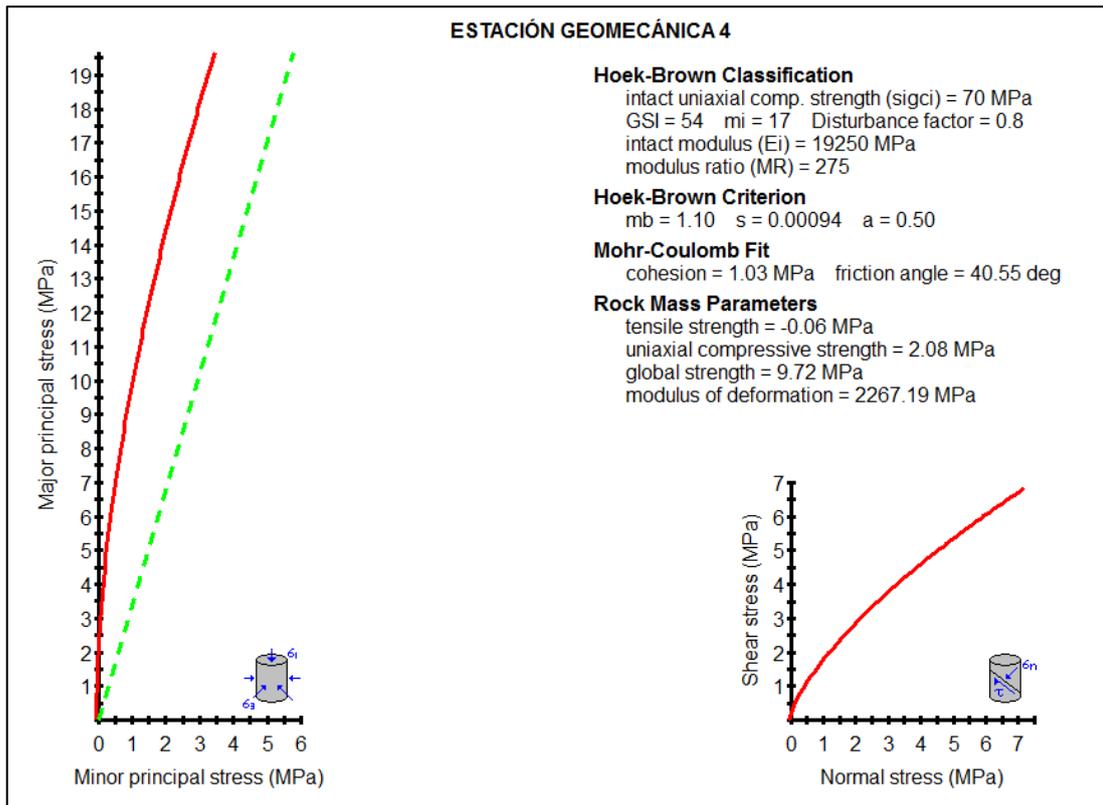


Figura 37. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG4.

- **Análisis mediante software Phase2 de la Estación Geomecánica 4.**

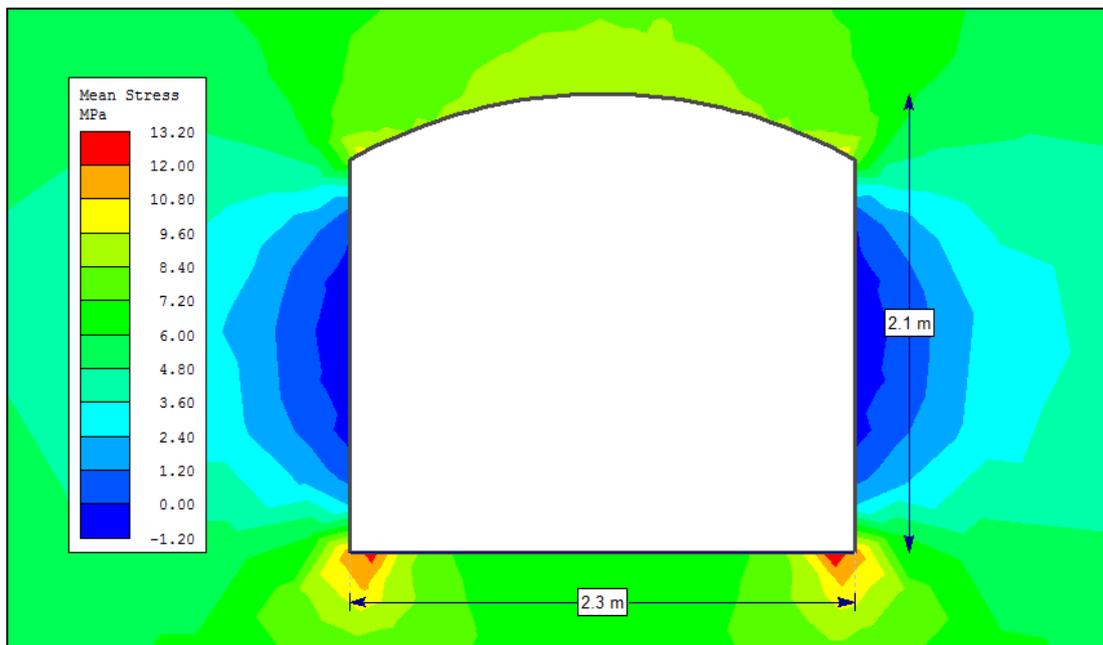


Figura 38. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG4.

La Figura 38 muestra la sección de la excavación subterránea y la distribución de las tensiones principales. En la Figura 39 se muestra el cálculo de los factores de seguridad,

donde se tiene valores por encima de 1 en la corona y en los hastiales derecho e izquierdo, se tiene factor de seguridad por debajo de 1, se tiene en cuenta que son puntos críticos que requieren refuerzo en ambos hastiales para controlar los esfuerzos producidos por el macizo rocoso.

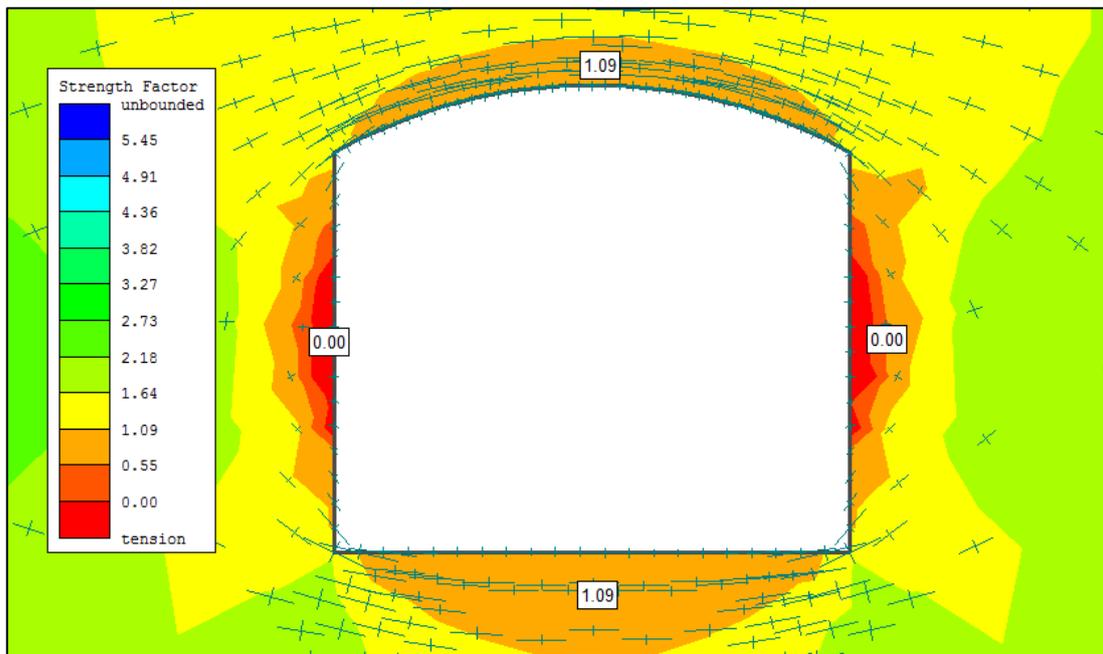


Figura 39. Factor de seguridad en la excavación – EG4.

- **Sostenimiento de la Estación Geomecánica 4.**

En la estación geomecánica 4, se tiene una sección subterránea de 2.1m : 2.3m (H : B) como se muestra en la Figura 38, se toma como valor de ESR de 1.6 por considerarse una excavación subterránea permanente. Según el cálculo del De (Diámetro equivalente) se obtiene un valor de 1.43, teniendo en cuenta según lo calculado el  $Q = 2.89$ , lo cual estos datos serán interpolados.

Para la estimación de longitud de pernos de anclaje para corona y hastiales se tiene un valor de 1.47 m, por lo que se considera la aplicación de pernos de 5 pies de longitud con espaciado de 1.3m x 1.3m. Como se muestra en la Figura 40, según la interpolación se encuentra ubicado en la zona 1, teniendo como calidad del macizo rocoso de clasificación Mala.

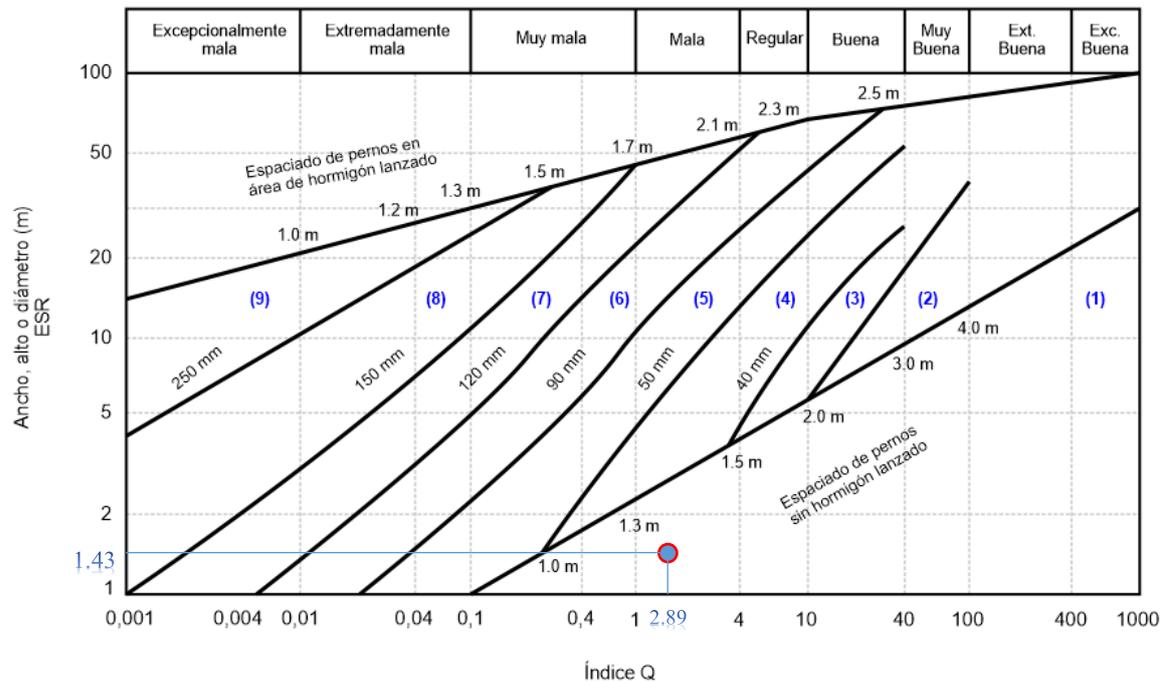


Figura 40. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG4.

El Índice GSI es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las propiedades geológicas en el campo, el valor de GSI está basado en estimaciones cualitativas, la resistencia a la matriz rocosa requirió de uno a dos golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R4 siendo de calidad Regular. Realizando la interpolación de la Estructura vs Condición superficial con los datos obtenidos como se muestra en la Figura 41, se tiene que el sostenimiento a emplear es la instalación de malla electrosoldada más pernos sistemáticos de 5 pies, espaciados a 1.2m x 1.2m según el Anexo 7.

Considerando el análisis del Software Phase<sup>2</sup> se tiene que el factor de seguridad está por debajo de 1 en los hastiales, lo que indica que son zonas críticas que necesita soporte (malla electrosoldada) y refuerzo (pernos de anclajes) para poder controlar los esfuerzos del macizo rocoso que actúan en dicha estación Geomecánica. La malla a emplear es la electrosoldada ocasional generalmente de #10/08 con cocadas de 4"x4".

<b>MINA SAN FRANCISCO</b> <b>NIVEL 0</b> <b>ALGAMARCA-CAJABAMBA</b>		<b>CONDICIÓN SUPERFICIAL</b>			
<b>ESTRUCTURA</b>					
 <p><b>FRACTURADA</b>  MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES  RQD: 50 - 75  FRACTURAS POR METRO: 6 - 12</p>	<b>F / MB</b>	<b>F / B</b>	<b>F / R</b>	<b>F / P</b>	<b>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, CERRADAS. (Rc > 250 Mpa). NO SE ROMPE O SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>MUY FRACTURADA</b>  MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES  RQD: 25 - 50  FRACTURAS POR METRO: 12 - 20</p>	<b>MF / MB</b>	<b>MF / B</b>	<b>MF / R</b>	<b>MF / P</b>	<b>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 100 - 250 Mpa). (SE ROMPE CON TRES O MÁS GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b>  PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES  RQD: 0 - 25  FRACTURAS POR METRO: &gt; 20</p>		<b>IF / B</b>	<b>IF / R</b>	<b>IF / P</b>	<b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 - 100 Mpa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)
 <p><b>TRITURADA O BRECHADA</b>  LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA, CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS.  SIN RQD</p>			<b>T / R</b>	<b>T / P</b>	<b>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRATIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 - 50 Mpa). (SE IDENTIFICA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)

Figura 41. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG4.

### 3.6.5. Estación Geomecánica 5

Para el análisis de la Estación Geomecánica 5, se procesaron los datos obtenidos en el instrumento de recolección Registro Geológico-Geotécnico de Rodríguez (2016), La resistencia a la matriz rocosa requirió de dos a tres golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R5 y una puntuación de 12.

El índice de calidad de la roca RQD, se determina mediante la siguiente ecuación:

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

Donde,  $\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de discontinuidades}}{\text{Longitud lineal}} = \frac{10}{1} = 10$

$$RQD = 100 * e^{-0.1*10} * (0.1 * 10 + 1) = 73.6\%$$

Tabla 41. Índice de calidad de la roca RQD - Estación Geomecánica 5.

Índice de Calidad de la Roca	RQD (%)
Muy mala	0 - 25
Mala	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

El RQD tiene un valor de 66.3%, indica que la calidad de la Roca es Regular.

• **Cálculo del RMR<sub>89</sub>, GSI y Q de Barton de la estación Geomecánica 5.**

Tabla 42. RMR<sub>89</sub> – Estación Geomecánica 5

1	Resistencia de la matriz rocosa (MPa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 – 4	4 – 2	2 – 1	Compresión Simple (Mpa)		
		Compresión Simple	> 250	250 – 100	100 – 50	50 – 25	25 – 5	5 – 1	< 1
	Puntuación		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	10 – 25 litros/min	25 – 125 litros/min	> 125 litros/min		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		
<b>RMR<sub>BÁSICO</sub></b>							<b>66</b>		

$$RMR_{BÁSICO} = 12 + 13 + 10 + 6 + 3 + 5 + 2 + 5 + 10 = 66$$

Tabla 43. Corrección por orientación de discontinuidades – Estación Geomecánica 5

	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Regular	Desfavorables	Muy desfavorables
6	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

$$RMR_{CORREGIDO} = 12 + 13 + 10 + 6 + 3 + 5 + 2 + 5 + 10 - 0 = 66$$

Calculado los seis parámetros del  $RMR_{89}$ , se procedió a sumar cada uno de los valores, obteniéndose un puntaje total de 66, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Buena de Clase II, como se puede apreciar en la Tabla 44.

Tabla 44. Clasificación del macizo rocoso en relación al Índice  $RMR_{89}$  - EG5

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
Puntuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

El Índice Geológico de Resistencia se determinó según a la clasificación RMR de Bieniawski:  $RMR_{89} > 23$ ,  $GSI = RMR_{89} - 5$

$$GSI = 66 - 5 = 61$$

Realizado las puntuaciones de los seis parámetros se procedió a calcular el Índice Q, obteniéndose un puntaje total de 6.07, clasificándolo al macizo rocoso con una calidad Media, en la Tabla 45 se muestra el resultado obtenido.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

$$Q = \frac{73.6}{12} \times \frac{3}{2} \times \frac{0.66}{1}$$

$$Q = 6.07$$

Tabla 45. Clasificación de la roca de acuerdo con el Índice de Calidad Q-EG5.

<b>Tipo de roca</b>	<b>Valores de Q</b>
Excepcionalmente mala	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente mala	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

De acuerdo con el análisis de la Estación Geomecánica 5, se tiene:

Tabla 46. Reporte de Estación Geomecánica 5.

<b>Criterios Empíricos</b>	<b>PUNTAJE</b>	
	<b>Cuantitativo</b>	<b>Cualitativo</b>
RQD (%)	74	Regular
RMR	66	Buena
GSI	61	Buena
Q	6.07	Regular

- **Análisis mediante software RocData de la Estación Geomecánica 5.**

En la Figura 42, se muestra el análisis efectuado en el software RocData de la Estación Geomecánica 5, los parámetros geomecánicos evaluados fue la cohesión y el ángulo de fricción teniendo como resultados 1.97 MPa y 50.82° respectivamente. La línea de color rojo representa la envolvente de rotura de Hoek-Brown graficada como esfuerzos principales, esfuerzos menores, esfuerzos normales y esfuerzos cortantes y la línea punteada de color verde representa la Línea de Mogi que determina la transición de una rotura frágil a una rotura dúctil.

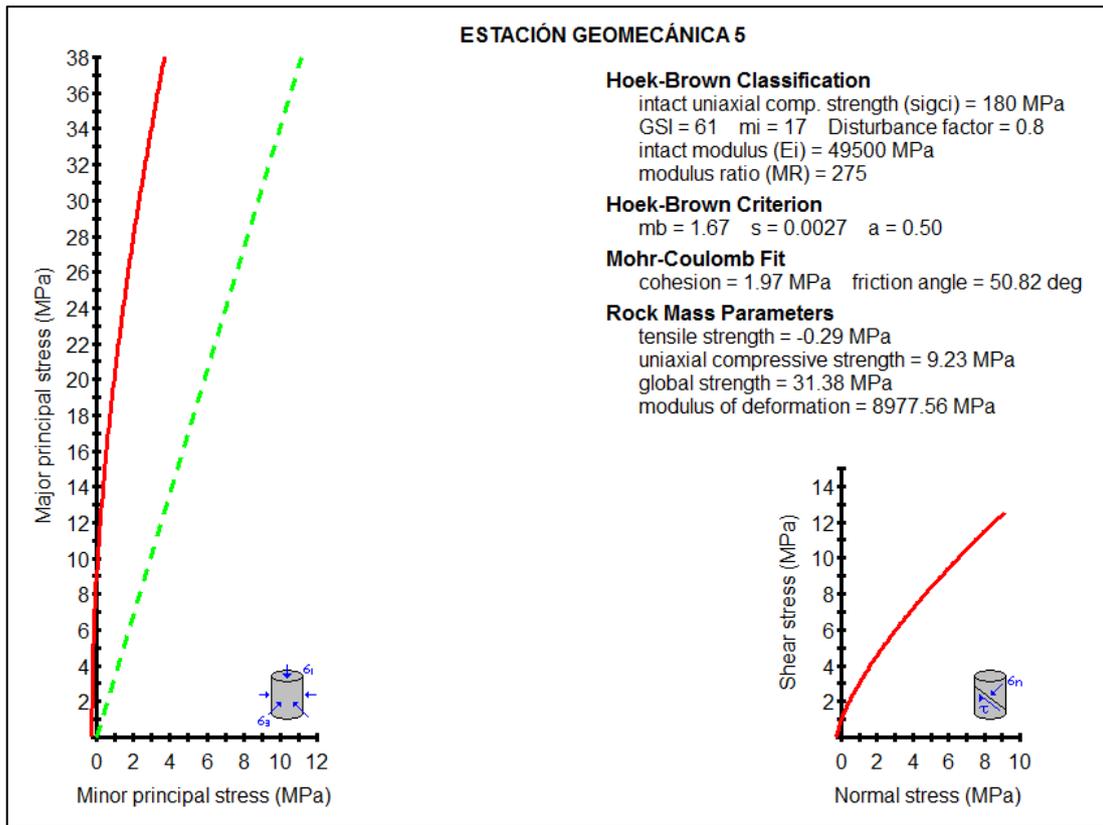


Figura 42. Esfuerzo mayor vs Esfuerzo Menor (izquierda) y Esfuerzo Normal vs Esfuerzo Cortante (derecha) – EG5.

- **Análisis mediante software Phase2 de la Estación Geomecánica 5.**

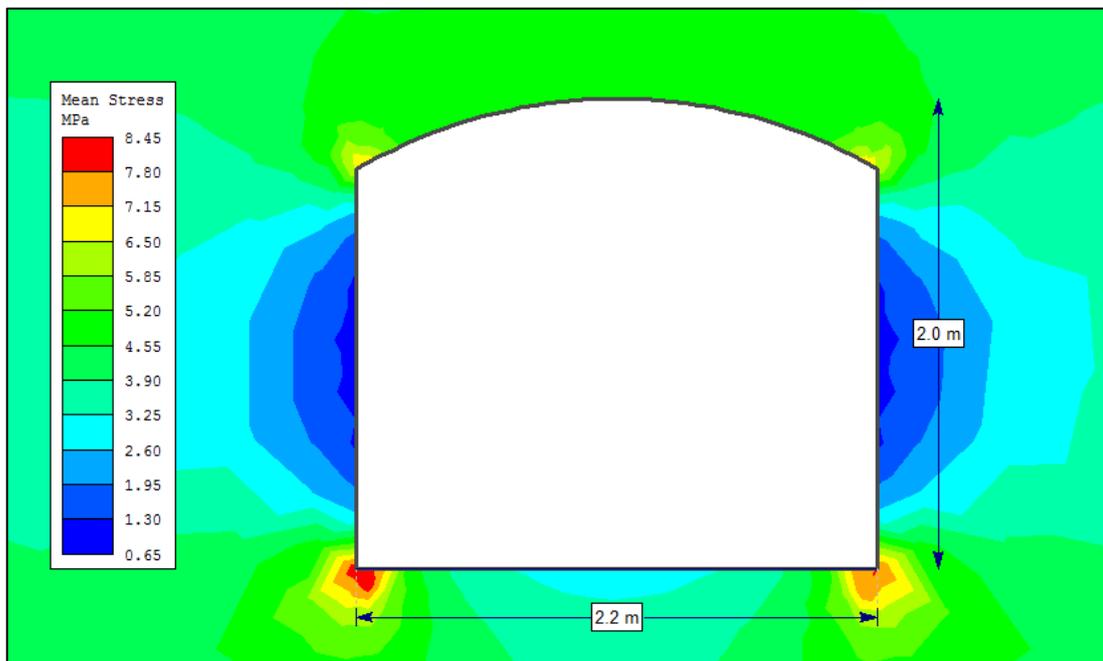


Figura 43. Distribución de tensiones principales en la excavación – EG5.

La Figura 43 muestra la sección de la excavación subterránea y la distribución de las tensiones principales. En la Figura 44 se muestra el cálculo de los factores de seguridad, donde se tiene valores por encima de 1 tanto en la corona y en los hastiales derecho e izquierdo, por lo que en esta situación el sistema se encuentra en equilibrio límite por los esfuerzos producidos por el macizo rocoso.

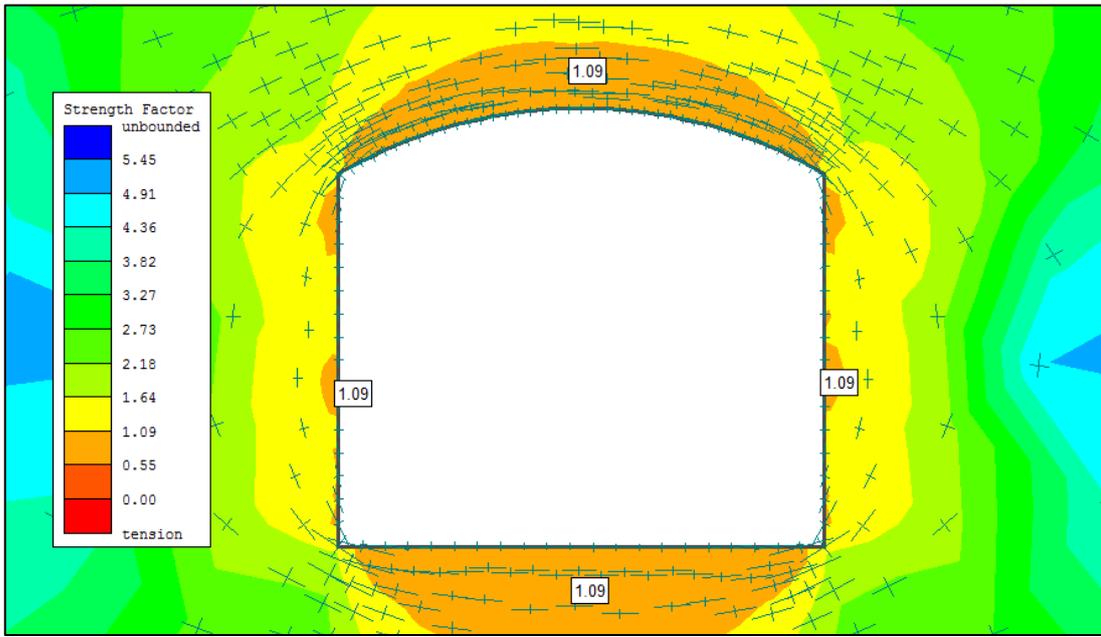


Figura 44. Factor de seguridad en la excavación – EG5.

- **Sostenimiento de la Estación Geomecánica 5.**

En la estación geomecánica 5, se tiene una sección subterránea de 2.0m : 2.2m (H : B) como se muestra en la Figura 43, se toma como valor de ESR de 1.6 por considerarse una excavación subterránea permanente. Según el cálculo del De (Diámetro equivalente) se obtiene un valor de 1.38, teniendo en cuenta según lo calculado el  $Q = 6.07$ , lo cual estos datos serán interpolados.

Para la estimación de longitud de pernos de anclaje para corona y hastiales se tiene un valor de 1.46 m, por lo que se considera la aplicación de pernos de 5 pies de longitud con espaciado de 1.5m x 1.5m. Como se muestra en la Figura 45, según la interpolación se encuentra ubicado en la zona 1, teniendo como calidad del macizo rocoso de clasificación Regular.

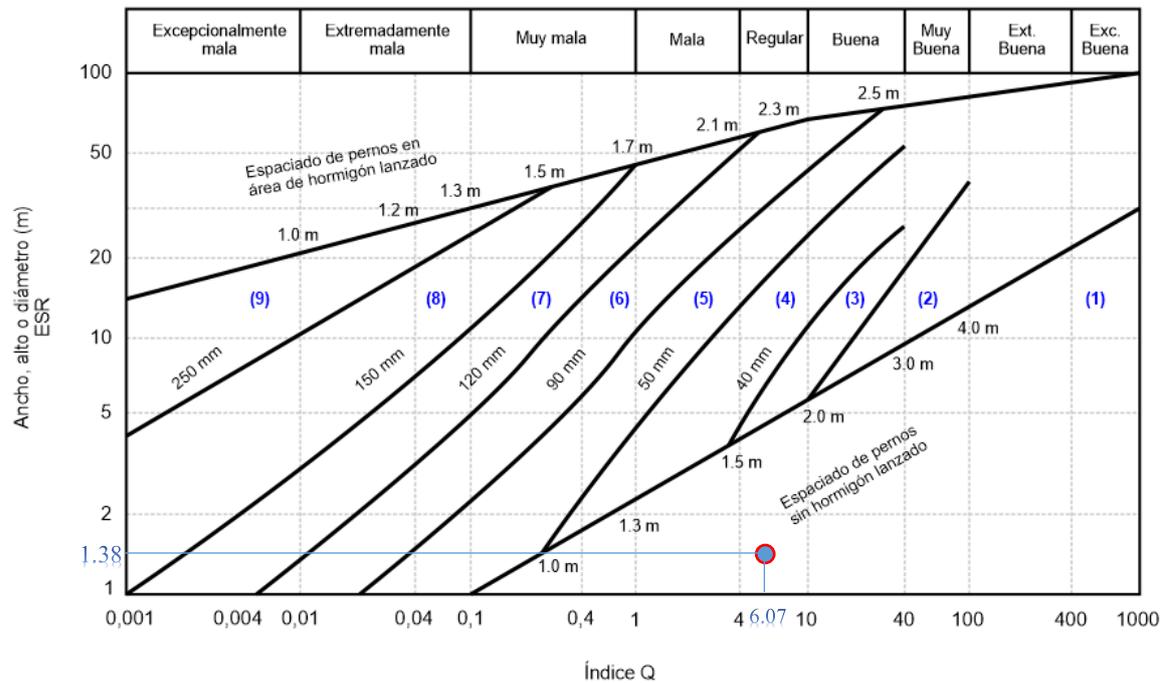


Figura 45. Método gráfico de sostenimiento del Índice Q - EG5.

El Índice GSI es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las propiedades geológicas en el campo, el valor de GSI está basado en estimaciones cualitativas, la resistencia a la matriz rocosa requirió de uno a dos golpes con el martillo geológico para romperse, lo que califica como un R5 siendo de calidad Buena. Realizando la interpolación de la Estructura vs Condición superficial con los datos obtenidos como se muestra en la Figura 46, se tiene que el sostenimiento a emplear es la instalación pernos sistemáticos de 5 pies, espaciados a 1.5m x 1.5m según el Anexo 7.

Considerando el análisis del Software Phase<sup>2</sup> se tiene que el factor de seguridad está por encima de 1 en corona y hastiales, lo que indica que es una zona de roca competente, considerándose la calidad de macizo rocoso como Regular, por lo que se debería colocar pernos de anclaje con espaciados de 1.5m x 1.5m en toda la sección subterránea.

<p style="text-align: center;"><b>MINA SAN FRANCISCO</b> <b>NIVEL 0</b> <b>ALGAMARCA-CAJABAMBA</b></p>		<b>CONDICIÓN SUPERFICIAL</b>			
<b>ESTRUCTURA</b>					
 <p><b>FRACTURADA</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES RQD: 50 - 75 FRACTURAS POR METRO: 6 - 12</p>	<p><b>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, CERRADAS. (Rc &gt; 250 Mpa). NO SE ROMPE O SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p>	<p><b>MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 100 - 250 Mpa). (SE ROMPE CON TRES O MAS GOLPES DE PICOTA)</p>	<p><b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 - 100 Mpa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p>	<p><b>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRATIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 - 50 Mpa). (SE IDENTIFICA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)</p>	
 <p><b>MUY FRACTURADA</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES RQD: 25 - 50 FRACTURAS POR METRO: 12 - 20</p>	<b>F / MB</b>	<b>F / B</b>	<b>F / R</b>	<b>F / P</b>	
 <p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES RQD: 0 - 25 FRACTURAS POR METRO: &gt; 20</p>	<b>MF / MB</b>	<b>MF / B</b>	<b>MF / R</b>	<b>MF / P</b>	
 <p><b>TRITURADA O BRECHADA</b> LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA, CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISCREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. SIN RQD</p>		<b>IF / B</b>	<b>IF / R</b>	<b>IF / P</b>	
			<b>T / R</b>	<b>T / P</b>	

Figura 46. Método gráfico de sostenimiento del Índice GSI - EG5.

## CAPÍTULO IV

### ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

#### 4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS

El análisis de los resultados, está basado en los estudios geomecánicos que se hicieron en cada una de las cinco estaciones geomecánicas del Nivel 0 y también en los análisis computacionales de los software RocData y Phase 2.

La Tabla 47 muestra los valores obtenidos en cada estación geomecánica con respecto a las clasificaciones RMR, Q de Barton y GSI. Cada valor permitirá determinar el tipo de sostenimiento requerido en la labor de explotación.

Tabla 47. Resumen de la evaluación geomecánica del macizo rocoso Nivel 0.

Estación Geomecánica	RQD (%)	RMR <sub>89</sub>	Índice Q	GSI
EG - 1	66.3	64	5.46	59
EG - 2	59.2	55	3.91	50
EG - 3	80.9	73	10.11	68
EG - 4	52.5	59	2.89	54
EG - 5	74	66	6.07	61

La Tabla 48 muestra los valores obtenidos con el software RocData respecto al criterio de Hoek-Brown, parámetros de Mohr-Coulomb y parámetros del macizo rocoso.

Tabla 48. Resumen de los parámetros obtenidos mediante RocData.

Estaciones Geomecánicas		EG1	EG2	EG3	EG4	EG5
Criterio Hoek-Brown	Mb	1.48	0.87	2.53	1.10	1.67
	S	0.002	0,00051	0.01	0.0094	0.0027
	A	0.50	0.51	0.5	0.5	0.5
Parámetros Mohr- Coulomb	Cohesión (MPa)	1.67	0.98	2.00	1.03	1.97
	Angulo de rozamiento interno (grados)	48.67	39.60	59.40	40.55	50.82
Parámetros del Macizo Rocoso	Resistencia a la tracción (MPa)	-0.20	-0.05	-0.56	-0.06	-0.29
	Resistencia compresiva uniaxial (MPa)	6.59	1.73	15.82	2.08	9.23
	Resistencia compresiva global (MPa)	24.50	9.75	39.61	9.72	31.38
	Módulo de deformación (MPa)	6634.45	2013.48	13169.36	2267.19	8977.56

La Tabla 49 muestra los resultados obtenidos del factor de seguridad en cada una de las estaciones geomecánicas con respecto al techo, hastiales y piso de la labor, considerando que valores menores a 1 indican un sistema inestable y valores mayores a 1 tienen una buena estabilidad física o se mantiene estable el sistema.

Tabla 49. Resumen de los parámetros obtenidos mediante Phase2.

<b>Factor de Seguridad</b>	<b>EG1</b>	<b>EG2</b>	<b>EG3</b>	<b>EG4</b>	<b>EG5</b>
Techo	1.09	1.09	1.58	1.09	1.09
Hastial Derecho	1.09	0.55	1.26	0.00	1.09
Hastial Izquierdo	1.09	0.55	1.26	0.00	1.09
Piso	1.09	1.09	1.58	1.09	1.09

#### **4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS**

El estudio realizado al Nivel 0 de la Mina San Francisco en general presenta condiciones estables tanto en el techo como los hastiales, sin embargo, hay zonas de menor resistencia en el macizo rocoso dado por la mayor infiltración de agua subterránea.

La calidad del macizo rocoso en relación al índice  $RMR_{89}$ , GSI y Q de las Estaciones Geomecánicas 1, 3 y 5 es Buena. Se recomienda el uso de pernos de 5 pies con espaciados 1.5m x 1.5m. En estas estaciones geomecánicas se tienen roca competente, teniendo un factor de seguridad mayor a 1.

En relación a la calidad del macizo rocoso en relación al índice  $RMR_{89}$ , GSI y Q de las Estaciones Geomecánicas 2 y 4 es Regular. Se recomienda el uso de pernos de anclaje y malla electrosoldada. Una alternativa como sostenimiento vendría a ser el uso de madera, ya que cumple una buena función en la estabilidad del macizo rocoso, siendo la instalación de cuadros rectos con separación de 1.5 m con dimensiones de 8 pulgadas de diámetro en postes y sombrero, lo cual requiere un buen encribado y enrejado para asegurar desprendimiento de rocas en corona y hastiales respectivamente.

El sostenimiento con pernos de anclaje será con pernos de varilla cementados o con resina y se debe seguir las siguientes indicaciones:

- Primero, el equipo técnico de mina determinará el patrón adecuado de los pernos, a continuación, se perforan los taladros.

- Al usar cartuchos de cemento (cemento con aditivos especiales en un envase plástico), se debe limpiar el taladro, luego se introducen los cartuchos previamente remojados con agua hasta llenar el taladro. Después se introduce la varilla hasta unos 50 cm, doblándola ligeramente, a fin que ésta pueda romper mejor los cartuchos y producir mejor mezcla al momento de introducir girando la varilla por acción de la perforadora. Finalmente se coloca la placa sin tensionar el perno, el tensionado se deberá ejecutar como mínimo 48 horas después de colocado el perno, salvo el uso de acelerantes de fragua.
- Al usar resina, el procedimiento es similar a los cartuchos de cemento, pero en este caso, una vez perforado y limpiado el taladro, se introducen primero los cartuchos de resina de fraguado rápido hasta el fondo y luego los cartuchos de resina de fraguado lento. La cantidad de cartuchos estará determinada por el diámetro y longitud del taladro, de la varilla y de los cartuchos de resina. El fabricante proporciona las cantidades recomendables, el objetivo es que todo el taladro quede relleno. Es importante en este caso que se produzca una buena mezcla de la resina con el catalizador, para que la adherencia de la varilla con la roca sea eficaz. Esto se logra mediante la rotación de la varilla con la perforadora durante 10 a 15 segundos, tal como se indicó en el párrafo anterior, para el caso de los cartuchos de cemento. Finalmente se coloca la placa, pudiéndose tensionar de inmediato, por efecto de la fragua rápida. Posteriormente el fraguado lento actuará con la varilla tensionada.
- Cuando se usa resina y cemento, se colocan los cartuchos de resina de fraguado rápido en el fondo del taladro y se completa el resto con pasta de cemento o cartuchos de cemento, siendo el resto del procedimiento similar a los antes mencionados.

El sostenimiento con malla electrosoldada debe tener en cuenta los siguientes aspectos importantes:

- Señalar el área donde deberá instalarse la malla.
- Desatar todo bloque suelto del área donde se instalará la malla.
- Presentar la malla, utilizando de ser necesario gatas o puntales.
- Anclar definitivamente con pernos de roca.

- Asegurar la malla utilizando la misma platina del perno, si éste aún no ha sido instalado, o arandelas a presión, también una segunda platina de retén y tuerca, si el perno ya fue instalado.

Los aspectos más importantes de la instalación del sostenimiento con madera son:

- Las precauciones que deben tomarse antes del enmaderado, como comprobar la ventilación, el desatado correcto del techo, cajas y frente, sostener provisionalmente la labor de ser necesario, colocar guarda cabeza y la limpieza del piso.
- Asegurar que el personal esté entrenado y capacitado adecuadamente para realizar el sostenimiento. Éste deberá conocer las reglas de seguridad, la técnica de enmaderar derrumbes y zonas de terreno débil, separar la madera rota y rendida, saber colocar puntales de seguridad, armar y reparar cuadros en galerías y tajeos, conocer las medidas más comunes de la madera, aserrar y hacer destajes a la madera, no dejar inconcluso el enmaderado, utilizar las herramientas adecuadas.
- Para el caso de los cuadros de madera, una guía de instalación sería: alinear y medir la ubicación de la solera, excavar el canal para la solera, colocar y bloquear la solera, parar los postes, preparar el andamio, clavar el tope al sombrero, colocar el sombrero, bloquear el sombrero, clavar los tajos para tirantes, colocar los tirantes, colocar el puente, encribar el techo, bloquear el puente, enrear los costados y desarmar el andamio.
- Es muy importante para el rendimiento del sostenimiento con madera, que toda unión este bien ajustada y bloqueada al terreno. Si esta condición no es cumplida, las presiones del terreno pueden desviar la estructura de madera, pudiendo llevarla al colapso. En tal sentido, es recomendable hacer un buen uso de los elementos accesorios de sostenimiento.

### **4.3. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS**

La evaluación geomecánica permitió analizar la labor minera subterránea en cinco estaciones de acuerdo las clasificaciones del RMR<sub>89</sub>, GSI e Índice Q, corroborando que el sostenimiento a implementar en las zonas críticas donde generan inestabilidad al macizo rocoso de tipo Peligrosa y Moderadamente Peligrosa sea pernos de anclaje, malla electrosoldada y cuadros de madera. En la hipótesis inicial se estableció que las condiciones observadas en el macizo rocoso con el tamaño de los bloques, la resistencia al corte entre los bloques, nivel freático y la influencia del estado tensional en la roca del Nivel 0 en la Mina San Francisco hace inferir que se encuentra fracturada, por lo que el tipo de sostenimiento a implementar sea con cuadros de madera. Mencionado todo lo anterior, se indica que la hipótesis ha sido contrastada y validada.

## **CAPÍTULO V**

### **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

#### **5.1. CONCLUSIONES**

Se determinó el tipo de sostenimiento para las cinco estaciones geomecánicas estudiadas, hallándose aplicar en conjunto el sostenimiento activo y pasivo.

El sostenimiento a emplear será pernos de varilla cementados y con resina con longitud de 5 pies y espaciados a 1.5 x1.5m cuando se tiene un macizo rocoso con una calidad Buena, solo en condiciones donde el RMR sea menor a 60 se aplicará pernos de 5 pies de longitud y espaciados a 1.2x1.2m con malla electrosoldada ocasional generalmente de #10/08 con cocadas de 4"x4".

El sostenimiento con cuadros de madera se efectuará en el caso que no se aplique pernos de anclaje y malla electrosoldada. El rol es proteger a la excavación contra la caída de rocas, debido a la separación de la roca de los contornos de la misma a lo largo de planos de debilidad, causados por la intemperización y fracturamiento del macizo rocoso.

Se determinó el comportamiento geomecánico de las cinco estaciones investigadas, hallándose el RMR<sub>89</sub>, GSI e Índice Q.

La calidad del macizo rocoso evaluado en el Nivel 0 de la Mina San Francisco mediante las clasificaciones geomecánicas del RMR<sub>89</sub> e Índice Q es de regular a buena.

Las estructuras geológicas halladas fueron estratos principales, discontinuidades y vetillas.

Se describió detalladamente el tipo de sostenimiento activo y pasivo para la mina San Francisco.

## **5.2. RECOMENDACIONES**

Se recomienda a la Mina San Francisco realizar evaluaciones geomecánicas periódicamente con el fin de monitorear el macizo rocoso en el Nivel 0 y permitir condiciones seguras para el personal de trabajo, así como para la explotación de la misma.

Realizar monitoreos mensualmente del sostenimiento colocado en zonas de debilidad o inestabilidad del macizo rocoso, con el fin de prevenir, corregir y mitigar posibles casos de inestabilidad o deformación del sostenimiento subterráneo.

La Mina San Francisco debe tomar en cuenta que un sostenimiento adecuado sería de manera zonificada y por tramos donde se requiera proteger al macizo rocoso, donde no sea necesario continuar con las evaluaciones geomecánicas.

Se puede estimar un sostenimiento subterráneo usando la cartilla geomecánica siendo una evaluación cualitativa y fácil de aplicar evaluando el fracturamiento y la resistencia de la matriz rocosa.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Barton, N. 2002. Some new Q-Value correlations to assist in site characterization and tunnel desing. Madrid, España.
- Benel, R. (2019). Comportamiento geomecánico según los métodos RMR y Q de Barton del Nivel 3 de la Mina Paredones San Pablo – Cajamarca (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Cajamarca, Facultad de ingeniería, Escuela académico profesional de ingeniería de minas.
- Gavilanes, H; Andrade, B. 2004. Introducción a la Ingeniería de Túneles: Caracterización, clasificación y análisis geomecánico de macizos rocosos. Quito, Ecuador. 340 p.
- González de Vallejo, LI; Ferrer, M; Ortuño, L; Oteo, C. 2002. Ingeniería Geológica. Madrid, España.
- Hoek, E; Brown, E. 1997. Estimación de la resistencia de macizos rocosos en la práctica. Primer taller geotécnico interdivisional, División Chuquicamata de Codelco, Chile.
- Hoek, E; Marinos. GSI: Una confiable herramienta geológica para la estimación de la resistencia del macizo rocoso. Canadá.
- Lazaro, JJ; Velez, GJ. 2020. Diseño y evaluación de sostenimiento de labores de desarrollo para minería artesanal del sector de Ollachea – Puno Caso de estudio. Tesis Lic. Arequipa, Perú, Universidad Tecnológica del Perú.
- Loarte, OJ. 2018. Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma la Mano – Cormitoma S.A. – Año 2018. Tesis Lic. Huaraz, Perú, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.
- Marinos, P., & Hoek, E. 2013. The geolgical strength index (GSI): A characterization tool for Assessing engineering properties for rock masees. Canada.
- Muñoz, MJ. 2019. Avance y desarrollo de galerías. Tesis Lic. Santiago, Chile, Universidad Andrés Bello.

- OSINERGMIN. 2017. Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores mineras. Magdalena del mar, Lima, Peru, INVERSIONES IAKOB S.A.C.
- Reyes, L. 1980. INGEMMET Boletín N° 31: Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba. Lima, Perú.
- Suasnabar, PJ. 2019. Análisis técnico para la optimización del sostenimiento en los frentes de compañía Minera Casapalca S.A. Tesis Lic. Cerro de Pasco, Perú, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.
- Vallejo, C. (2002). Aplicaciones del Índice GSI para el Mapeo Geomecánico y la definición del Sostenimiento de labores Mineras subterráneas. XI Congreso Peruano de Geología. Lima – Perú.
- Villanueva, EA. 2018. Sostenimiento de rocas utilizando el Bolsa Crest con Cimbras en el Nivel 1400 de la Empresa Administradora Cerro S.A.C. Tesis Lic. Cerro de Pasco, Perú, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.

## **ANEXOS**

Anexo 01. Formato de registro geológico-geotécnico del Nivel 0 Mina San Francisco.

Anexo 02. Panel fotográfico.

Anexo 03. Plano de ubicación general.

Anexo 04. Plano geológico.

Anexo 05. Plano topográfico

Anexo 06. Plano de evaluación geomecánica.

Anexo 07. Cartilla geomecánica de sostenimiento Mina San Francisco

FORMATO DE REGISTRO GEOLÓGICO - GEOTÉCNICO															
MACIZO ROCOSO		PROPIEDADES DE LAS DISCONTINUIDADES CARTOGRAFIADAS													
ESTACIÓN GEOMECÁNICA	TIPO DE DISCONTINUIDAD E=Estratificación D=Diaclasa VN=Venilla FLT=Falla SHR=Czalla FO=Foliación CO=Contacto	RESISTENCIA COMPRESIÓN UNIAxIAL (MPa)	RQD (%)	ORIENTACIÓN			ESPACIADO (cm)	PERSISTENCIA (m)	ABERTURA (mm)	RELLENO		RUGOSIDAD	ALTERACIÓN	AGUA	CALIDAD DE INFORMACIÓN
				Azimut	Buzamiento	Dirección del buzamiento				TIPO	DUREZA				
1	E	150	66.3	234	66	324	2	2	2	2	4	1	2	2	1
	E			240	64	330	2	1	2	2	4	1	2	2	1
	E			236	82	326	2	2	2	2	4	1	2	2	1
	E			235	70	325	2	1	2	2	4	1	2	2	1
	D			139	71	229	1	1	2	2	4	3	2	2	1
	D			140	76	230	1	1	2	2	4	3	2	2	1
	D			170	80	260	1	2	2	2	4	3	2	2	1
	D			302	64	32	2	1	2	2	4	3	2	2	1
	D			290	67	20	2	2	2	2	4	3	2	2	1
	D			285	40	15	2	1	2	2	4	3	2	2	1
2	E	80	69.9	204	77	294	2	1	4	2	4	4	3	2	1
	E			139	76	229	2	1	4	2	4	4	3	2	1
	E			207	78	297	2	1	4	2	4	4	3	2	1
	D			150	72	240	2	1	4	2	4	4	3	2	1
	D			122	80	212	2	1	4	2	4	4	3	2	1
	D			145	72	235	3	1	4	2	4	4	3	2	1
	D			300	40	30	3	1	3	2	4	3	3	2	1
	D			288	52	18	2	1	3	2	4	3	3	2	1
	D			282	32	12	2	1	3	2	4	3	3	2	1
	D			286	69	16	2	1	2	2	4	3	3	2	1
3	E	200	80.9	199	88	289	3	1	2	2	5	3	2	2	1
	E			197	81	287	3	1	2	2	5	3	2	2	1
	E			215	88	305	3	2	2	2	5	3	2	2	1
	D			105	52	195	3	1	2	2	5	4	2	2	1
	D			140	60	230	3	1	2	2	5	4	2	2	1
	D			125	58	215	3	1	2	2	5	4	2	2	1
	D			134	48	224	3	1	2	2	5	4	2	2	1
	D			285	34	15	2	1	2	2	5	3	2	2	1
	D			295	50	25	2	1	2	2	5	3	2	2	1
	D			305	44	35	2	1	2	2	5	3	2	2	1
4	E	70	52.5	316	51	46	3	1	2	2	2	4	3	2	1
	E			313	56	43	2	1	2	2	2	4	3	2	1
	E			314	65	44	2	1	2	2	2	3	3	2	1
	D			35	78	125	2	1	2	2	2	3	3	2	1
	D			20	78	110	2	1	2	2	2	3	3	2	1
	D			15	86	105	2	1	2	2	2	3	3	2	1
	D			35	28	125	2	1	2	2	4	3	3	2	1
	D			60	50	150	2	1	2	2	4	3	3	2	1
	D			70	54	160	2	1	2	2	4	3	3	2	1
	D			199	82	289	2	1	3	2	4	4	2	2	1
5	E	180	73.6	115	52	205	2	1	4	2	4	4	4	2	1
	E			70	54	160	2	1	4	2	4	4	4	2	1
	E			60	42	150	3	1	4	2	4	4	4	2	1
	E			85	30	175	3	1	4	2	4	4	4	2	1
	D			199	82	289	2	1	3	2	4	4	2	2	1
	D			189	82	279	2	1	3	2	4	4	2	2	1
	D			192	88	282	2	1	3	2	4	4	2	2	1
	D			324	54	54	3	1	3	2	1	4	2	2	1
	D			308	48	38	3	1	3	2	1	4	2	2	1
	D			314	50	44	3	1	3	2	1	4	2	2	1

**Anexo 02. Panel Fotográfico.**



Foto 1. Altura de la excavación subterránea de la mina San Francisco Nivel 0.



Foto 2. Zona crítica muy fracturada en la sección subterránea.



Foto 3. Medición del número de discontinuidades.



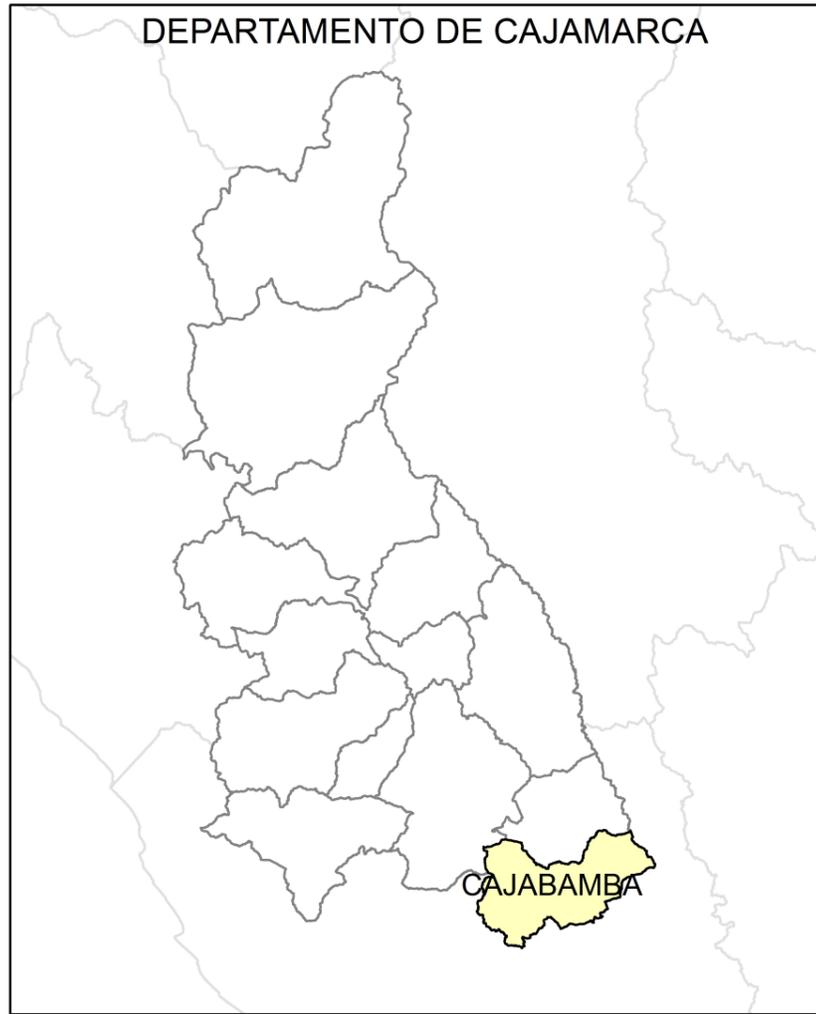
Foto 4. Cuadros rectos bien encibados y topeados.



Foto 5. Cuadros en descomposición generando una condición insegura.

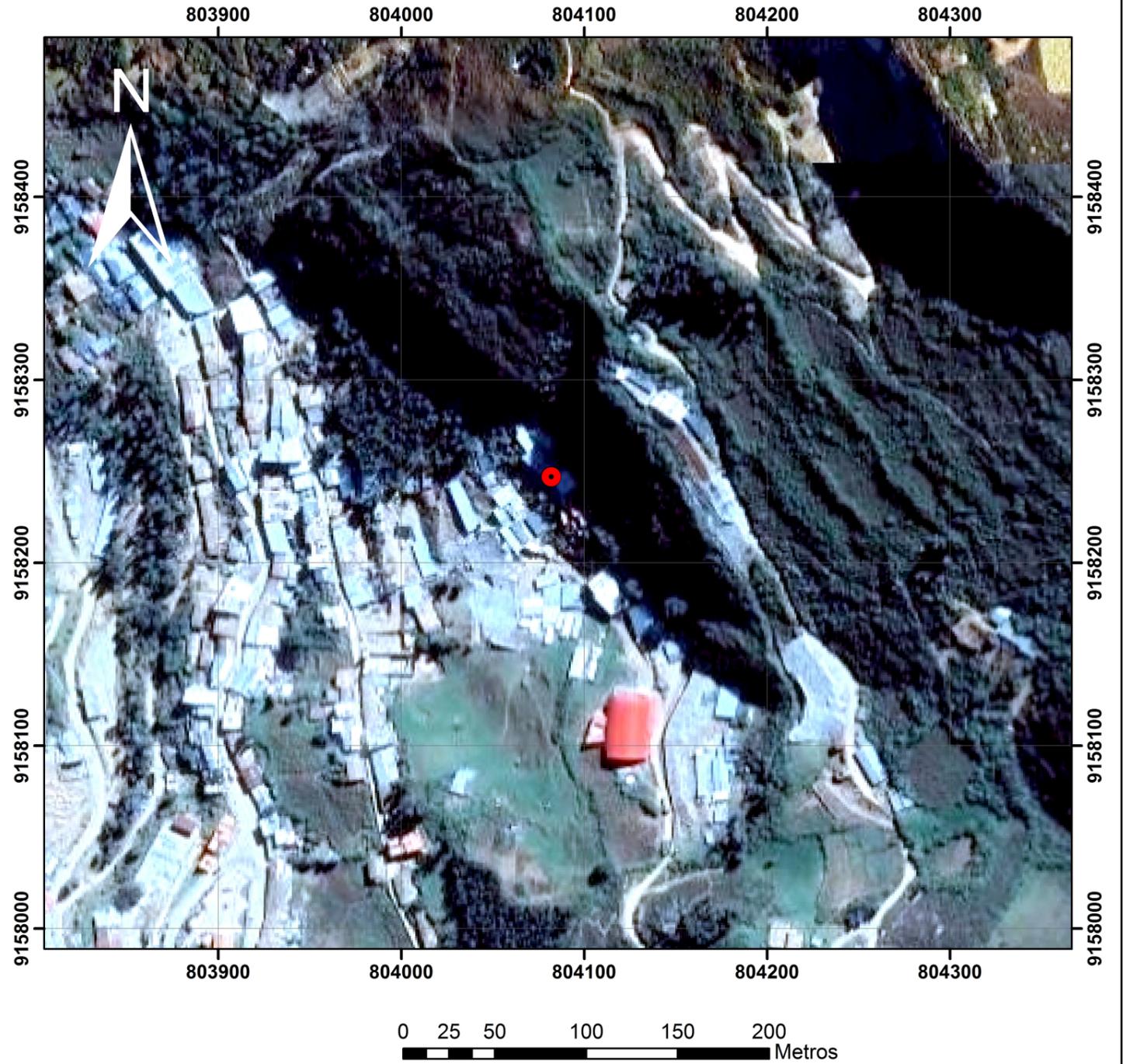


Foto 6. Puntales de avance utilizados para tajeo de mineral

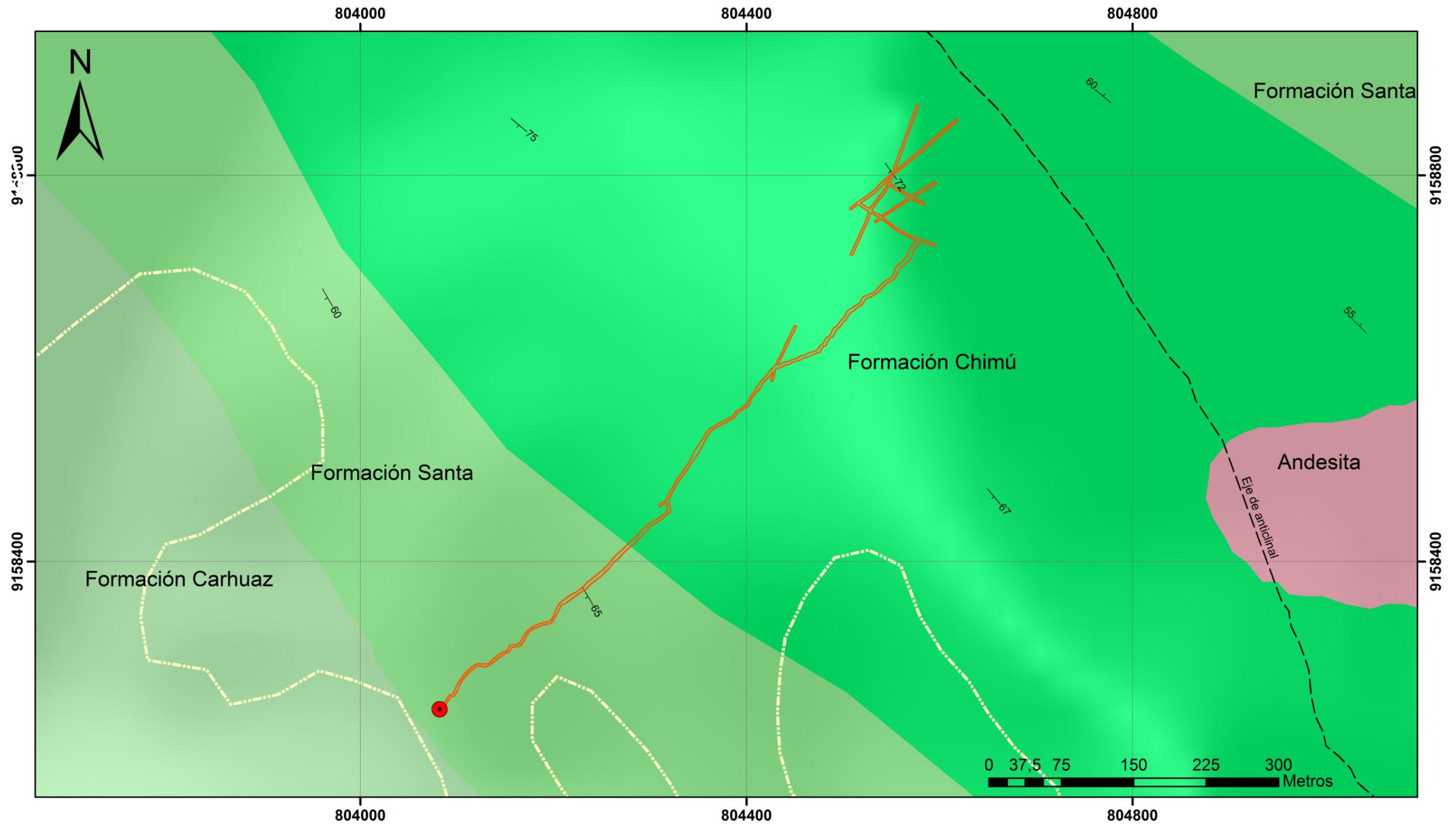


**SIMBOLOGÍA**

● Bocamina Mina San Francisco Nivel 0



 <b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
<b>TESIS:</b> DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA EN LA MINA SAN FRANCISCO NIVEL 0 ALGAMARCA - CAJABAMBA		
PLANO DE UBICACIÓN		
<b>TESISTA:</b> MIRANDA OCAS EDWIN JHONATAN	<b>ESCALA:</b> 1/3000	<b>PLANO 01</b>
<b>ASESOR:</b> DR. QUISPE MAMANI CRISPIN ZENÓN	<b>FECHA:</b> NOVIEMBRE DEL 2024	



### SIMBOLOGÍA

-  Bocamina Nivel 0
-  Mina San Francisco Nivel 0
-  Trocha Carrozable
-  Anticlinal Algamarca
-  Buzamiento

### GEOLOGÍA

-  Andesita
-  Formación Carhuaz
-  Formación Chimú
-  Formación Farrat
-  Formación Santa



**UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA**  
 FACULTAD DE INGENIERÍA  
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**TESIS:** DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA EN LA MINA SAN FRANCISCO NIVEL 0 ALGAMARCA - CAJABAMBA

PLANO GEOLÓGICO

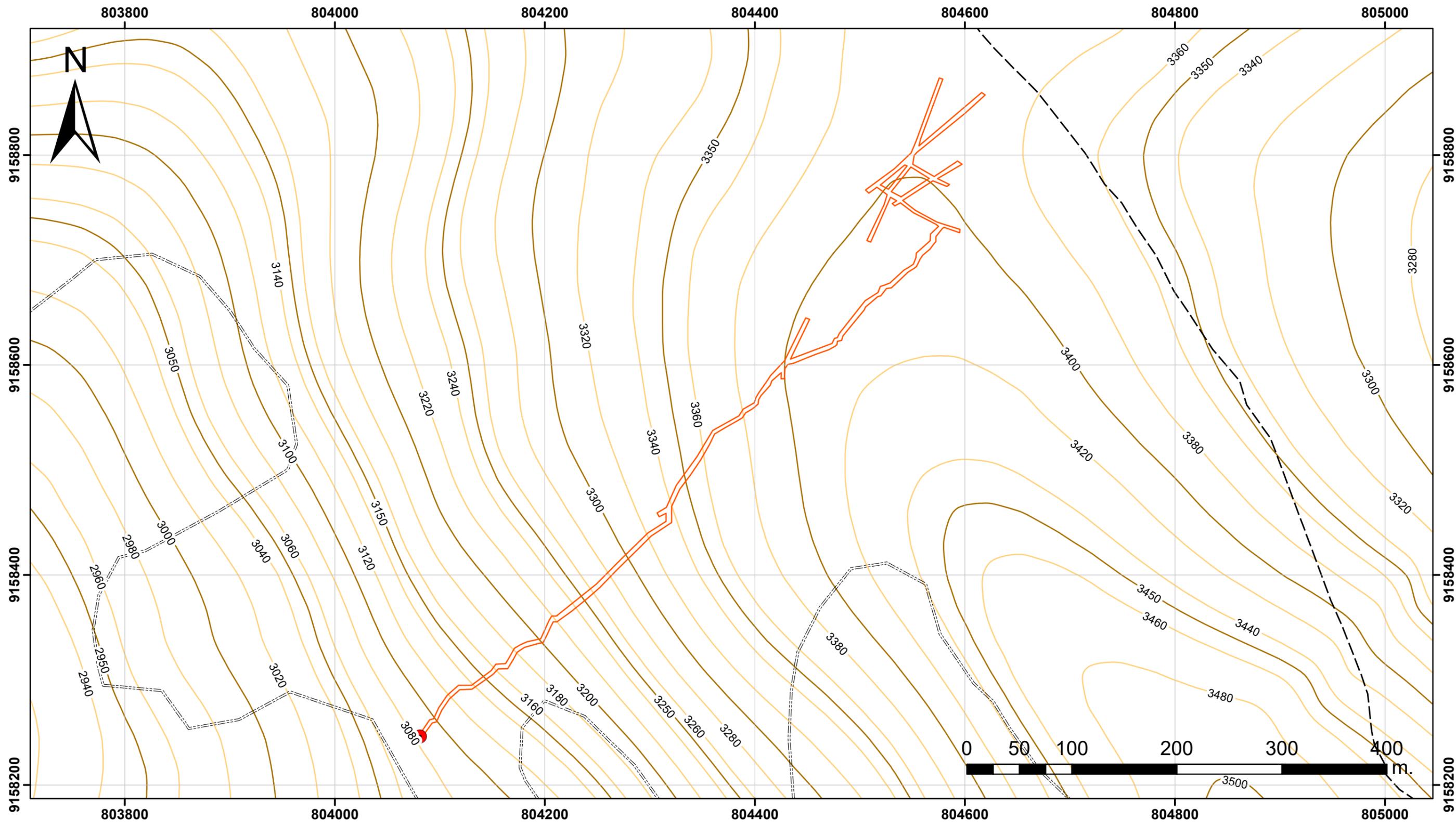
TESISTA: MIRANDA OCAS EDWIN JHONATAN

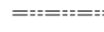
ESCALA: 1/4500

ASESOR: DR. QUISPE MAMANI CRISPIN ZENÓN

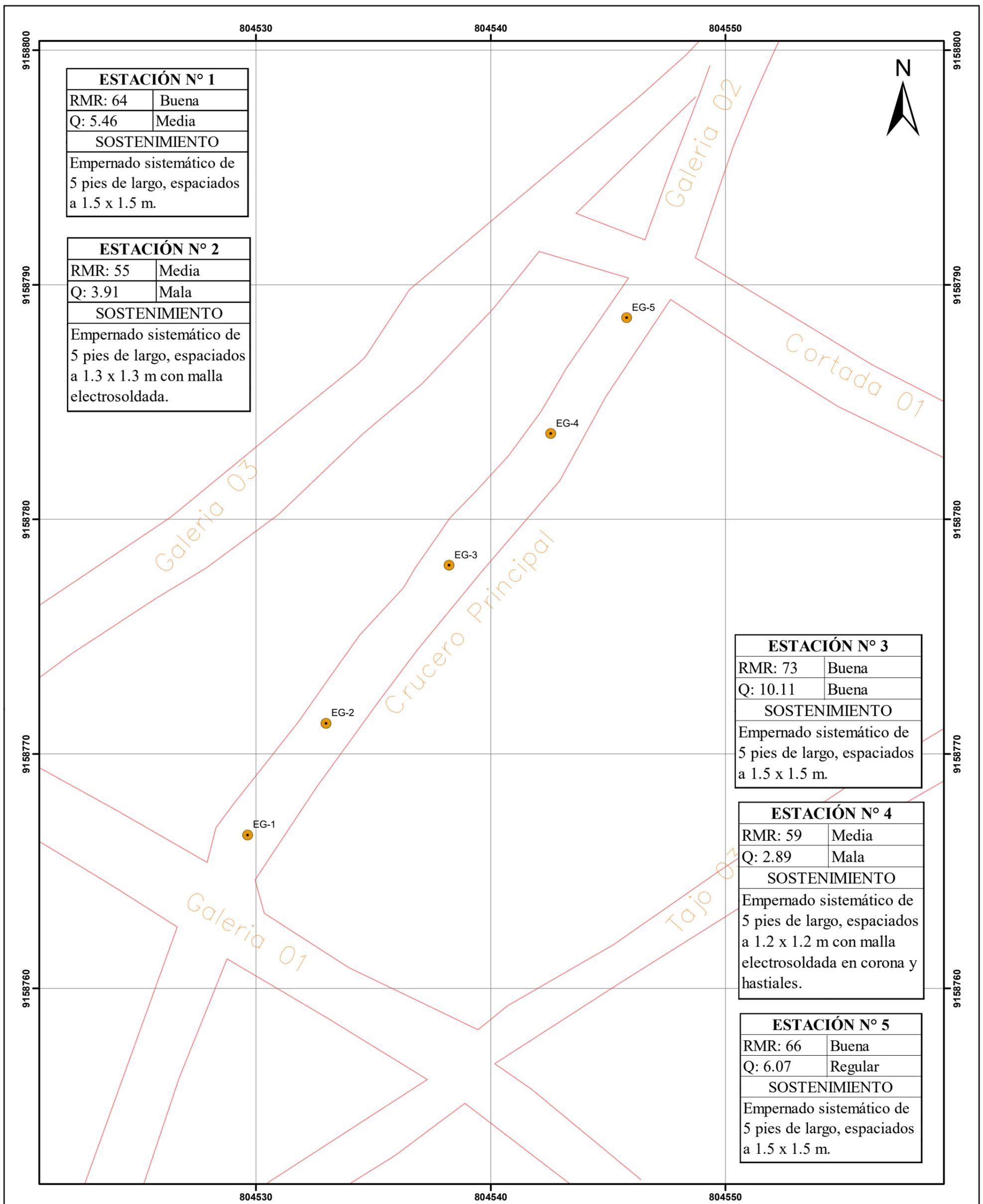
FECHA: NOVIEMBRE DEL 2024

**PLANO  
02**



SIMBOLOGÍA	
	Bocamina Nivel 0
	Mina San Francisco Nivel 0
	Trocha Carrozable
	Anticlinal Algamarca
	Curvas Menores
	Curvas Mayores

 <b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
<b>TESIS:</b> DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA EN LA MINA SAN FRANCISCO NIVEL 0 ALGAMARCA - CAJABAMBA		
PLANO TOPOGRÁFICO		
<b>TESISTA:</b> BACH. MIRANDA OCAS EDWIN JHONATAN	<b>FECHA:</b> ENERO 2025 <b>ESCALA:</b> 1:3500	<b>PLANO:</b> <b>03</b>
<b>ASESOR:</b> DR. QUISPE MAMANI CRISPÍN ZENÓN	<b>PROYECCIÓN:</b> UTM - WGS84 - 17 SUR	



ESTACIÓN N° 1	
RMR: 64	Buena
Q: 5.46	Media
SOSTENIMIENTO	
Empernado sistemático de 5 pies de largo, espaciados a 1.5 x 1.5 m.	

ESTACIÓN N° 2	
RMR: 55	Media
Q: 3.91	Mala
SOSTENIMIENTO	
Empernado sistemático de 5 pies de largo, espaciados a 1.3 x 1.3 m con malla electrosoldada.	

ESTACIÓN N° 3	
RMR: 73	Buena
Q: 10.11	Buena
SOSTENIMIENTO	
Empernado sistemático de 5 pies de largo, espaciados a 1.5 x 1.5 m.	

ESTACIÓN N° 4	
RMR: 59	Media
Q: 2.89	Mala
SOSTENIMIENTO	
Empernado sistemático de 5 pies de largo, espaciados a 1.2 x 1.2 m con malla electrosoldada en corona y hastiales.	

ESTACIÓN N° 5	
RMR: 66	Buena
Q: 6.07	Regular
SOSTENIMIENTO	
Empernado sistemático de 5 pies de largo, espaciados a 1.5 x 1.5 m.	



SIMBOLOGÍA	
	Estaciones Geomecanicas
	Mina San Francisco Nivel 0

	<b>UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA</b> FACULTAD DE INGENIERIA ESCUELA ACADEMICO PROFECIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
	TESIS: DETERMINACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO SEGÚN CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA EN LA MINA SAN FRANCISCO NIVEL 0 ALGAMARCA - CAJAMARCA		
PLANO DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICA			PLANO:
TESIS: MIRANDA OCAS EDWIN JHONATAN		ESCALA: 1/150	<b>04</b>
ASESOR: Dr. QUISPE MAMANI CRISPÍN ZENÓN		FECHA: NOVIEMBRE DEL 2024	

