



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



**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL  
DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL -  
MINA SAN JUAN CIÉN - LAMPA – PUNO**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. ALIPIO HILASACA MAMANI**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2024**



NOMBRE DEL TRABAJO

**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DET  
ERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENT  
O EN LA GALERÍA PRINCIPAL - MINA SA  
N**

AUTOR

**ALIPIO HILASACA MAMANI**

RECuento DE PALABRAS

**21403 Words**

RECuento DE CARACTERES

**119017 Characters**

RECuento DE PÁGINAS

**144 Pages**

TAMAÑO DEL ARCHIVO

**9.1MB**

FECHA DE ENTREGA

**Aug 19, 2024 10:42 AM GMT-5**

FECHA DEL INFORME

**Aug 19, 2024 10:43 AM GMT-5**

● **15% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 15% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 8% Base de datos de trabajos entregados
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 15 palabras)

  
Lucio Quiroa Gallegos  
INGENIERO DE MINAS  
CIP 128622  
DOCENTE UNAP

  
FACULTAD DE INGENIERIA  
DIRECCIÓN FIM - UNAP  
Dr. Americo Arizaca Avalos  
Director de la Unidad de Investigación  
Facultad de Ingeniería de Minas

Resumen



## DEDICATORIA

*A mis padres Sr. Ignacio Hilasaca Mamani (+) y la Sra. Isabel Mamani Mamani, (+)  
quien con su ejemplo en vida llenan de energía para cumplir con este objetivo.*

*Alipio Hilasaca Mamani*



## AGRADECIMIENTOS

A los catedráticos de la facultad de Ingeniería de Minas, quienes desinteresadamente me brindaron sus conocimientos y afanes para lograr con mi objetivo.

A mi familia Jovita y mi hijo Daniel, que con una sonrisa llenan de energía en mis momentos de flaqueza.

*Alipio Hilasaca Mamani*



# ÍNDICE GENERAL

	Pág.
<b>DEDICATORIA</b>	
<b>AGRADECIMIENTOS</b>	
<b>ÍNDICE GENERAL</b>	
<b>ÍNDICE DE TABLAS</b>	
<b>ÍNDICE DE FIGURAS</b>	
<b>ÍNDICE DE ANEXOS</b>	
<b>ACRÓNIMOS</b>	
<b>RESUMEN .....</b>	<b>17</b>
<b>ABSTRACT.....</b>	<b>18</b>
<b>CAPÍTULO I</b>	
<b>INTRODUCCIÓN</b>	
<b>1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>19</b>
<b>1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA .....</b>	<b>20</b>
1.2.1. Pregunta general .....	20
1.2.2. Preguntas específicas .....	20
<b>1.3. HIPÓTESIS .....</b>	<b>21</b>
1.3.1. Hipótesis general .....	21
1.3.2. Hipótesis específico .....	21
<b>1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>21</b>
<b>1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>22</b>
1.5.1. Objetivo general.....	22
1.5.2. Objetivos específicos.....	22



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

<b>2.1.</b>	<b>ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>23</b>
<b>2.2.</b>	<b>MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>29</b>
2.2.1.	Mecánica de rocas .....	29
2.2.2.	Comportamiento de los macizos rocosos .....	30
2.2.3.	Clasificaciones geomecánicas.....	31
2.2.4.	Clasificación geomecánica RMR Bieniawski 1989 .....	31
2.2.4.1.	Resistencia uniaxial de la roca intacta (MPa).....	33
2.2.4.2.	Parámetro RQD.....	35
2.2.4.3.	Espaciamiento de las discontinuidades .....	36
2.2.4.4.	Condición de las discontinuidades.....	37
2.2.5.	Calidad de la masa rocosa índice Q de Barton .....	44
2.2.5.1.	Índice de calidad de la roca (RQD) .....	46
2.2.5.2.	Índice de diaclasado (Jn).....	47
2.2.5.3.	Rugosidad de las discontinuidades o juntas (Jr).....	48
2.2.5.4.	Alteración de las discontinuidades (Ja) .....	49
2.2.5.5.	Factor de reducción por la presencia de agua (Jw) .....	51
2.2.5.6.	Factor de estado tensional (SRF).....	52
2.2.5.7.	Categoría de sostenimiento a partir del índice Q de Barton .....	55
2.2.6.	Índice de resistencia geológico (GSI).....	56
2.2.7.	Criterio de rotura de Hoek y Brown .....	57
2.2.8.	Sostenimiento.....	58
2.2.8.1.	Sostenimiento con pernos en roca.....	59
2.2.8.2.	Malla metálica .....	62



2.2.8.3. Cable (Cable bolting).....	63
2.2.8.4. Cimbras metálicas .....	63
2.2.8.5. Otros tipos de sostenimiento.....	63
<b>2.3. MARCO CONCEPTUAL .....</b>	<b>65</b>
<b>CAPÍTULO III</b>	
<b>MATERIALES Y MÉTODOS</b>	
<b>3.1. DISEÑO METODOLÓGICO .....</b>	<b>67</b>
3.1.1. Nivel de investigación .....	67
3.1.2. Directa o empírica .....	67
3.1.3. Enfoque de investigación .....	67
3.1.4. Diseño de investigación .....	68
<b>3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA .....</b>	<b>68</b>
3.2.1. Población.....	68
3.2.2. Muestra.....	69
<b>3.3. DEFINICIÓN DE VARIABLES .....</b>	<b>69</b>
3.3.1. Variable independiente .....	69
3.3.2. Variable dependiente .....	69
3.3.3. Operacionalización de variables.....	69
<b>3.4. INSTRUMENTOS Y TÉCNICAS DE RECOLECCION DE DATOS.....</b>	<b>70</b>
<b>3.5. INSTRUMENTOS Y/O EQUIPOS.....</b>	<b>72</b>
<b>3.6. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO .....</b>	<b>73</b>
3.6.1. Ubicación .....	73
3.6.2. Accesibilidad a la zona de estudio.....	74

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN



<b>4.1.</b>	<b>CARACTERIZACIÓN ESTRUCTURAL DE LA ZONA DE ESTUDIO...</b>	<b>76</b>
4.1.1.	Levantamiento topográfico .....	76
4.1.2.	Aspectos litológicos .....	76
4.1.3.	Zonificación geomecánica .....	76
4.1.4.	Ensayos de resistencia de la roca intacta .....	77
4.1.4.1.	Ensayo de carga puntual de muestra de roca.....	77
<b>4.2.</b>	<b>CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA RMR DE BIENIAWSKI.....</b>	<b>77</b>
4.2.1.	Resistencia a la compresión uniaxial (MPa).....	77
4.2.2.	RQD (rock Quality Designation).....	78
4.2.3.	Espaciamiento de discontinuidades (m).....	78
4.2.4.	Condición de discontinuidades .....	79
<b>4.2.5.</b>	<b>Agua Subterránea .....</b>	<b>80</b>
4.2.6.	Elección del tipo de sostenimiento según el RMR de Bieniawski.....	80
<b>4.3.</b>	<b>CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL ÍNDICE Q DE BARTON.....</b>	<b>81</b>
4.3.1.	Clasificación geomecánica índice Q de Barton.....	81
4.3.2.	Elección del tipo de sostenimiento según índice Q Barton .....	86
<b>4.4.</b>	<b>CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA MODELAMIENTO CON SOFTWARE ROCSCIENCE .....</b>	<b>88</b>
4.4.1.	Propiedades del macizo rocoso según software RocData .....	88
4.4.2.	Distribución de discontinuidades software dips .....	89
4.4.3.	Análisis con el software unwedge 3.0 .....	92
4.4.4.	Análisis de estabilidad y deformación software phase2.....	97
<b>4.5.</b>	<b>DISCUSIÓN .....</b>	<b>101</b>
<b>V.</b>	<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>103</b>
<b>VI.</b>	<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>104</b>





<b>VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>105</b>
<b>ANEXOS.....</b>	<b>108</b>

**Área:** Ingeniería de Minas

**Tema:** Mecánica de rocas, geomecánica y geotecnia

**Fecha de sustentación:** 04 de setiembre de 2024



## ÍNDICE DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
<b>Tabla 1</b> Estimación de terreno en la resistencia en la compresión uniaxial.....	35
<b>Tabla 2</b> Calidad del macizo rocoso según el índice RQD.....	36
<b>Tabla 3</b> Muestra la puntuación de constancia indicada por su longitud. ....	38
<b>Tabla 4</b> Muestra la puntuación de la apertura según la separación de caras. ....	38
<b>Tabla 5</b> Muestra la puntuación del relleno según el tipo de relleno. ....	40
<b>Tabla 6</b> Descripción de la meteorización de la masa rocosa.....	41
<b>Tabla 7</b> Descripción de grado de roca.....	42
<b>Tabla 8</b> Muestra la puntuación del agua. ....	43
<b>Tabla 9</b> Clasificación geomecánica de Bieniawski corrección por orientación de juntas. ....	44
<b>Tabla 10</b> Valoración de la calidad de la roca. ....	46
<b>Tabla 11</b> Índice de la calidad de la roca en función de RQD.....	47
<b>Tabla 12</b> Número de discontinuidades. ....	48
<b>Tabla 13</b> Factor de rugosidad de las discontinuidades. ....	49
<b>Tabla 14</b> Factor de alteración de las discontinuidades A.....	50
<b>Tabla 15</b> Factor de alteración de las discontinuidades B.....	50
<b>Tabla 16</b> Factor de alteración de las discontinuidades C.....	51
<b>Tabla 17</b> Factor de reducción por contenido de agua en fracturas. ....	51
<b>Tabla 18</b> Condición A de disminución del estrés. ....	53
<b>Tabla 19</b> Condición de reducción por tensiones B. ....	54
<b>Tabla 20</b> Condición de reducción por tensiones C. ....	54
<b>Tabla 21</b> Condición de reducción por tensiones D. ....	55
<b>Tabla 22</b> Coordenadas geográficas de la zona de estudio.....	74



<b>Tabla 23</b>	Vía de acceso a zona de investigación. ....	74
<b>Tabla 24</b>	Ensayo de carga puntual de la muestra de roca .....	77
<b>Tabla 25</b>	Caracterización geomecánica RMR (acceso principal).....	80
<b>Tabla 26</b>	Recomendaciones para la excavación y el sostenimiento de túneles excavados en roca.....	81
<b>Tabla 27</b>	Caracterización geomecánica índice Q de Barton.....	82
<b>Tabla 28</b>	Sistema de calificación del índice Q de Barton P-IE.....	83
<b>Tabla 29</b>	Sistema de calificación del índice Q de Barton P-2E.....	83
<b>Tabla 30</b>	Sistema de calificación del índice Q de Barton P-3E .....	84
<b>Tabla 31</b>	Sistema de calificación del índice Q de Barton P.4E.....	84
<b>Tabla 32</b>	Sistema de calificación del índice Q de Barton P-5E.....	84
<b>Tabla 33</b>	Sistema de calificación del índice Q de Barton P-6E.....	85
<b>Tabla 34</b>	Sistema de calificación del índice Q de Barton P-7E.....	85
<b>Tabla 35</b>	Sistema de clasificación de índice de Q de Barton P-8E.....	85
<b>Tabla 36</b>	Relación de sostenimiento.....	86



## ÍNDICE DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
<b>Figura 1</b> Curva tensión – deformación.....	30
<b>Figura 2</b> Clasificación RMR 89 .....	33
<b>Figura 3</b> Ábaco esclerómetro. ....	34
<b>Figura 4</b> Perfiles normalizados para adquirir el JRC.....	40
<b>Figura 5</b> Ábaco de la calidad del macizo rocoso y soporte de roca.....	56
<b>Figura 6</b> Pernos de anclaje mecánico. ....	60
<b>Figura 7</b> Pernos de varilla corrugada. ....	61
<b>Figura 8</b> Perno de fricción SPLIT SET. ....	62
<b>Figura 9</b> Pruebas geomecánicas .....	71
<b>Figura 10</b> Apuntes de trabajo .....	71
<b>Figura 11</b> Muestra de ensayo de carga puntual en roca diorita.....	72
<b>Figura 12</b> Caracterización del macizo rocoso mediante RMR de Bieniawski .....	78
<b>Figura 13</b> Calidad del Macizo Rocosos según Índice Q de Barton para sostenimiento. .....	87
<b>Figura 14</b> Criterio de rotura de Hoek - Brown.....	88
<b>Figura 15</b> Grafica por el software Unwedge E1.....	92
<b>Figura 16</b> Grafica por el software Unwedge E2.....	93
<b>Figura 17</b> Grafica por el software Unwedge E3.....	93
<b>Figura 18</b> Grafica por el software Unwedge E4.....	94
<b>Figura 19</b> Grafica por el software Unwedge E5.....	95
<b>Figura 20</b> Grafica por el software Unwedge E6.....	95
<b>Figura 21</b> Grafica por el software Unwedge E7.....	96
<b>Figura 22</b> Grafica por el software Unwedge E8 .....	96



<b>Figura 23</b>	Factor de seguridad del macizo rocoso E1 y E2, software Phase2. ....	98
<b>Figura 24</b>	Factor de seguridad del macizo rocoso E3, E4 y E5 software fase 2.....	99
<b>Figura 25</b>	Factor de seguridad del macizo rocoso E6, E7 y E8, software fase 2. ....	100



## ÍNDICE DE ANEXOS

	<b>Pág.</b>
<b>ANEXO 1</b> Plano topográfico Mina San Juan Cien .....	108
<b>ANEXO 2</b> Mapeo Geomecánico E1 .....	109
<b>ANEXO 3</b> Mapeo Geomecánico E2 .....	110
<b>ANEXO 4</b> Mapeo Geomecánico E3 .....	111
<b>ANEXO 5</b> Mapeo Geomecánico E4 .....	112
<b>ANEXO 6</b> Mapeo Geomecánico E5 .....	113
<b>ANEXO 7</b> Mapeo Geomecánico E6 .....	114
<b>ANEXO 8</b> Mapeo Geomecánico E7 .....	115
<b>ANEXO 9</b> Mapeo Geomecánico E8 .....	116
<b>ANEXO 10</b> Ensayo Carga Puntual .....	117
<b>ANEXO 11</b> Ensayo de Esclerómetro .....	118
<b>ANEXO 12</b> Estereograma Estación 1 .....	119
<b>ANEXO 13</b> Estereograma Estación 2 .....	120
<b>ANEXO 14</b> Estereograma Estación 3 .....	121
<b>ANEXO 15</b> Estereograma Estación 4 .....	122
<b>ANEXO 16</b> Estereograma Estación 5 .....	123
<b>ANEXO 17</b> Estereograma Estación 6 .....	124
<b>ANEXO 18</b> Estereograma Estación 7 .....	125
<b>ANEXO 19</b> Estereograma Estación 8 .....	126
<b>ANEXO 20</b> Plano de perfiles de cuñas Estación 1 .....	127
<b>ANEXO 21</b> Plano de perfiles de cuñas Estación 2 .....	128
<b>ANEXO 22</b> Plano de perfiles de cuñas Estación 3 .....	129
<b>ANEXO 23</b> Plano de perfiles de cuñas Estación 4 .....	130



<b>ANEXO 24</b>	Plano de perfiles de cuñas Estación 5 .....	131
<b>ANEXO 25</b>	Plano de perfiles de cuñas Estación 6 .....	132
<b>ANEXO 26</b>	Plano de perfiles de cuñas Estación 7 .....	133
<b>ANEXO 27</b>	Plano de perfiles de cuñas Estación 8 .....	134
<b>ANEXO 28</b>	Plano de tensión de esfuerzos Estación 1 .....	135
<b>ANEXO 29</b>	Plano de tensión de esfuerzos Estación 2.....	136
<b>ANEXO 30</b>	Plano de tensión de esfuerzos Estación 3.....	137
<b>ANEXO 31</b>	Plano de tensión de esfuerzos Estación 4.....	138
<b>ANEXO 32</b>	Plano de tensión de esfuerzos Estación 5.....	139
<b>ANEXO 33</b>	Plano de tensión de esfuerzos Estación 6.....	140
<b>ANEXO 34</b>	Plano de tensión de esfuerzos Estación 7 .....	141
<b>ANEXO 35</b>	Plano de tensión de esfuerzos Estación 8.....	142



## ACRÓNIMOS

RMR:	Clasificación de la masa rocosa
RQD:	Índice de calidad de la roca
GSI:	Índice de resistencia geológico
JRC:	Coefficiente de rugosidad de la junta
E:	Estación
Prom:	Promedio
Km:	Kilómetros
Hrs:	Horas
ESR:	Factor de estado tensional
ISRM:	Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas
Ja:	Índice de alteración de discontinuidad
Jn:	Número de discontinuidades
Jr:	Factor de rugosidad de discontinuidad o juntas
JRC:	Coefficiente de rugosidad de la junta
Jw:	Coefficiente de reducción por contenido de agua en fracturas
SRF:	Factor de reducción de tensión
UCS:	Resistencia a la compresión uniaxial
UTM:	Universal Transverse Mercator (Sistema de coordenadas mundial)
WGS:	Sistema geodésico mundial 1984
F.S.:	Factor de seguridad
GSM:	Gerencia de supervisión minera





## RESUMEN

El presente trabajo de investigación fue realizado durante el desarrollo de la galería principal mina San Juan Cien - Lampa - Puno, donde se afronta problemas de estabilidad del macizo rocoso. El objetivo principal fue implementar un diseño de sostenimiento mediante una evaluación geomecánica en la galería principal mina San Juan Cien - Lampa - Puno. Se ha utilizado la siguiente metodología: descriptivo analítico o directa (uso del método empírico, RMR de Bieniawski, Q de Barton, GSI) y haciendo uso de los programas computacionales Dips, Phase2, Unwedge. El tipo de investigación es transversal, según su enfoque es mixta, de acuerdo al nivel de investigación es aplicativo. En el apartado de los resultados se detalla la implementación de un diseño de sostenimiento mediante una evaluación geomecánica en la galería principal. Se determina que el tipo de sostenimiento más adecuado es con pernos de anclaje puntual y en zonas alejadas de la falla. Se califica el macizo rocoso con capacidad de auto sostenimiento, el cual brinda un factor de seguridad mayor a 1.3, estabilizando así la galería principal en estudio. En las conclusiones se define que el tipo de sostenimiento adecuado es con pernos de anclaje de forma puntual y en algunas zonas califica el macizo rocoso con capacidad de auto sostenimiento, brindando ambientes de trabajo seguros en el desarrollo de la excavación. Con relación al factor de seguridad, a través del software empleado se determina que el diseño de sostenimiento es a través de pernos de anclaje tipo Swellex, con dimensiones de 1.20 m de longitud y 41 mm de diámetro, y zonas de excavación con macizo rocoso con capacidad de auto sostenimiento, con factor de seguridad que supera 1.3. De tal manera se estabiliza la galería Principal de estudio

**Palabras Clave:** Macizo rocoso, Evaluación geomecánica, Factor de seguridad, Sostenimiento.



## ABSTRACT

This research work was conducted during the development of the main gallery of the San Juan Cien mine in Lampa, Puno, where issues of rock mass stability are addressed. The main objective was to implement a support design through a geomechanical evaluation in the main gallery of the San Juan Cien mine in Lampa, Puno. The following methodology was used: descriptive analytical or direct (using the empirical method, RMR of Bieniawski, Q of Barton, GSI) and utilizing the software programs Dips, Phase2, Unwedge. The type of research is cross-sectional, with a mixed approach, and is classified as applied research. In the results section, the implementation of a support design through a geomechanical evaluation in the main gallery is detailed. It is determined that the most suitable type of support is with point anchor bolts and in areas away from the fault. The rock mass is classified as having self-supporting capacity, providing a safety factor greater than 1.3, thus stabilizing the main gallery under study. In the conclusions, it is defined that the appropriate type of support is with point anchor bolts, and in some areas, the rock mass is classified as having self-supporting capacity, providing safe working environments during excavation development. Regarding the safety factor, through the software used, it is determined that the support design is through Swellex type anchor bolts, with dimensions of 1.20 m in length and 41 mm in diameter, and excavation areas with rock mass having self-supporting capacity, with a safety factor exceeding 1.3. In this way, the main gallery under study is stabilized.

**Keywords:** Rock mass, geomechanical evaluation, safety factor, support.



# CAPÍTULO I

## INTRODUCCIÓN

La caída de rocas es un problema significativo que afecta las tareas de excavación y requiere un enfoque integral para mejorar las prácticas de ingeniería en el diseño de sostenimientos mineros. En el caso de la mina San Juan Cien Lampa – Puno, donde se desarrollan actividades de perforación y voladura que generan desprendimiento de rocas en la "Galería Principal mina San Juan Cien", es crucial garantizar la estabilidad del macizo rocoso en todas las fases de la actividad minera. Para ello, se emplean métodos empíricos como el RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton, así como programas computacionales como Dips, Phase2 y Unwedge, que contribuyen a la caracterización y el análisis de los parámetros geomecánicos presentes en el perímetro de la excavación. La investigación presentada en los cuatro capítulos del estudio es relevante para comprender el contexto de la investigación, el marco teórico y conceptual, los materiales y métodos utilizados, y el análisis de los resultados, conclusiones y recomendaciones. Es importante destacar que la minería es una actividad clave para la reactivación económica del Perú, ya que genera empleo directo e indirecto, y representa una fuente importante de ingresos para el país.

### 1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

La minería es una actividad que se lleva a cabo en diversas partes del mundo desde tiempos antiguos, y se ha convertido en una fuente económica de gran relevancia. Sin embargo, en el desarrollo de esta actividad, es necesario controlar múltiples desafíos, como la caída de rocas, que puede ocasionar incidentes y accidentes, incluso víctimas fatales. Según el boletín estadístico del Ministerio de Energía y Minas del Perú, a través



de la Gerencia de Supervisión Minera (GSM), el 21% de los accidentes mortales en la minería durante 2022 se debieron a desprendimientos de rocas.

La minera San Juan Cien ha estado realizando actividades mineras de manera artesanal sobre vetas de oro situadas entre rocas de diorita, llevando a cabo labores tanto horizontales como verticales de manera angosta, con el fin de minimizar el desequilibrio en el perímetro de la excavación. No obstante, en los años 2020, 2021 y 2022, la galería principal en estudio ha reportado varios incidentes y accidentes relacionados con desprendimientos de rocas, especialmente en condiciones de humedad.

El estudio de la problemática de la caída de rocas en la minería subterránea es de vital importancia y tiene un interés que trasciende lo local, abarcando también lo nacional e internacional. Por lo tanto, esta investigación tiene como objetivo determinar las características geomecánicas del macizo rocoso mediante clasificaciones geomecánicas, aplicando métodos empíricos y numéricos, así como el diseño de sostenimiento utilizando software especializado. Se busca implementar un diseño de sostenimiento que garantice un factor de seguridad no inferior a 1.3, al mismo tiempo que se ajuste a las posibilidades económicas de la empresa.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

### **1.2.1. Pregunta general**

¿Cómo realizar la evaluación geomecánica para determinar el diseño de sostenimiento de la galería principal de la mina San Juan Cien Lampa - Puno?

### **1.2.2. Preguntas específicas**

- ¿Cómo realizar una evaluación geomecánica de la galería principal mina San Juan Cien - Lampa - Puno?



- ¿Cómo realizar el diseño del sostenimiento en la galería principal- mina San Juan Cien - Lampa - Puno?

### **1.3. HIPÓTESIS**

#### **1.3.1. Hipótesis general**

Realizado la evaluación geomecánica se ha determinado el diseño de sostenimiento en la galería principal - mina San Juan Cien - Lampa – Puno.

#### **1.3.2. Hipótesis específico**

- Realizado la evaluación geomecánica se ha determinado las características del macizo rocoso de la galería principal - mina San Juan Cien - Lampa - Puno.
- Mediante el diseño de sostenimiento se estabiliza la galería principal- mina San Juan Cien - Lampa – Puno.

### **1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

La investigación realizada es de gran relevancia, ya que nos permite comprender las características del macizo rocoso y prevenir incidentes y accidentes provocados por la caída de rocas. Además, los resultados obtenidos serán útiles tanto para la empresa como para los lectores de diversas instituciones educativas relacionadas con la minería, facilitando el diseño del sostenimiento en la galería principal de la mina San Juan Cien – Lampa – Puno.

Las metodologías aplicadas, como el RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton, nos brindan la capacidad de evaluar y entender el comportamiento de los esfuerzos que



actúan en el perímetro de la excavación. Asimismo, el uso de software de la familia Rocscience, como Dips 6.0 y Phase2, nos permite identificar la presencia de bloques de roca en la excavación, así como zonas plastificadas y áreas de inestabilidad cercanas a la excavación en la galería principal de la mina San Juan Cien. Estos resultados estarán disponibles para investigadores en ingeniería de minas, geología y construcción civil.

El presente trabajo de investigación tiene un impacto económico significativo, ya que la evaluación y sus resultados ayudarán a determinar el tipo de sostenimiento adecuado que cumpla con el factor de seguridad requerido y que sea económicamente viable. Los resultados también serán de gran utilidad para realizar estimaciones de perforación y voladura, así como para definir las dimensiones de la excavación.

Además, este estudio busca disminuir los riesgos de incidentes o accidentes que puedan afectar a los trabajadores, equipos, instalaciones y materiales debido a la caída de rocas en la excavación de la galería principal de la mina San Juan Cien. Con ello, se garantizarán ambientes de trabajo seguros para nuestro personal.

## **1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.5.1. Objetivo general**

Determinar un diseño de sostenimiento mediante la evaluación geomecánica en la galería principal mina San Juan Cien - Lampa - Puno

### **1.5.2. Objetivos específicos**

- Realizar una evaluación geomecánica la galería principal- mina San Juan Cien - Lampa –Puno.
- Determinar el diseño de sostenimiento en la galería principal- mina San Juan Cien - Lampa – Puno.



## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Gálvez (2013) tiene como objetivo caracterizar el macizo rocoso en la Mina Carmen, depósito de hierro ubicado en la Tercera Región de Atacama – Chile, Para ello se levantó la litología y fallas locales, elaborándose también ventanas geotécnicas y registro de sondajes geotécnicos y se ha tenido los siguientes resultados, en la Mina Carmen predominan macizos rocosos con volúmenes de (3-10 f/m<sup>3</sup>), y con respecto a su calidad varían de mala (IV) y Regular (III) de acuerdo a RMR de Laubscher, en su mayoría predomina la roca de tipo regular (III); según el índice Q de Barton el macizo rocoso califica como roca Mala y Media (1,13-5,63, Finalmente se sugiere sostenimiento en las galerías subterráneas por medio de Q de Barton, el que consiste principalmente en mantenimiento y sostener la excavación de un modo sistemático; En cinco sectores se recomienda reforzamiento con pernos sistemáticos de 2m de largo, separados por 2,5m, con shotcrete proyectado de espesor 40-100mm; estas zonas coinciden con los túneles de mayores dimensiones.

Aguilera (2019) en su investigación tiene como objetivo sintetizar la metodología de mapeo geológico y geotécnico aplicado en el proceso de sostenimientos en el desarrollo de las obras subterráneas, Codelco – andina – Chile, y para cumplir con el objetivo utiliza los métodos empíricos como el índice Q de Barton et al. (1974) es imprescindible para la elección del tipo de sostenimiento, además, se apoya con la estimación de la calidad del macizo rocoso mediante índices RMR de Bieniawski (1989) y GSI de Hoek (1994). programas computacionales o software de la familia Rocscience



como Dips y Phase2. Como resultado se obtiene que se debe de realizar la instalación de pernos helicoidales de 3 m, 25 mm, en un tramo de 1.2 x 1.2 m, desde Spring Line a Spring Line, implementando el sostenimiento ya especificado se mejora el factor de seguridad considerablemente favorable.

Ríos (2019) tiene en objetivo la evaluación geomecánica para la determinar el tipo de sostenimiento en el macizo rocoso presente en los túneles carreteros “los Ángeles” para lo cual se considera 13 estaciones geomecánicas realizando la recolección de datos a largo de los ejes, en lo posterior se hace uso de las clasificaciones geomecánicas con los siguientes resultados, roca del tipo II y III, por Bieniawski; y roca media y buena, índice Q de Barton; Los grupos de discontinuidades que más se manifiestan en cada estación geomecánica se han conocido utilizando la programación en computadora Dips V.5.1. se evalúa el factor de seguridad en el perímetro de la excavación subterránea esto mediante el software Phase2 V.8.0, se concluye que es más costoso y sobredimensionado estructuralmente según de Bieniawski, según Barton es más factible y/o acertado cumple con los factores de seguridad que se requiere, las hipótesis planteadas son afirmativos.

Mercado (2017) La importancia de aplicar la Geomecánica en las excavaciones subterráneas, es salvaguardar la seguridad y la integridad del personal, los equipos, instalaciones, etc. Para cumplir el objetivo de la revisión, se deben completar los exámenes geotécnicos y geomecánicos, que comprenden el registro geotécnico, las pruebas del centro de investigación de la porosidad y la penetración situada para explorar las direcciones de las discontinuidades presentes en el perímetro de la masa rocosa, y para su análisis se deben usar herramientas de software de la familia Rocscience como (Dips, Unwedge, Phase2). Que nos permiten identificar y/o evaluar las principales familias de discontinuidades, las deformaciones que presentan al desarrollo de la excavación subterránea, la posible formación de cuñas, etc.





Espejo (2019) busca determinar el método de sostenimiento mediante el uso de parámetros geomecánicos de la mina Aguas Perdidas, para implementar un método de sostenimiento es fundamental reunir la mayor cantidad de datos geomecánicos del trabajo de excavación en estudio para tenerlos accesibles y escoger aquellos de mayor importancia y así cumplir con el objetivo del presente estudio, a su vez se generan modelos teóricos sobre la disposición de las excavaciones en interior mina, así se usan los diferentes softwares tales como el Dips v.6.0, Unwedge v.3.0, y Phase2 v.8.0 donde se observa la orientación de las labores y la cantidad de familias discontinuas en el macizo rocoso, las cuñas de roca presente alrededor de la excavación, deformación en el perímetro de la excavación en estudio, se propone que para este estudio la estrategia de ayuda sugerida es hormigón proyectado con red de alambre y pernos de anclaje no tensados, teniendo espacios 1m. Los pernos utilizados serán puntuales debido a su gasto mínimo e instalarán según se requieran, con respecto al hormigón proyectado, se sugiere un espesor de 6 a 9 cm.

Márquez (2018) tiene como objetivo la aplicación de la geomecánica en el diseño del sostenimiento de labores mineras subterráneas de la Unidad Minera Mallay, la utilización de la geomecánica aplicada como los programas computacional Dips, Phase2 y otros nos permiten conocer el macizo rocoso, la geomecánica aplicada al diseño del sostenimiento mejora la estabilidad del Nivel 730 de la UM en estudio, puesto que de acuerdo a la aplicación del Phase2 se puede observar que no existe muchas deformaciones en perímetro de la excavación.

Loarte (2018) El trabajo de investigación tiene como objetivo la aplicación de la geomecánica en el diseño del sostenimiento de labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – CORMITOMA S.A. la metodología usada para dar las recomendaciones de estabilidad de las labores mineras subterráneas están basados en el ISRM (Internacional Society For Rock Mechanic's), se determinó que el RMR Básico y



el corregido para el mineral varía entre 59- 59 (Tipo IIIA), en el caso de la zona de contacto varía entre 66 – 66 (Tipo II-B), en el caso de la pizarra varía entre 58 – 58 (Tipo IIIA), en el caso de la Cuarcita varía entre 71 – 71 (Tipo IIA) y en el caso de la Granodiorita varía entre 87- 82 (Tipo IIB). De acuerdo al criterio científico de Palmstron, la ecuación para el yacimiento "Toma La Mano" en lo relacionado al RMR y Q (Bieniawski – Barton) es  $RMR = 8.988\ln(x) + 44.046$ , dicho valor se encuentra dentro del rango establecido por esta teoría. En lo relacionado al tiempo de autoaporte sin sostenimiento, para el caso de la Pizarra cuyo valor del RMR está en el rango de 58 – 58, es de 1 mes y 2 días, para el caso de la Cuarcita cuyo valor del RMR está en el rango de 71 – 71, es de 1 año, en el caso de la Granodiorita cuyo valor del RMR está en el rango de 87 – 82, es de 3 años y 7 meses.

Mamani (2018) El estudio de la geomecánica nos permite determinar un diseño de sostenimiento adecuado en las excavaciones subterráneas, realizando un análisis de los parámetros geomecánicos de RQD, RMR, Q, GSI. Las características de un macizo rocoso que deben de ser realizados en las zonas específicas de la excavación con la finalidad de conocer las características de sus discontinuidades, se deben tomar mayor importancia a las discontinuidades que forman cunas en el techo de las excavaciones, concluye que en los proyectos mineros la aplicación de la geomecánica es de suma importancia, que su correcta aplicación contribuye en la minimización de los incidentes como accidentes por caída de rocas.

Machaca (2017) tiene como objetivo Optimizar el diseño de espacios subterráneos y soportes con pilares a partir de los parámetros geomecánicos que permitiera una explotación racional en la mina San Francisco de ASIS- Rinconada. La metodología usada es el método empírico, RMR de Bieniawski, el índice Q de Barton, y como resultados se tiene que los espacios máximos 2.20 m. de altura y ancho 2.5 m. determinado



en el caso de los espacios o cámaras, tanto por el método de área tributaria como las de los espacios máximos sin sostenimiento guarda una relación similar por la que es necesario incrementar el ancho de estos espacios de manera que su FS no sea menor de 1.3, con el agregado de que este valor se puede disminuir en el caso de pizarras metamórficas como sucede en la zona baja donde la roca presenta características de resistencia buena a pesar de la presencia de agua subterránea.

Rodríguez (2021) se propone evaluar de manera geomecánica túneles y/o excavaciones mineras, en la compañía minera Marsa S.A esto para la determinación y diseño del sostenimiento con el objetivo de realizar un proyecto seguro y estable en el tiempo, para cumplir con los objetivos se han hecho uso de los métodos empíricos, numéricos, calculo en computadora, la clasificación geomecánica de Bieniawski, resulta que se debe hacer el sostenimiento con pernos de anclaje de forma sistemático, también debe aplicarse hormigón proyectado en la corona de la excavación de 50 a 100 mm y en los hastiales 30 mm, y con el uso del Q de Barton la aplicación de Hormigón proyectado reforzado con fibra y pernos. La zona plástica debe colocarse los pernos de forma sistemática teniéndose espacios de perno a perno 1.20 m en la corona y a 2 m en los hastiales.

Unsihuay (2018) se propone como objetivo general determinar los procedimientos para la implementación del shotcrete reforzado con fibra de acero en la Unidad Minera San Cristóbal, U.E.A. Yauli, Volcan Cía. Minera SAA. también se analizó la parte económica con resultados positivos, la misma que supero las características del sostenimiento estructural, la resistencia a la compresión es superior en 4.17% a los 28 días, los valores de tenacidad y absorción de energía son superiores 18.72%, en comparación con el sostenimiento estructural antes mencionado. La aplicación de Shotcrete fortalecido con fibra de acero, permitió disminuir el tiempo de instalación del



sistema de soporte a casi un 50 %, pasando de 11.5 a 5.25 horas, de forma que se logra un ciclo de explotación más eficiente, garantizando mayor seguridad según la calidad de macizo rocoso a fortificar. Genera una disminución del precio en este sostenimiento a seguir.

Gonzales (2018) tiene como objetivo determinar la caracterización de la masa rocosa para la ejecución del plan de minado y sostenimiento en la zona Huantajalla en la Compañía de Minas Buenaventura, Para clasificar geotécnicamente a la masa rocosa se utilizó los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos – 1989), Barton y Colaboradores (Sistema Q – 1974) y Marinos & Hoek (GSI – Geological Strength Index – 2002). De acuerdo a la caracterización del macizo rocoso de las calizas según criterio Bieniawski (1989) el RMR oscila de 42 – 54 (como calidad regular tipo III en un 60%), con RMR de 32 –40 (como calidad mala tipo IV en un 20%), con RMR que oscila de 61 a 65 (como calidad buena tipo II en un 20%), de igual manera se presenta en la mineralización con dichas calidades y porcentajes, en conclusión en las excavaciones que se desarrollen se deben votar con puentes de 7.0 m cuando se tiene roca mala y 5.0 m cuando la roca es regular, en determinadas condiciones siendo controlado por relleno detrítico y relleno hidráulico.

Calderón (2018) busca en su objetivo principal la caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María, la metodología usada fue descriptiva – cuantitativa mediante el uso empírico de clasificar la masa rocosa según el RMR de Bieniawski, índice Q de Barton, y otros, también se ha realizado la examinación de los datos geomecánicos de la masa rocosa de manera científica (forma numérica), se ha obtenido los siguientes resultados para la estaciones geomecánicas 1, 2, 3, 4, 5 y 6 un valor RMR de Bieniawski de 53 (regular), 61 (buena), 58 (regular), 69 (buena), 57 (regular) y 63 (buena) respectivamente, de igual



forma un valor de índice Q de Barton de 5.4 (regular), 21.1 (buena), 12.7 (buena), 82.0 (muy buena), 10.7 (buena) y 29.7 (buena) para cada estación geomecánica respectivamente, estaciones geomecánicas 1, 2, 3, 4, 5 y 6 individualmente; el tipo de perno recomendado es Hydrabolt galvanizado de 5 pies, su capacidad de sostenimiento es de  $16 t / m^2$  el factor de seguridad considerado es mayor 2.0 para el diseño del sostenimiento.

Narváez (2019) busca en su objetivo general determinar la caracterización geomecánica del manto de carbón San Roque, se evaluada mediante el método empírico como es el caso del RMR de Bieniawski y índice Q de Barton y los métodos numéricos. Se han obtenido los siguientes resultados, RMR de Bieniawski que exhorta la utilización de marcos de madera de 2,6 x 2,6 metros y de 10” a 12” de ancho con una separación de 1,5 metros entre cada una, índice Q de Barton, sugiere que el apoyo se realice sólo en la parte de la corona de la excavación, se hace uso del programa computacional de la Phase2, en el que la información recopilada se introdujo en el programa, obteniendo el mismo resultado, utilizando cajas de madera de 2,6 x 2,6 metros y de 10 a 12 pulgadas de ancho.

## **2.2. MARCO TEÓRICO**

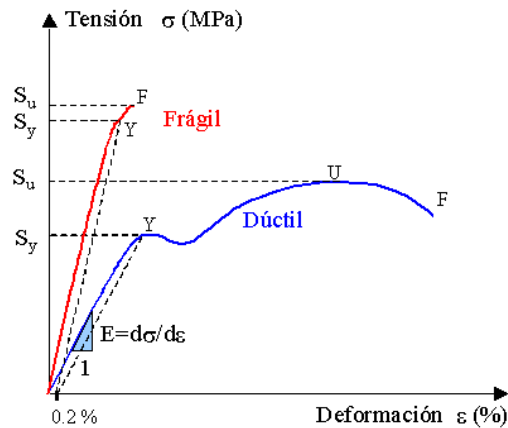
### **2.2.1. Mecánica de rocas**

La mecánica de Rocas es la disciplina que se encarga del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamiento mecánico del macizo rocoso expuesto ante las fuerzas externas e internas que se ejercen sobre ellos con el objetivo de prever y controlar su comportamiento (González, 2002).

La mecánica de rocas se aplica para resolver problemas en minas en nuestro caso subterráneas.

**Figura 1**

*Curva tensión – deformación*



Nota. (González, 2002)

### 2.2.2. Comportamiento de los macizos rocosos

El caracterizar de forma cualitativo y/o cuantitativo los macizos rocosos en una excavación subterránea es el aspecto o factor más importante para implementar un tipo de sostenimiento eficiente, la necesidad de realizar una evaluación geomecánica nace desde el punto de vista económico, seguridad y obligaciones que provienen desde las autoridades correspondientes en materia de construcciones subterráneas tanto mineras y civiles.

Los trabajos de excavaciones subterráneas a lo largo de su desarrollo atraviesan una serie de discontinuidades muy complejos cuyas características producen el desequilibrio de esfuerzos en el perímetro de la excavación subterránea, es habitual encontrarse con distintas litologías, cada una de ellas con sus propiedades mecánicas diferentes una de otra, y planos de discontinuidad con orígenes distintos, las propiedades y sus orientaciones complican en la búsqueda de un diseño de sostenimiento (Garrido, 2003).



### **2.2.3. Clasificaciones geomecánicas**

Los macizos rocosos son un conjunto de discontinuidades y se manifiestan un comportamiento geomecánico muy complejo. Las clasificaciones geomecánicas tienen su importancia porque mediante la obtención directa de las características de los macizos rocosos y su realización de sencillos ensayos en índices de calidad son la solución frente a la búsqueda de un diseño de sostenimiento en túneles (González, 2002).

En cuanto a la aplicación de los sistemas de clasificación de la masa rocosa las más usadas son RMR de Bieniawski (1976, 1989) y el índice Q de Barton (1974). Tanto Bieniawski como Barton, incluyen parámetros en aspectos geométricos, geológicos, y diseño / ingeniería en cuanto a un valor cuantitativo de la calidad de su macizo rocoso, La semejanza que se encuentra entre los métodos RMR y Q es el uso de sus parámetros muy similares en la evaluación y calificación final de la calidad del macizo rocoso (India Ministry of Mines, 2014).

La diferencia entre ambos sistemas se encuentra en la diferente asignación en las ponderaciones en los parámetros similares y emplear distintos parámetros, RMR hace uso de la resistencia a la compresión de la roca intacta directamente, mientras que el índice Q de Barton, no considera la resistencia a la compresión de la roca. Ambas clasificaciones consideran que el agua subterránea disminuye la estabilidad del macizo rocoso (India Ministry of Mines, 2014).

### **2.2.4. Clasificación geomecánica RMR Bieniawski 1989**

El Ingeniero Bieniawski propone una clasificación geomecánica que pone mayor interés en observar la inclinación y orientación de las características estructurales en el macizo rocoso (Ramírez et al, 1970).



El sistema RMR Bieniawski fue propuesto hace 50 años aproximadamente, para cumplir con el objetivo de clasificar de manera geomecánica los macizos rocosos, ha pasado desde entonces a tener una importancia global para caracterizar los macizos rocosos, permitiéndonos establecer las propiedades de deformación por presión y anticipar el tipo de ayuda en las excavaciones subterráneas de forma observacional.

En la clasificación geomecánica RMR de Bieniawski los macizos rocosos se catalogan de 0 a 100 puntos donde los parámetros son calificación de forma numérica y estos varían de acuerdo con el año de actualización, para su mejor comprensión el RMR del año 1976 permanecen los mismos parámetros a la actualización del RMR del año 1989 pero estos parámetros tienen diferente calificación numérica, se muestra una tabla de la clarificación RMR de Bieniawski actualizado en el año 1989. La clasificación RMR considera los siguientes factores:

- Resistencia a la compresión uniaxial: Mide la resistencia de la roca cuando se aplica una carga axial.
- Calidad de las discontinuidades: Evalúa la cantidad, tipo y estado de las fracturas o discontinuidades presentes en el macizo rocoso.
- Espaciado de las discontinuidades: Considera la distancia entre las fracturas, lo que afecta la estabilidad del macizo.
- Orientación de las discontinuidades: Analiza la inclinación y dirección de las fracturas en relación con la excavación.
- Condiciones de agua: Evalúa la presencia y presión del agua en las discontinuidades, que puede influir en la estabilidad del macizo.



**Figura 2**

*Clasificación RMR 89*

1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	3-1	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	Long. 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 10 m de túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	> 125 l/min		
		Relación: Presión de agua/tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Gotear	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

Nota. Ingeniería Geológica (González, 2002).

Esta clasificación RMR de Bieniawski se desarrolla con los siguientes parámetros geomecánicos.

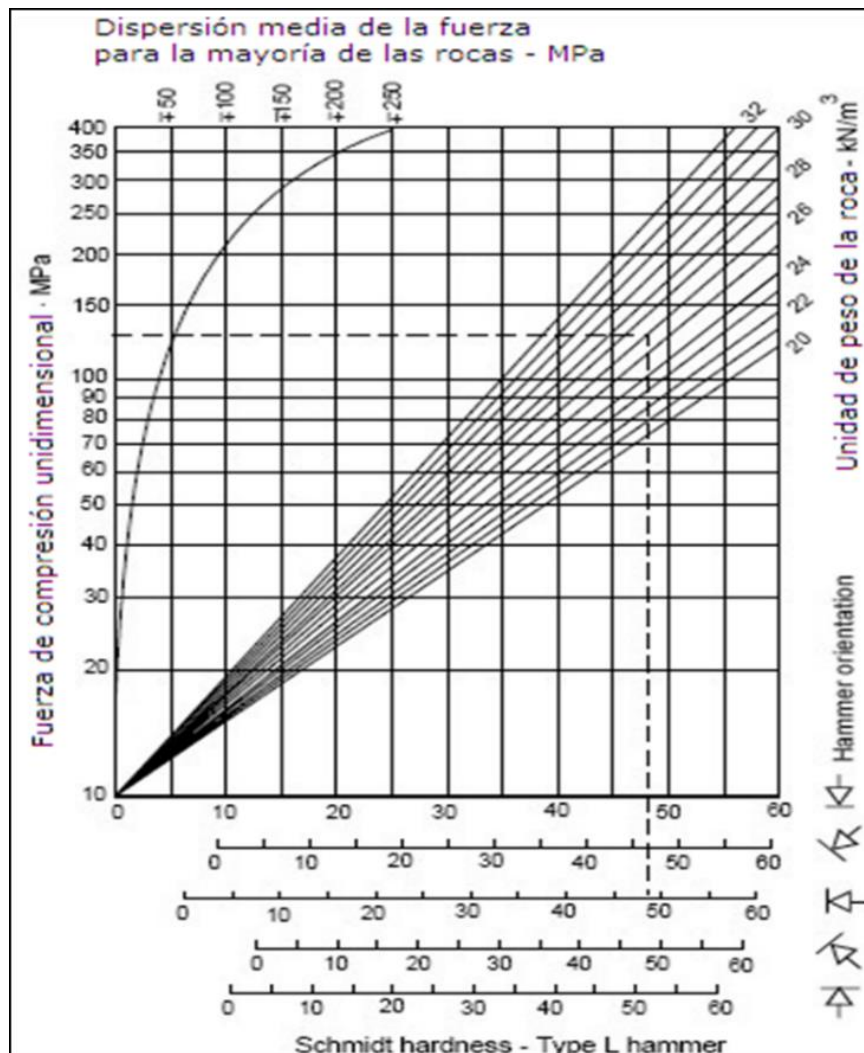
#### 2.2.4.1. Resistencia uniaxial de la roca intacta (MPa)

Se puede determinar la resistencia de la roca intacta mediante el uso del martillo Schmidt, a la vez mediante la prueba de carga puntual PLT, etc. Cuando

se hace uso del martillo Schmidt o Esclerómetro el propósito es la estimación del valor de la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) esto en la resistencia al rebote de una superficie rocosa, el ensayo de PLT, permite obtener un índice de resistencia de roca; ambos métodos usados correlacionan con la resistencia a la compresión simple de la roca intacta. Se sugiere tomar cinco (5) o más pruebas para realizar un análisis estadístico de confiabilidad en sus resultados obtenidos de la matriz rocosa (Vallejo et al, 2014).

**Figura 3**

*Ábaco esclerómetro.*



Nota. (Miller, 1966)

**Tabla 1***Estimación de terreno en la resistencia en la compresión uniaxial*

Grado	Descripción	Identificación de campo	Resistencia a compresión simple MPa	Índice de carga puntual Mpa
R1	Roca muy blanda	La roca se agrieta al ser golpeada con el martillo de geólogo; puede cortar con una navaja.	1 – 5	(a)
R2	Roca blanda	Golpeando fuertemente con el martillo de geólogo se puede astillar la roca; usando una navaja se consigue con dificultad hacer una raya;	5 – 25	(a)
R3	Roca moderadamente dura	No se consigue rayar con una navaja; las muestras se pueden romper con dificultad con un golpe firme usando el martillo de geólogo.	25 – 50	1-2
R4	Roca dura.	Es necesario más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.	50 – 100	2-4
R5	Roca muy dura.	Es necesario muchos golpes con el Martillo de geólogo para romper la muestra.	100 – 250	4-10
R6	Roca extremadamente Dura.	No se logra romper, se consigue astillar muy ligeramente solo por la superficie de la muestra usando el martillo geólogo.	> 250	>10

Nota: (a) para rocas con una resistencia en compresión uniaxial menos a 25Mpa los resultados de carga puntual son poco confiables (Cortés, 2011)

#### 2.2.4.2. Parámetro RQD

Rock Quality Designation (RQD) fue desarrollada y/o introducida por Deere en 1964, con el objetivo de evaluar cuantitativamente la calidad de la roca intacta, según Priest y Hudson (1967), el índice RQD puede ser

calculado a partir de la frecuencia de  $\lambda$ , poniendo en práctica la articulación de acompañamiento que ofrece la prestación hipotética de base del RQD.

$$RQD = 100 * e^{-0.1(\lambda)}(0.1\lambda + 1) \quad \text{Ecuación 01}$$

Dónde:  $\lambda$  = Numero de discontinuidades por metro lineal

La calidad del macizo rocoso se estima de la siguiente forma:

**Tabla 2**

*Calidad del macizo rocoso según el índice RQD.*

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

Nota. (González, 2002)

También Rock Quality Designation (RQD) puede ser calculada a partir del número de juntas (discontinuidades) por un metro cúbico en el terreno o in situ ( $J_v$ ). La relación puesta en uso para convertir  $J_v$  en RQD para muestras o materiales rocosos sin arcilla es la siguiente relación. (Palmstrom, 1982).

$$RQD = 115 - 3,3J_v \quad \text{Ecuación 02}$$

Donde  $J_v$  representa el número total de juntas en un metro cúbico en terreno o in situ (Palmstrom, 2005).

#### **2.2.4.3. Espaciamiento de las discontinuidades**

Se determina que el espaciamiento es la distancia perpendicular entres discontinuidades más próximas, el volumen de los bloques de roca dependerá de la cantidad de separación que tengan entre discontinuidades, pero siempre estarán



engranados entre sí, Finalmente el espaciado de las discontinuidades determina el tamaño de los bloques de roca intacta (Ramírez et al, 1970).

Los factores más importantes que condicionan la deformación del macizo rocoso son, la resistencia al corte, permeabilidad del macizo rocoso o presencia de agua son aspectos en los que no se debe perder el cuidado al momento de la recolección de los datos in situ (Ramírez et al., 1970).

#### **2.2.4.4. Condición de las discontinuidades**

En la determinación de este parámetro se deben tener presente los siguientes factores, se desarrollan el proceso de la estimación de las condiciones y el estado de las discontinuidades:

##### **A. Persistencia**

La persistencia es la medida de la dimensión y/o longitud de una discontinuidad y se puede estimar y observar en los afloramientos y/o superficies en estudio; En un levantamiento geomecánico es importante distinguir la continuidad de un estrato o diaclasa porque según la dirección de rumbo y/o buzamiento influyen inestabilidad de la excavación; n el estudio de las excavaciones subterráneas y la estabilidad de taludes tiene suma importancia porque permite estimar el tamaño en volumen de las cuñas y la ubicación con respecto a la excavación subterránea, también la extensión de los planos y sus posibles deslizamientos en las excavaciones superficiales, (Sociedad nacional de minería petróleo y energía, 2014).

**Tabla 3**

*Muestra la puntuación de constancia indicada por su longitud.*

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Continuidad</b>	<b>Rango RMR</b>
1	Muy pequeña	< 1 m	6
2	Pequeña	1 – 3 m	4
3	Media	3 – 10 m	2
4	Alta	10 – 20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

Nota. (Bieniawski, 1989).

### **B. Apertura**

La apertura es conocida como la separación entre los labios de las discontinuidades. Se manifiestan más inestables cuando la separación es más pronunciada, también es por donde circula con facilidad el agua y donde se deposita materiales arcillosos que disminuyen la resistencia en el macizo rocoso (Sociedad nacional de minería petróleo y energía, 2014).

**Tabla 4**

*Muestra la puntuación de la apertura según la separación de caras.*

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Separación de caras</b>	<b>Rango RMR</b>
1	Abierta	> 5mm	0
2	Moderadamente abierta	1 – 5 mm	1
3	Cerrada	0.1 – 1 mm	4
4	Muy cerrada	< 0.1 mm	5
5	No tiene	0	6

Nota. (Bieniawski, 1989).

### **C. Coeficiente de rugosidad de la junta JRC**



Se debe considerar a la irregularidad o aspereza que presenta la superficie de la discontinuidad, si los labios de la discontinuidad presentan enunciada rugosidad mayor será la resistencia y será mayor la cohesión en el ángulo de fricción de la junta, en dicho practico influye en gran medida en la resistencia al corte de los materiales rocosos (Gutiérrez et al., 2017).

Pero también disminuye la importancia de la rugosidad cuando aumenta la apertura, cuando aumenta el espesor del relleno o cualquier cambio o desplazamiento ocurrido con anterioridad, para la medición de la rugosidad de la superficie de los materiales rocosos se emplean instrumentos como el peine de Barton, también existen rugosímetros que en la actualidad se usan con mayor frecuencia (Bongiorno et al, 2012).

Barton y Choubey (1974), desarrollaron un modelo empírico para poder estimar la envolvente de la resistencia al corte para discontinuidades con cualquier tipo de rugosidad. Este criterio es una forma sencilla para poder estimar la resistencia al corte de una discontinuidad mediante ensayos relativamente simples. Se basa en la siguiente expresión:

$$\tau = \sigma_n \tan (\phi_b + JRC) \log_{10} \quad \text{ecuación 03}$$

Donde JRC es el coeficiente de rugosidad de la rotura y JCS es la resistencia básica a la compresión de los labios en la rotura. El valor de JRC depende de la manifestación de la rugosidad de la rotura y se desplaza de cero para superficies lisas (Tauta, 2009).

El JRC es fundamental para los ingenieros geotécnicos y geomecánicos, ya que proporciona información crítica sobre cómo las características de las juntas pueden afectar la integridad y seguridad de las obras de ingeniería en entornos rocosos.

### Figura 4

*Perfiles normalizados para adquirir el JRC*

	JRC=0-2
	JRC=2-4
	JRC=4-6
	JRC=6-8
	JRC=8-10
	JRC=10-12
	JRC=12-14
	JRC=14-16
	JRC=16-18
	JRC=18-20

Nota. (Barton, 1977)

### D. Relleno

Es el material relleno en la apertura de la junta y es importante indicar si este es duro o blanda como puede tratarse de una arcilla, también indicar si no hay, el espesor del relleno deberá coincidir con la apertura de la junta.

### Tabla 5

*Muestra la puntuación del relleno según el tipo de relleno.*

Grado	Descripción	Rango RMR
1	Relleno blando > 5 mm	0
2	Relleno blando < 5mm	1
3	Relleno duro > 5mm	2
4	Relleno duro < 5mm	4
5	Ninguno	6

Nota. (Bieniawski, 1989)



## E. Meteorización

La meteorización se refiere a la fragmentación o degradación de rocas y/o minerales que están en contacto con la atmósfera, las rocas sufren modificaciones en su composición o estructura debido a la acción de los agentes atmosféricos.

La percepción y representación de los estados del material rocoso es de suma importancia a la hora de pensar en la resistencia de las rocas, ya que la perdurabilidad afecta fundamentalmente (Belandria & Bongiorno, 2012).

**Tabla 6**

*Descripción de la meteorización de la masa rocosa*

<b>Termino</b>	<b>Descripción</b>	<b>Grado</b>
Fresco	No se aprecian signos visibles de alteración; como muchas ligeras decoloraciones en las Discontinuidades más relevantes.	<b>I</b>
Ligeramente meteorizado	La decoloración indica meteorización material rocoso y de las superficies de las discontinuidades. Todo el material rocoso puede estar descolorido por efecto de la meteorización y puede haber ciertas zonas más débiles externamente que en condiciones Frescas (sanas).	<b>II</b>
Moderadamente meteorizado	Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto o desintegrado en suelo. Hay presente zonas de roca sana o descolorida a modo de entramado discontinuo o como fragmentos Aislados.	<b>III</b>

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

Nota. (ISRM, 1978).

### Tabla 7

*Descripción de grado de roca*

Grado	Descripción	Grado
1	Descompuesta	0
2	Muy meteorizada	1
3	Moderadamente meteorizada	3
4	Ligeramente meteorizada	5
5	No meteorizada	6

Nota. (Bieniawski, 1989)

### F. Condiciones hidrogeológicas

Para los trabajos subterráneos, es importante conocer el volumen de agua que ingresa a nuestra excavación, esto en litros por minuto por cada 10 m de longitud de la excavación subterránea, también se describe en condiciones generales como completamente seca, húmeda, mojada, goteando o fluyendo. Si se toma datos in situ la presión del agua debe ser

expresada en términos de la relación entre la presión del agua de filtración y la tensión principal. La puntuación que debe de ser usada según las condiciones del agua se muestra en la Tabla 8. La caracterización de los cinco parámetros anteriores se agrega para obtener la calificación básica del macizo rocoso, RMR básico (Singh & Goel, 2011).

**Tabla 8**

*Muestra la puntuación del agua.*

<b>Grado</b>	<b>Flujo de entrada por 10 m de longitud de túnel (L / min)</b>	<b>Descripción</b>	<b>Rango RMR</b>
1	Ninguno	Completamente seco	15
2	<10	Semi húmedo	10
3	10-25	Húmedo	7
4	25-125	Mojado	4
5	>125	Flujo de agua	0

Nota. (Bieniawski, 1989)

### **G. Orientación de las discontinuidades**

La orientación de las discontinuidades da a conocer el rumbo y buzamiento de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso. Las direcciones por registrarse al momento de realizar un levantamiento geomecánico deben de tomarse relativo al norte magnético. El ángulo de inclinación es el ángulo tomado del plano horizontal al plano de discontinuidad, también es importante conocer la dirección de buzamiento. Finalmente, el levantamiento topográfico de una excavación muestra la dirección del eje del túnel en que interactúa la orientación de las discontinuidades.

La orientación de las discontinuadas nos permite predecir si el rumbo y el buzamiento de las discontinuidades son favorables o representan una amenaza para nuestra excavación. Se debe hacer referencia a la Tabla 9, que provee de

datos cuantitativos del efecto crítico que presenta la orientación de las discontinuas con respecto a una excavación, cimentaciones de presas y taludes. Una vez conocida el efecto crítico causado por la orientación de las discontinuidades en una excavación se debe dar uso lo establecido en la Tabla 9, finalmente del resultado RMR básico debe realizarse la resta del valor que se asigne en la corrección por orientación de juntas. Este número se denomina "RMR final" (Singh & Goel, 2011).

**Tabla 9**

*Clasificación geomecánica de Bieniawski corrección por orientación de juntas.*

Dirección y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy favorable
Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Valoración Cimentación	0	-2	-7	-15	-25
Taludes*	0	-5	-25	-50	-60

Nota. recomienda utilizar la clasificación de masa de talud. (Bieniawski, 1989)

### 2.2.5. Calidad de la masa rocosa índice Q de Barton

Esta clasificación toma su fundamento en un índice de calidad "Q" se consigue el resultado a partir de seis (6) parámetros que son tomados a consideración una serie de características del macizo rocoso (RamírezO et al., 1970). Esta clasificación Q fue desarrollada en 1974 por Barton, Lunde y Lien, teniéndose la información de numerosas excavaciones subterráneas o túneles. En lo posterior ha sido puesto en revisión en numerosas oportunidades.

Dónde: el cálculo se realiza mediante los 6 parámetros geomecánicos:

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

- RQD: El registro de la calidad de la roca es la proporción en porcentaje entre la cantidad de longitudes centrales de un sondeo más prominentes



de 10 cm y la longitud completa.

- $J_n$ : cambia entre 0,5 y 20, en función de la cantidad de familias conjuntas que haya en el macizo.
- $J_r$ : se desplaza entre 1 y 4, y depende del malestar de las articulaciones.
- $J_a$ : oscila entre 0,75 y 20, y depende del nivel de resistencia de los muros de junta de Roca.
- $J_w$ : fluctúa entre 0,05 y 1 Coeficiente de atenuación que tiene en cuenta la presencia de agua.
- SRF: Factor de disminución de la tensión, un componente que depende principalmente de las cargas actuales en la masa rocosa (Hoek, 2006).
- El valor de los linderos  $J_r$  y  $J_a$  dependerá además de la presencia del relleno y del tamaño de las juntas.  $RQD/J_n$ , simboliza el tamaño de los bloques.
- $J_r/J_a$ , simboliza la resistencia al corte entre bloques.
- $J_w/SRF$ , simboliza el estado de tensiones en el macizo rocoso.
- El índice Q es especialmente valorado por su capacidad para proporcionar una evaluación rápida y efectiva de la calidad del macizo rocoso, contribuyendo a la seguridad y estabilidad en proyectos de ingeniería civil y minería.
- El registro Q difiere en algún punto entre 0,001 y 1000 y agrupa la masa de rocosa como se observa a continuación:

**Tabla 10***Valoración de la calidad de la roca.*

<b>Calidad</b>	<b>Valoración</b>
Excepcionalmente buena	400 - 1 000
Extremadamente buena	100 - 400
Muy buena	40 - 100
Buena	10 - 40
Regular o media	4 - 10
mala	1 - 4
Muy mala	0,1 - 1
Extremadamente mala	0,01 - 0,1
Excepcionalmente mala	0,001 - 0,01

Nota. (Barton, 1974)

La caracterización o clasificación de la masa roca por el índice Q de Barton tiene un nivel de confiabilidad muy alta, porque se fundamenta en un número muy elevado de excavaciones en diversos partes del mundo y a la vez aplicados en casos que comprenden diversos tamaños de túneles, tipos de excavación, diversas profundidades y distintas calidades de macizos rocosos. El índice Q de Barton, no presenta problemas de insensibilidad en los parámetros considerados individualmente, ya que estos aparecen como multiplicadores o divisores (Ramírez & Alejandro, 2004).

Se desarrollan los parámetros de calidad del macizo rocoso Q Barton:

#### **2.2.5.1. Índice de calidad de la roca (RQD)**

Rock Quality Designation (RQD) fue introducida por Deere en 1964 con el objetivo de evaluar cuantitativamente la calidad de la roca es definido por el porcentaje recuperado de sus testigos que superan los 10 cm. de longitud en su eje (Singh & Goel, 2011)

En su utilidad no considera puntos de vista como la dirección, la dispersión, los rellenos y los diferentes estados de discontinuidad (González, 2002).

### Tabla 11

*Índice de la calidad de la roca en función de RQD.*

<b>Índice de calidad de la roca</b>	
<b>Descripción</b>	<b>RQD %</b>
Muy pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Nota. (Barton, 1974)

#### 2.2.5.2. Índice de diaclasado (Jn)

El índice de diaclasado (Jn), nos permite determinar el grado de fracturación del macizo rocoso, es muy frecuente ver que son afectados por foliaciones, esquistosidad, fisuras, más expresadas en rocas pizarrosas, etc. Si estas discontinuidades están desarrolladas en paralelas deben contarse como un conjunto de juntas o una familia de discontinuidades; de lo contrario si se observa poca pronunciación de juntas visibles o solo fisuras ocasionales en macizo rocoso, entonces se deben considerar como un conjunto de juntas al azar.

Al evaluar Jn, se tiene los valores que van de 0,5 para rocas enormes no aplastadas a un valor de 20 para sacudidas aplastadas que atraviesan uno, dos, tres, o más grupos de discontinuidades, (Singh & Goel, 2011).

**Tabla 12**

*Número de discontinuidades.*

<b>Descripción</b>	<b>Jn</b>
Masiva o con muy poca discontinuidad	0,5 – 1,0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades o mas (roca muy fracturada)	15
Roca triturada (Terrosa)	20

Nota. (Barton, 1974)

### **2.2.5.3. Rugosidad de las discontinuidades o juntas (Jr)**

La rugosidad de las discontinuidades (Jr), se refieren a la rugosidad de las paredes de las juntas o materiales de relleno. La rugosidad de una discontinuidad es la que define la condición de resistencia a la fricción entre dos bloques, a medida que la pared de las juntas es más rugosa el valor de la fricción crece y con esta la resistencia al movimiento es mayor y en lo opuesto el movimiento de los bloques se da con facilidad. El valor de (Jr / Ja) debe ser utilizado al evaluar Q (Singh & Goel, 2011).

Para evaluar el índice de rugosidad se cuenta con (9 factores) que, se tiene de A a J, mostrando obviamente dos agrupaciones: desde una perspectiva, las articulaciones cuyos frontales están en contacto con una reubicación de menos de 10 cm y las articulaciones que no estarán en contacto con remociones por cizallamiento (Bordehore, 2010).



**Tabla 13**

*Factor de rugosidad de las discontinuidades.*

<b>Factor de rugosidad de las discontinuidades</b>	
<b>Descripción</b>	<b>Jr</b>
A Diaclasas discontinuas	4
B Rugosas e irregulares, onduladas	3
C Lisas, Onduladas	2
D Lustrosas Ondulantes	1,5
E Rugosas o irregulares, planares	1,5
F Lisas, Planares	1
G Lustrosas, Planares	0,5
H Zona conteniendo arcillas en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura.	1
J Zona de material arenoso en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura.	1

Nota. De Barton, (1974), en el grupo A hasta la G, el contacto entre las superficies de la discontinuidad se logra con desplazamientos de cizalla inferiores a los 10 cm.

\*Las descripciones abordan las características a pequeña escala y a escala intermedia en ese orden, y en los grupos H y J no se observa contacto entre la superficie, lo que provoca desplazamientos de cizalla. Se debe añadir 1,0 cuando el espaciamiento medio de las diaclasas supere los 3 cm. El valor  $Jr = 0,5$  puede aplicarse a juntas planas lustrosas con alineaciones, siempre que estas estén orientadas para lograr la resistencia mínima.

#### **2.2.5.4. Alteración de las discontinuidades (Ja)**

Las alteraciones de las juntas, es designar un valor numérico a la meteorización de las rocas que son causados por la intervención de los procesos físicos, químicos y/o biológicos. Se consideran tres grupos clasificados por su grado de contacto entre los planos de discontinuidad:

- contacto entre los planos de intermitencia.

- contacto entre los planos de intermitencia a un desplazamiento de cizalladura inferior a 10 cm.
- ausencia de contacto entre los planos de intermitencia.

**Tabla 14**

*Factor de alteración de las discontinuidades A.*

Descripción	$\phi r$	Ja
<b>a) Contacto entre superficies de la discontinuidad</b>		
A Ajustadas, rellenas con material compacto		0,75
B Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	25-35	1
C Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegración de la roca.	25-35	2
D Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción Cohesiva.	20-25	3
E Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica cloritas, etc.), cantidades pequeñas de arcilla expansivas en capas de 1 – 2 mm de espesor	8 - 16	4

Nota. Los agentes físicos, químicos y/o biológicos intervienen en la estabilidad del macizo rocoso (Barton, 1974)

**Tabla 15**

*Factor de alteración de las discontinuidades B.*

Descripción	$\phi r$	Ja
<b>b) Contacto entre superficies de la discontinuidad se produce Después de 10cm de (relleno de mineral fino).</b>		
F Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada Libre de partículas arcillosas.	25-30	4
G Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta de 5mm. de espesor) de material arcilloso compacto.	16-24	6
H Relleno continuo (hasta de 5mm. De espesor) de material	12 - 16	8
I Arcillosos compacto con bajo grado de consolidación. Relleno continuo de arcilla expansivas (Montmorillonita)	6 - 12	8 - 12
J el valor de Ja dependerá del % de expansión, el tamaño de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.		

Nota. (Barton, 1974)

**Tabla 16***Factor de alteración de las discontinuidades C.*

	<b>Descripción</b>	<b>Ja</b>
<b>c) No contacto entre superficies de la discontinuidad después de cizalla</b>		
K, L.	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y arcilla	6 - 8
M	(ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	8 - 12
N	Zona de arcilla limosa o arenosa	5
		10 - 13
O, P	Zonas potentes y continuas de arcilla (ver G, H, J para la	ó
Q	descripción de los tipos de arcilla)	13 - 20.

Nota. (Barton, 1974)

**2.2.5.5. Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)**

Es un parámetro que indica la presencia de agua en el macizo rocoso, que disminuye el valor del índice Q dependiendo del volumen de agua que ingresa a la excavación. El valor máximo que se atribuye es 1,0 para excavaciones secas o pequeña presencia de agua y un valor mínimo de 0,05 para volúmenes de agua excepcionalmente que presentan presión elevada y bastante precipitación (>10 kg/cm<sup>2</sup>) (Ramírez O et al., 1970).

**Tabla 17***Factor de reducción por contenido de agua en fracturas.*

	<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>Jw</b>
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	0,66
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas sin relleno	0,5
D	Flujos a presiones altas con erosión considerable del material de relleno	0,33
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0,2 – 0,1
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminución en el tiempo	0,1 – 0,05

Nota. (Barton, 1974) se debe tomar en cuenta:



\*Los elementos de C a F son valoraciones esenciales. Incrementar  $J_w$  en caso de que se hayan introducido medidas de residuos.

\*No se piensa en los problemas extraordinarios que plantea el desarrollo del hielo.

\*Para la representación general de macizos rocosos alejados de impactos de desenterramiento, se sugiere la utilización de  $J_w = 1,0, 0,66, 0,5, 0,33$ , etc., incrementos con profundidades como por ejemplo 0 - 5 m, 5 - 25 m, 25 - 250 m a  $> 250$  m, suponiendo que se. Aceptar que  $RQD/J_n$  es suficientemente bajo (modelo 0,5 - 25) para una buena red impulsada por agua.

#### 2.2.5.6. Factor de estado tensional (SRF)

El parámetro SRF es el factor que nos permite estimar el estado tensional del macizo rocoso, presión al desprendimiento en el caso de una excavación a través de zonas de corte y masas rocosas que contienen arcilla, la tensión de la roca  $q_c / \sigma_1$  en una masa rocosa competente donde  $q_c$  es resistencia compresiva uniaxial del material rocoso y  $\sigma_1$  es la tensión principal más importante antes de la excavación, también las presiones de compresión o alargamiento de los macizos rocosos incompetentes; el SRF también se puede considerar como un parámetro de tensión total, y su valor de calificación varía de (0,5 a 400) (Singh, 2011). Se distinguen 4 grupos para evaluar el coeficiente SRF. Se muestra con detalle líneas abajo:

- Regiones débiles que intersecan a la excavación lo que podría provocar desprendimientos de rocas a medida que avanza el trabajo de excavación.
- Por otro lado, rocas de calificación competente, problemas de tensión en las rocas
- También rocas deformables: progresión plástica de la roca expuesta a altas presiones litostática.

- Por otro lado, la presencia de rocas expansivas: amplio movimiento sintético que depende de la presencia de agua.

**Tabla 18**

*Condición A de disminución del estrés.*

Descripción	SRF
<b>A) Las zonas débiles interceptan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de rocas a medida que la excavación del túnel va avanzando.</b>	
A Muchas zonas débiles de arcilla con evidencias de desintegración química roca circundante muy suelta cualquier profundidad	10
B Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada químicamente (Profundidad menor 50m).	5
C Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor 50m.	2,5
D Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta (Cualquier profundidad).	7,5
E Zona de falla aislada en roca competente profundidad menor a 50 m.	5
F Zona de falla aislada en roca competente profundidad mayor a 50 m.	2,5
G Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente fracturada, en terrones, Cualquier profundidad.	5

Nota: De Reducir estos valores de *SRF* por 25 - 50% si las zonas de fallas influyen, pero no interceptan la excavación (Barton, 1974).

\*El *SRF* es una herramienta esencial en la ingeniería geotécnica, ya que permite a los profesionales evaluar y mitigar riesgos asociados con la estabilidad de estructuras en contacto con macizos rocosos. A la vez se considera presión al desprendimiento en el caso de una excavación a través de zonas de corte y masas rocosas que contienen arcilla.

**Tabla 19**

*Condición de reducción por tensiones B.*

<b>B) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas</b>				
	<b>sc/s1</b>	<b>sq/sc</b>	<b>SRF</b>	
H	Tensiones bajas, poca profundidad, diaclasas abiertas.	> 200	< 0,01	2,5
J	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables.	200 - 10	0,01 – 0,3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales.	10 - 5	0,3 – 0,4	0,5 -2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas.	5 - 3	0,5 – 0,65	5 - 50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de pocos minutos en rocas masivas.	45325	0,65 - 1	50 - 200
N	Estallidos violentos de roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas.	< 2	> 1	200-400

Nota: Para campos in - situ fuertemente anisótropos (siempre que se estime): cuando  $5 \leq s1/s3 \leq 10$ , disminuir sc en 0,75sc, cuando  $s1/s3 > 10$ , disminuir Sc a 0,5sc. Donde:

\*Sc =esfuerzo compresivo sin confirmar, s1 y s3 son los esfuerzos principales mayores y menores y se = esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de la elasticidad).

\*Existen algunos registros disponibles que señalan que la altura del techo de la excavación a superficie es mejor que el ancho de la labor.

\*Para este caso se sugiere incrementar de 2,5 a 5 para estos casos.

**Tabla 20**

*Condición de reducción por tensiones C.*

<b>C) Rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente a altas presiones litostática</b>		
	<b>sq/sc</b>	<b>SRF</b>
O	Presión de deformación suave	1 - 5    5 a 10
P	Presión de deformación intensa	> 5    10 a 20

Nota: Pueden producirse casos de distorsión de la roca para profundidades  $H > 350 * Q^{(1/3)}$ . La resistencia a la compresión de la masa rocosa puede evaluarse como  $q = 7 * g * Q^{(1/3)}$ , donde g=espesor de la roca (gm/cc) (Barton, 1974).

**Tabla 21**

*Condición de reducción por tensiones D.*

<b>D) Rocas expansivas: Actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua</b>		<b>SRF</b>
R	Presión de expansión suave	5 - 10
S	presión de expansión intensa	10 - 15

Nota: (Barton, 1974)

### **2.2.5.7. Categoría de sostenimiento a partir del índice Q de Barton**

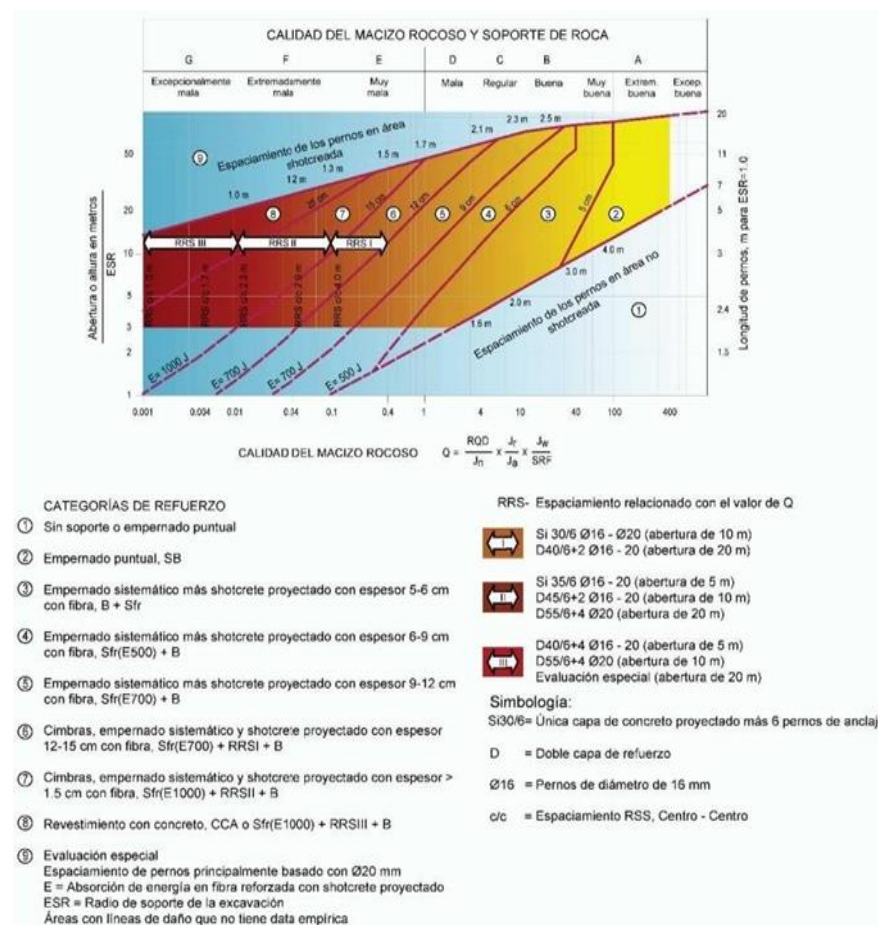
Este marco, creado por Barton, Lien y Lunde en 1974, es un marco de agrupación de masas pétreas para trazar redes de apoyo emocional para pasajes y desenterramientos de metro. El marco Q depende de la evaluación matemática de seis límites.

Es una clasificación geomecánica que es de suma utilidad para realizar la evaluación de los límites geotécnicos de la masa pétreo resulta más significativa en la medida en que permite planificar los soportes de los pasadizos y de los desenterramientos del metro con el uso del ábaco propuesto por el mismo autor.

En los últimos años internacionalmente es de suma importancia en la selección del tipo de sostenimiento siempre reforzado con el método numérico como por ejemplo (método de los elementos finitos) aplicado en el software phase2, también es importante citar los programas de computación como el Unwedge, realizando el análisis de estabilidad de las excavaciones subterráneas.

**Figura 5**

*Ábaco de la calidad del macizo rocoso y soporte de roca*



Nota. (Barton, 1974)

### 2.2.6. Índice de resistencia geológico (GSI)

(Geological Strength Index) propuesto por, Hoek et al, (1995) han propuesto un índice geológico de resistencia de fácil utilización en terreno para evaluar la calidad del macizo rocoso en función de la cantidad de las discontinuidades presentes en un macizo rocoso (Narváez, 2019).

Es importante notar que el sistema GSI no fue propuesta con la intención de reemplazar las clasificaciones geomecánicas RMR ni Q, pues no posee la competencia para proponer un diseño de reforzamientos o soportes para macizos rocosos. El GSI independientemente no puede ser usado como un instrumento



para el diseño de túneles; más su utilidad es para estimar las propiedades del macizo rocoso. Es muy eficaz en la evaluación y estimación de la resistencia de las rocas intactas mas no es recomendado el uso de manera independiente (Marinos et al., 2007).

La observación y caracterización de los túneles in situ son probablemente la fuente de datos más fiable para la evaluación de la GSI, es siempre importante realizar la investigación para cada zona en particular (Marinos et al., 2007), el GSI también puede ser calculado de la siguiente manera:

$$GSI = RMR - 5 \quad \text{Ecuación 04}$$

### 2.2.7. Criterio de rotura de Hoek & Brown

Hoek & Brown establecen un criterio de rotura o describe el fallo de la masa rocosa basado en el análisis de cientos de estructuras subterráneas, en un inicio fue desarrollado para excavaciones subterráneas de macizos rocosos que expresen buena resistencia, Las propiedades de las rocas que se consideran para determinar su resistencia en los ensayos de laboratorio son las siguientes:

- Resistencia a compresión simple,  $\sigma_{ci}$
- Constante del material rocoso,  $m_i$

El criterio de rotura de Hoek & Brown, es apropiado para macizos rocosos isótropos, y toma muy en cuenta los agentes geomecánicos que determinan la rotura de un macizo rocoso a gran escala, el nivel de las tensiones que no se muestran uniformes, tipo de roca y del estado del macizo, la correspondencia que existe entre la resistencia a la compresión y a la tracción, la disminución del ángulo de rozamiento con el aumento de la tensión de confinamiento, etc.



Si se trata de macizos rocosos en vez de rocas, a estos dos parámetros hay que agregar otros dos más, incluso un tercero cuando el macizo rocoso ha sido alterado por voladura o por relajación tensional. Sobre estos tres parámetros suplementarios, la ecuación de Hoek & Brown para los materiales rocosos, o sea, las probetas de laboratorio es la siguiente:

- $\sigma_1$  y  $\sigma_3$  son las presiones principales mayor y menor a la rotura.
- $\sigma_{ci}$  es la resistencia a la compresión directa de la rejilla de roca.
- $m$  y  $S$  son constantes adimensionales que dependen de las propiedades de macizo rocoso, del tipo de roca y de la cantidad y cualidades de las discontinuidades.

El valor de  $\sigma_{ci}$  es el resultado de ensayos de compresión simple de laboratorio o, de caso contrario, puede estimarse a partir del ensayo PLT.

#### **2.2.8. Sostenimiento**

El tema de sostenimiento está determinada a garantizar, controlar y mantener la estabilidad de la masa rocosa para dar lugares de trabajo seguros en las excavaciones subterráneas, Para proponer un tipo de sostenimiento se debe tener en consideración la reacción de los siguientes actores en el momento de realizar una excavación (OSINERMIN, 2017). Las cuales son:

- Las propiedades del macizo rocoso.
- La influencia de los esfuerzos naturales y los inducidos.
- La orientación de la excavación en relación con la dirección, rumbo y buzamiento de las discontinuidades.
- Las dimensiones y la forma de la excavación.
- La deformabilidad tanto del macizo rocoso como de los elementos de

sostenimiento, para garantizar que el diseño mantenga la vida útil esperada de la excavación.

Para el diseño de un tipo de sostenimiento en las excavaciones subterráneas se tiene la disponibilidad de los métodos numéricos, equilibrio límite y métodos empíricos. Se recomienda el uso de al menos dos métodos para su mayor confiabilidad (OSINERMIN, 2017).

### **2.2.8.1. Sostenimiento con pernos en roca**

El método de reforzamiento con pernos en roca es aplicado con el objetivo de disminuir, las deformaciones provocadas por el peso muerto de la roca desprendida, disminuir la deformación por la redistribución de los esfuerzos después de la ejecución de una excavación. En general, el objetivo principal es la de resolver los bloques ásperos, así como las desfiguraciones que se aparecen en la frontera del destape, la roca enorme o marginalmente agrietada y en las rocas quebradas de la ayuda desenganchada o confiable llamada, no obstante, en su mayor parte se aplica la ayuda deliberada en la azotea entera o potencialmente las paredes del retiro, según requiera (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004).

#### **2.2.8.1.1 Tipos de pernos**

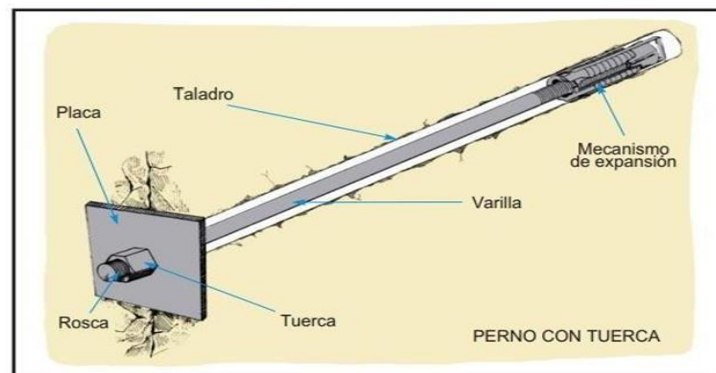
##### **a) Pernos de anclaje mecánico**

Un perno de anclaje mecánico se percibe que es un poste de acero típicamente de 16 mm de medida, y en su extremo tiene un anclaje de desarrollo mecánico que va a la parte inferior de la perforación y en su borde más lejano puede tener una cabeza producida o encordada donde se

pone una placa base nivelada o curvada y una tuerca para presionar la Roca libre, diferentes tipos de placas pueden ser utilizados por las necesidades de establecimiento previsto. Estas clases de pernos son monetariamente útiles en coste. Su exhibición en cuanto a sujeción es rápida después del establecimiento. Se propone aplicar una fuerza de 135 a 340 MN (100 a 250 lb/pie) a la cabeza del perno, lo que desarrolla tensión en el perno, haciendo la cooperación en la Roca (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004).

### Figura 6

*Pernos de anclaje mecánico.*



Nota. (OSINERMIN, 2017)

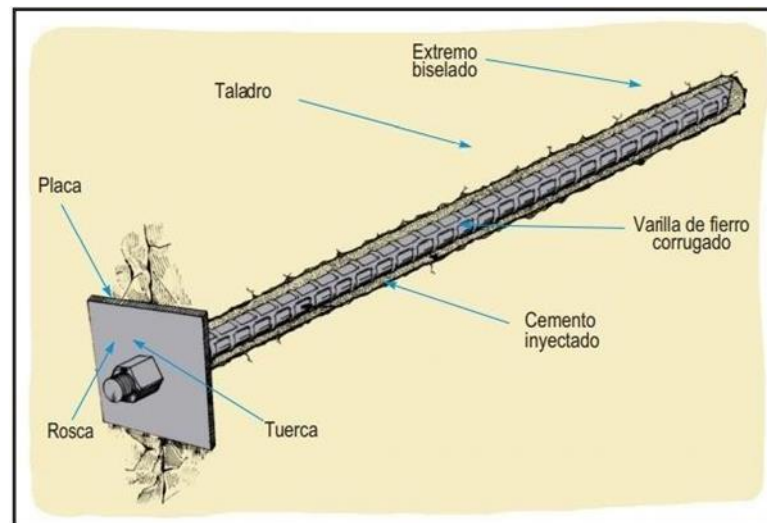
### b) Pernos de varilla cementados o con resina

Se trata de una barra hierro o acero, con un extremo inclinado, que se amarra en el interior de la perforación con cartuchos o eventualmente hormigón implantado, elástico (en cartuchos) o savia y cemento. El atado entre la barra y la roca se realiza a lo largo de toda la longitud del elemento portante a través de tres instrumentos: adherencia sintética, erosión y obsesión, siendo los dos últimos sistemas los más significativos, ya que la viabilidad de estos pernos depende del agarre entre el hierro y la roca dado por el especialista cementoso, que así salvaguarda contra el consumo,

ampliando la existencia del perno. Según esta capacidad, a la vista del agua, especialmente en agua ácida, el especialista cementoso sugerido será goma, en estados de no asistencia de agua será hormigón (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004).

### Figura 7

*Pernos de varilla corrugada.*



Nota. (OSINERMIN, 2017)

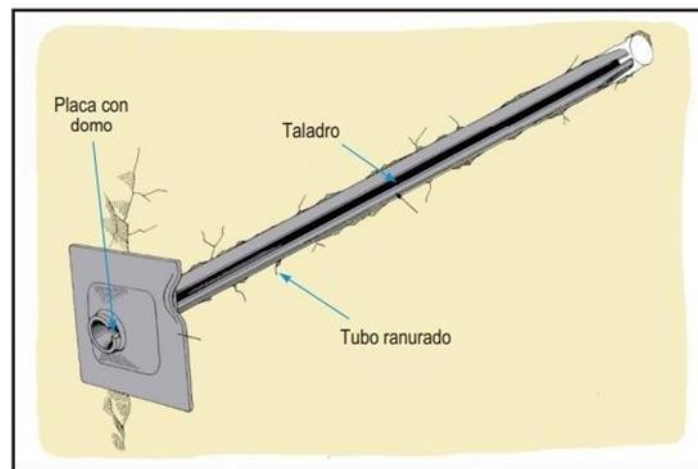
### c) Split sets

Los conjuntos divide, junto con swellex, responden a la última mejora en métodos de sostenimiento de rocas, ya que ambos trabajan por erosión (protección contra el deslizamiento) a lo largo de toda la perforación. Aunque ambos trabajan sobre una regla similar, cuentan con diferentes instrumentos de ayuda, como veremos a continuación (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004).

Los split sets son una herramienta valiosa en la ingeniería geomecánica, contribuyendo a la seguridad y estabilidad de diversas estructuras subterráneas.

## Figura 8

*Perno de fricción SPLITSET.*



Nota. (OSINERMIN, 2017)

### d) Swellex

El perno swellex se fabrica a partir de una cámara con una anchura solitaria de 41 mm y puede tener una longitud de 0,6 a 12 m o más (en partes conectables), que se retuerce durante su creación para enmarcar una unidad de 25 a 28 mm de anchura. Se implanta en una abertura de 32 a 39 mm de ancho. No es normal aplicar ninguna fuerza de empuje durante la instalación. La pértiga se incita imbuyendo agua a alta presión (unos 30 MPa o 300 bares) en la cámara acodada, lo que la agranda y la pone en contacto con las paredes de la perforación, adaptándose a las anomalías de la superficie de la perforación, (Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía, 2004).

#### 2.2.8.2. Malla metálica

El establecimiento de secciones transversales en el techo y las cimbras de los desentramientos es una estrategia excepcionalmente convincente para sujetar pequeños bloques de roca que caen. Para esta

situación, la sección transversal se utiliza junto con el perno de anclaje. Debe prestarse especial atención a la fijación de la celosía a través de la placa de sujeción del perno (OSINERMIN, 2017).

#### **2.2.8.3. Cable (Cable bolting)**

En la minería de tranvías, los eslabones de anclaje consiguen detener el desarrollo de la roca de recubrimiento en los pozos mineros y otros desenterramientos importantes (OSINERMIN, 2017).

#### **2.2.8.4. Cimbras metálicas**

Son estructuras en arco materializados en metal y de acero que se ajustan al segmento de una retirada de tranvía. Se planean para ayudar a la pesadez de la roca libre de la azotea y los hastiales en los túneles mineros y civiles. Este tipo de sostenimiento se emplea, cuando la calidad de la roca se manifiesta de muy mala calidad o extremadamente mala, cuando roca se presenta muy fracturada o frágil, o cuando se requiere una proporción de regulación de roca obstaculiza que por la presión se lanzan hacia fuera en el borde del destape por la roca explota. Para la mayor parte en rocas de la calidad excepcionalmente baja es vital la ayuda de otros componentes de la ayuda (concreto lanzado, micropilotes, marchavantes de madera), antes del colocado de las cimbras metálicas esto como pre sostenimiento (OSINERMIN, 2017).

#### **2.2.8.5. Otros tipos de sostenimiento**

- **Puntales de madera:** Es una especie de ayuda enmarcada por postes de madera con una longitud máxima de 3,0 metros y una



anchura de 6 a 10 pulgadas. Se colocan frente a las cajas, sobre todo en los pozos de explotación de vetas restringidas, y pueden ser tanto verticales como inclinadas, dependiendo del hundimiento de la veta. Los puntales trabajan a presión y pueden soportar hasta 10 MPa, por lo que hay que evitar que se retuerzan. Se impiden a los casos mediante la colocación de un diseño de madera hacia un lado del puntal (caja de la azotea) y el extremo opuesto se sostiene en un pasador de paloma en la Roca, y obstaculizado a los contenedores con la ayuda de cuñas (en el formato). Es un componente de ayuda que se utiliza en el doble apuntalamiento de vetas finas, en fosas donde se espera que ayude a la masa pétreo a medida que avanza el doble apuntalamiento (la última ayuda será con relleno, quedando los puntales cubiertos por él).

- **Paquetes de madera:** Los grupos de madera se utilizan cuando los puntales no son suficientes para soportar las cargas elevadas o potencialmente debido a que el nivel es insuficiente para el establecimiento de puntales. Se utilizan en el abuso de tajos de corte y relleno y en cámaras y puntos de apoyo para ayudar a la Roca libre entre ciertos puntos de apoyo (nunca suplantando los puntos de apoyo regulares). Estos paquetes se construyen con madera redonda de 6 a 8 creeps de anchura y 1,2 m de longitud mínima. Pueden estar reunidos en anillos cuadrados de 0,8 x 0,8 (existen algunos diseños para reunir los grupos). El remate superior del parte superior del grupo debe estar fijada a la roca.
- **Cuadros de madera:** son empleados en excavaciones subterráneas





para el sostenimiento en rocas de muy baja calidad (excepcionalmente agrietadas, ajustadas, que deben ser rápidamente retenidas). Constan de tres piezas: dos postes y una tapa, además de dos tirantes que unen los bordes (los distintos trozos de la carcasa se recogen a través de patrones en la madera). Las carcasas de madera se utilizan para ayudar a las cargas verticales debido a la pesadez de la Roca libre en la parte superior del metro descubierto. En el abuso de venas finas con metales y cajas de baja calidad, se utilizan adicionalmente estas fundas, que pueden ser acabadas así como de 2 piezas (borde débil). Los casquillos se deben obstaculizar provechosamente a la capa externa del retiro. Las tripas constituyen una especie de ayuda inactiva, ya que empiezan a funcionar cuando la Roca "carga" sobre ellas (OSINERMIN, 2017).

### 2.3. MARCO CONCEPTUAL

- **Geomecánica:** la geomecánica es la encargada del estudio las propiedades de resistencia y deformabilidad que experimenta la masa pétreo frente al agrupamiento de tensiones iniciado a causa del desarrollo de los desenterramientos (Márquez, 2018).
- **Caracterización de Macizo Rocoso:** es la encargada de la descripción de las características particulares del macizo rocoso y tienen mucha importancia en el comportamiento geomecánico del macizo al realizar una excavación. Es fundamental hacer referencia a que la forma de comportarse de la masa pétreo se fundamenta esencialmente en percepciones y representaciones producidas



utilizando afloramientos y aberturas de perforación (Marquez, 2018)

- **Sostenimiento natural:** es macizo rocoso tienen propiedades de soporte individual y al realizar el diseño de tipo de minado o excavación no se generarán deformaciones o desequilibrio de esfuerzos que se manifiesten en el perímetro de una excavación, correctamente dimensionados, son autoportantes, sin la mediación de un método falso para su refuerzo o relleno (Ramirez et al., 1970).
- **Sostenimiento artificial.** - Esta categoría recuerda aquellas técnicas de excavación para las que los fustes, al no tener la opción de ayudarse a sí mismos, requieren la utilización de componentes falsificados para ayudar a sus picos y controlar su corona (Ramirez O et al., 1970)
- **Sostenimiento pasivo:** También llamada ayuda de apoyo, considerada como tal en base a que el componente no actúa sobre las propiedades mecánicas de la masa pétreo ya que no coopera con ella (Márquez O., 2018).
- **Ayuda dinámica:** denominada de otro modo apoyo, ya que trabaja sobre las propiedades mecánicas del macizo, en base a que el componente coopera con él (Marquez O., 2018)
- **Factor de Seguridad (FS):** Relación entre la resistencia del macizo rocoso y las tensiones aplicadas, que indica la estabilidad de la excavación. Un FS mayor que 1 indica un estado seguro.
- **Índice GSI (Geological Strength Index):** Complemento del RMR que considera la influencia de la geología en la resistencia del macizo rocoso, especialmente en rocas alteradas o fracturadas.



## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. DISEÑO METODOLÓGICO

##### 3.1.1. Nivel de investigación

El nivel del presente estudio se considera correlacional porque relaciona las variables, calidad de la masa rocosa y el sostenimiento que requiere el perímetro de nuestra excavación. Por su parte Andía (2017) señala que, es aplicativa porque busca la utilización de conocimientos teóricos en una base practica como en nuestro objetivo se busca la solución del problema que ocasiona la caída de rocas en la galería principal de nuestra operación mina.)

##### 3.1.2. Directa o empírica

Porque la fuente de los datos es de observación directa las discontinuidades, la rugosidad, humedad, el tipo de relleno presente en el macizo rocoso ubicado en el perímetro de nuestra excavación es recopilado de manera directa en el lugar de estudio y son procesados mediante el uso teorías empíricas como la clasificación geomecánica RMR de Bienawski y el índice de calidad de roca Q de Barton , a la vez (Andía,2017) menciona que el proceso de conocimiento científico comienza a partir de la observación y la descripción es uno de los subproductos de la observación y es el umbral necesario para el establecimiento de las explicaciones.

##### 3.1.3. Enfoque de investigación

Según el enfoque es cualitativa (por que los resultados obtenidos son en calidad de roca, buena, regular, mala) esto con el método empírico, RMR de



Bieniawski, Q de Barton, y a la vez se considera cuantitativa por que la recolección de los datos para probar la hipótesis propuesta es numérica, los programas computacionales como el Dips, Phase2, Unwedge, los datos son completamente números. Por ello el presente trabajo de investigación es considerado mixto según su enfoque.

### **3.1.4. Diseño de investigación**

El diseño de investigación es no experimental transversal debido a que se evalúan todas las características del macizo rocoso pero no se manipulan las variables, no existe intervención experimental, más bien se ha realizando un levantamiento topográfico con el uso de una brújula, levantamiento geomecánico de las discontinuidades, se usa el programa Dips para conocer la cantidad de familia de discontinuidades y su incidencia en la estabilidad del macizo rocoso, se usa el programa computacional Phase 2 para el conocimiento de las zonas inestables, se usa del programa unwedge para conocer las cuñas presentes en la galería para conocer el posible tipo de sostenimiento a emplear, a la vez (Andia,2017) menciona que el diseño no experimenta es aquella que realiza sin manipular deliberadamente las variables.

## **3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA**

### **3.2.1. Población**

La población del presente estudio realizado está conformada por galería principal de la mina San Juan Cien Lampa – Puno, Además, Las poblaciones deben estar claramente distribuidas según el contenido, la ubicación y las características temporales (Hernández et al., 2014).



### 3.2.2. Muestra

En el presente estudio se seleccionó como muestra del presente estudio a las 8 estaciones (P- 1E a P - 8E), tomadas las características geomecánicas en la galería principal de la mina San Juan Cien Lampa – Puno.

### 3.3. DEFINICIÓN DE VARIABLES

#### 3.3.1. Variable independiente

La variable independiente más importante se considera:

Las propiedades del macizo rocoso.

#### 3.3.2. Variable dependiente

Las variables dependientes más importantes son las siguientes:

El diseño de sostenimiento.

#### 3.3.3. Operacionalización de variables

Objetivo general	Implementar el diseño de sostenimiento mediante una evaluación geomecánica		
	Dimensiones	Unidad de medida	Indicadores
Variables independientes	Propiedades del macizo rocoso	Resistencia a la compresión uniaxial, Peso específico	Mega pascal
	Condiciones de las discontinuidades en el macizo rocoso	Persistencia, abertura, rugosidad, relleno, alteración espaciamiento	Observación in-situ
Evaluación geomecánica	Dirección de las discontinuidades con respecto a la excavación en estudio	Buzamiento, Dirección de buz.	Brújula brunton
	Presencia de cuñas	Número de familias de discontinuidades	Dips, Unwedge



Variable dependiente	Sostenimiento	Interacción roca-soporte	RMR Bieniawski
Diseño de sostenimiento	factor de seguridad	Esfuerzo - deformación	Q de Barton, Software Phase 2

---

### 3.4. INSTRUMENTOS Y TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Las técnicas utilizadas para la recolección de los datos son las siguientes:

- **Levantamiento topográfico:** Es un estudio técnico descriptivo de la longitud, perímetro de la excavación subterránea (galería principal); en la boca mina con la ayuda de un equipo GPS se ha tomado las coordenadas UTM y la cota correspondiente y con el instrumento indispensable “brújula” se ha realizado el levantamiento topográfico de la excavación subterránea en estudio, mediante el programa computacional AutoCAD se procesa los datos recolectados (azimut, vertical, distancia estadimétrica, etc.) esto para obtener el plano topográfico de la zona de estudio.
- **Mapeo geomecánico por celdas o ventanas de observación directa:** Esta técnica de recolección de datos es muy habitual en el estudio excavaciones subterráneas Se han tomado 8 estaciones en las que se toman las características del macizo rocoso como (espaciamiento entre las discontinuidades, condición de las discontinuidades, presencia de agua, dirección de las discontinuidades con respecto a la excavación, presencia de fallas, etc.).
- **Trabajo en instalaciones de investigación:** Se realizaron pruebas de laboratorio, ensayo de carga puntual de la roca intacta, en el laboratorio de geomecánica de rocas de la facultad de ingeniería de minas de la UNA – PUNO,

esto para definir las diferentes propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta.

- **Trabajo de gabinete:** Postulación bibliográfica, artículos y libros, guía geográfica, examen computacional con la utilización de programación (RocData, Dips, phase2, Unwedge), a la vez se han utilizado las teorías empíricas como las clasificaciones geomecánicas RMR DE BIENIAWSKI, Q de Barton y otros con la finalidad de recolectar los datos más fehacientes posibles que puedan brindar resultados confiables.

**Figura 9**

*Pruebas geomecánicas*



**Figura 10**

*Apuntes de trabajo*

Est	Alt	Vel	Dise	A	I	D
CH-D	375.5	+8.5	10.07	3.00	1.90R	1.10 R
				7.00	0.50R	1.70
					1.80R	0
D-10	333.5	+8.5		2.00	1.40R	1.70
				6.00	0.10R	1.10
			8.55		1.10R	0
D-20	269	-8.5		3.00	5.00R	2.00RCS
				5.50	8.80RCS	2.00RCS
			8.27		0	1.70R
D-30	318	+3		4.00	0.40R	1.20R
				8.50	1.20/2	0.4R
			10.12		1.20/2	0

### Figura 11

*Muestra de ensayo de carga puntual en roca diorita.*



### 3.5. INSTRUMENTOS Y/O EQUIPOS

Los instrumentos que se han utilizado en el presente estudio son:

- 01 brújula marca Brunton
- 01 distanciómetro leica (DISTO D510)
- 01 flexómetro
- 01 martillo de geólogo
- Tableros acrílicos A4
- Fichas geomecánicas
- Planos topográficos
- Ábacos y tablas

Programación Rocscience Plunges v6.0: Plunges está pensado para el examen intuitivo de información topográfica basada en direcciones. Permite al cliente examinar e imaginar la información subyacente siguiendo métodos similares a los utilizados en la generalización manual. Además, cuenta con numerosos aspectos computacionales destacados, por ejemplo

Conformación factual de la agrupación de direcciones, cálculo de la media y la





certidumbre de las direcciones, inconstancia de la agrupación e investigación subjetiva y cuantitativa de los componentes adscritos.

Rocscience Phase2: Se pueden realizar y examinar rápidamente modelos complejos de varias etapas, por ejemplo: madrigueras en roca sin potencia o articulada, socavones de metro, minas a cielo abierto y inclinadas, diques, diseños de tierra asentada con MSE y mucho más. Se pueden atender decepciones moderadas, colaboraciones de apoyo y cuestiones diversas.

Microsoft Excel

- Laptop ASUS Intel Core i7
- Programa Excel
- Laboratorio de geomecánica de rocas de la facultad de ingeniería de minas de la UNA - PUNO

### **3.6. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO**

#### **3.6.1. Ubicación**

La ubicación política de la zona de estudio (mina San Juan Cien) cuyo titular minero es la empresa San Juan Cien de Puno S.M.R.L. Se encuentra localizado en la comunidad de campesina Néstor Cáceres Velásquez, en el distrito de Cabanilla, provinciade Lampa, departamento Puno.

Geográficamente se encuentra ubicado, en la parte centro de la cadena occidentalde la cordillera de los andes, entre las coordenadas UTM (WGS 84) mostrados en la Tabla 22, zona 19L hoja de Puno 32 V, entre las altitudes 3950 – 4200 msnm, límite de los cerros Concorane, Quimsacana y Zapatillane.

**Tabla 22**

*Coordenadas geográficas de la zona de estudio*

<b>Mina San Juan Cien de Puno S.M.R.L.</b>	
<b>Coordenadas UTM WGS 84- 19L</b>	
Este	Norte
349342.82	8280133.05
351616.36	8281171.57
351932.77	8280479.11
349861.23	8279442.59

### 3.6.2. Accesibilidad a la zona de estudio

El acceso desde la ciudad de Puno es a través de la carretera asfaltada Puno – Juliaca, y se continua por carretera Juliaca – Cabanillas, posteriormente por la carretera asfaltada Cabanillas - Cabanilla, y luego por la carretera recientemente asfaltado Cabanilla – Lampa hasta el desvío hacienda Miraflores y continuar por la trocha hasta la zona de estudio (mina San Juan Cien).

**Tabla 23**

*Vía de acceso a zona de investigación.*

De	A	Distancia (Km)	Tipo de Carretera	Tiempo (en vehículo)
Puno	Juliaca	42	asfaltado	0h, 45 min
Juliaca	Cabanillas	30	asfaltado	0h, 30 min
Cabanillas	Cabanilla	3	asfaltado	0h, 05 min
Cabanilla	desvío hacienda Miraflores	12	asfaltado	0h, 15 min
desvío hacienda Miraflores	Mina San Juan Cien	7	trocha carrozable	0h, 15 min
Total		94		1h, 48 min

Aproximado de 2:00 Horas



El acceso desde la ciudad de Puno además de ser asfaltado, se tiene la presencia de animales silvestres y de crianza los cuales suelen atravesar la vía es así como la fauna, las cualidades fisiográficas y edafológicas permiten la cría de vacas, ovejas y camélidos sudamericanos como la alpaca, la llama y la vicuña.

En estado silvestre predominan aves perdices, palomas, gorriones, halcones, búhos, etc. y diferentes especies como zorros andinos, vizcachas, zorrillos, liebres silvestres y otros.



## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. CARACTERIZACIÓN ESTRUCTURAL DE LA ZONA DE ESTUDIO

##### 4.1.1. Levantamiento topográfico

Se cuenta con un plano topográfico de la zona de estudio en las que se muestra las estaciones, coordenadas, sección y dirección en las que están desarrolladas las excavaciones, fallas presentes, galerías, etc. Ver anexo N° 01.

##### 4.1.2. Aspectos litológicos

El material predominante en el sector está compuesto en su mayoría por rocas intrusivas: la diorita, la estructura mineralizada y la presencia de una falla local. La descripción que se realiza a continuación, evaluaciones geomecánicas por RMR de Bieniawski, Q de Barton y GSI, en cada estación de evaluación geomecánica.

##### 4.1.3. Zonificación geomecánica

El método utilizado para la recopilación de datos geológicos y geomecánicos en el campo fue estandarizado para los tres sistemas de clasificación geomecánica, que incluyen el RMR de Bieniawski, el Q de Barton y el GSI.

El formato implementado, que detalla la recolección de datos en cada estación (E1 a E8) para cada sistema de clasificación geomecánica, se llevó a cabo en el acceso principal de la mina San Juan Cien en Puno, que es la zona de estudio. Los resultados obtenidos en cada estación geológica y geomecánica se presentarán

en los anexos mencionados, mientras que este capítulo se centrará únicamente en revelar esos resultados.

#### 4.1.4. Ensayos de resistencia de la roca intacta

##### 4.1.4.1. Ensayo de carga puntual de muestra de roca.

En el centro de investigación geotécnica y geomecánica de rocas de la facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno se realizaron pruebas de índice de carga puntual, en el cual se ha obtenido los siguientes resultados:

**Tabla 24**

*Ensayo de carga puntual de la muestra de roca*

<b>Ensayos de carga puntual de muestra de roca</b>			
<b>Parámetro estadístico</b>	<b>Is(50)</b>	<b>UCS (MPa)</b>	<b>UCS (Kg/cm<sup>2</sup>)</b>
Valor máximo, MAX	16.96	406.97	4149.96
Valor mínimo, MIN	5.34	128.21	1307.39
Mediana, MED	9.77	234.49	2391.18
Valor Promedio, MEAN	10.64	248.18	2530.75
Desviación estándar, SDEV	4.35	104.45	1065.10
Coefficiente de Variación, CV	0.43	0.43	0.43

Nota. Laboratorio de geotecnia y mecánica de rocas de la FIM – UNA – PUNO, 2019

## 4.2. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA RMR DE BIENIAWSKI

Para el cálculo del RMR, se ha recurrido a la fórmula planteada por Bieniawski:

### 4.2.1. Resistencia a la compresión uniaxial (MPa).

El parámetro ha sido analizado en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano de

Puno, donde se obtuvo un valor promedio de 234.49 MPa para la resistencia a la compresión no confinada (UCS). Este parámetro es fundamental para llevar a cabo la caracterización de la roca según la clasificación RMR de Bieniawski.

#### 4.2.2. RQD (rock Quality Designation)

Se ha evaluado en terreno realizando el conteo de discontinuidades en un metro lineal, en todas las estaciones presentan un promedio de 10 – 12 discontinuidades por metro lineal como se muestra en el formato. Ver Anexo (2), también se muestra el trabajo de la descripción en campo.

#### Figura 12

*Caracterización del macizo rocoso mediante RMR de Bieniawski.*



#### 4.2.3. Espaciamiento de discontinuidades (m)

En cada área de estudio, se observa que las características varían notablemente. Esta variabilidad se manifiesta entre las estaciones ubicadas cerca de la superficie (E1, E2 y E3) y aquellas situadas en la galería (E4, E5 y E6), así



como en las estaciones E7 y E8, que se encuentran en un crucero.

#### 4.2.4. Condición de discontinuidades

Se muestra algunas especificaciones con respecto a la condición de las discontinuidades:

- **Persistencia:** la persistencia la mayoría de las discontinuidades se muestran en longitudes,  $>$  a 3 metros y se asume  $<$  menor a 10 metros excepto en la discontinuidad formada por la estructura mineralizada como en la falla principal.
- **Apertura:** no se presentan discontinuidades muy abiertas generalmente se encuentra en un rango de 1 – 5 mm en muy pocas oportunidades se observa aberturas  $>$  a 5mm.
- **Rugosidad:** se muestran ligeramente rugosas, y lisas cuando estamos en la presencia de la falla principal.
- **Relleno:** el relleno presente en las discontinuidades de la roca diorita se catalogan generalmente como duros  $<$  5mm, cuando se realiza la descripción en zonas de falla, en estructuras mineralizadas el relleno presente se observa suaves  $>$  a 5mm.
- **Alteración:** mayormente se muestra moderadamente intemperadas, excepto en las estaciones (E1 y E2) que se encuentran casi en la superficie.

En la Tabla 25, se muestra los resultados, con el propósito de cumplir nuestro objetivo, caracterizar el tipo de roca en el acceso principal Mina San Juan Cien de Puno, el trabajo de campo y los procedimientos expuestos en el (Capítulo II). Se han realizado con bastante rigor.

#### 4.2.5. Agua Subterránea

Se observa la presencia de humedad con significancia, por lo cual interviene en la estabilidad del macizo rocoso.

**Tabla 25**

*Caracterización geomecánica RMR (acceso principal).*

<b>Caracterización geomecánica RMR Bieniawski - Mina San Juan Cien - Puno</b>			
Estación (E1 - 8E)	Boca mina – Tope acceso principal		
Nombre del Proyecto:	Evaluación Geomecánica mina San Juan Cien		
Nivel:	4000 msnm		
Labor:	Acceso principal		
Ejecutado por:	Alipio Hilasaca Mamani		
Fecha:	Ene-20		
Litología	diorita		
Altura litostática (h)	Superficie - subterráneo		
Rc / Sv			
Evaluación geomecánica por estación	VALORES		
	GSI	RMR	Q
E1	51	58	1.20
E2	57	59	0.39
E3	52	53	0.51
E4	49	40	0.46
E5	51	56	0.46
E6	51	40	1.20
E7	50	52	1.16
E8	50	43.5	1.00

#### 4.2.6. Elección del tipo de sostenimiento según el RMR de Bieniawski

La evaluación, por la clasificación geomecánica RMR de Bieniawski, Tabla N° 26 de recomendación de metros \* tiempo de auto sostenimiento se asume que nuestra excavación puede auto sostenerse 7 metros sin la instalación de algún soporte aplicado.



**Tabla 26***Recomendaciones para la excavación y el sostenimiento de túneles excavados en roca*

<b>Recomendaciones indicativas para la excavación y el sostenimiento de túneles excavados en roca (Bieniawski, 1989)</b>					
<b>Clase</b>	<b>RMR</b>	<b>Excavación (pase)</b>	<b>Sostenimiento</b>		
			<b>Bulones (longitudes en m)</b>	<b>Hormigón proyectado</b>	<b>Cerchas metálicas</b>
III Media	41-60	Avance y destroza (1.533m. en avance) sostenimiento empezado en el frente y terminado a 10m del frente	Sistemáticamente en clave y hastial. l=4m. Espaciados 1.5 a 2.0 m. malla en techo.	50-100 mm en clave. 30 mm en hastiales.	No necesarias

Nota. Adaptado de (Bieniawski, 1989)

También, Bieniawski recomienda que para nuestra excavación en las estaciones E1 y E2, considerando en nuestra investigación la sección es (1.80 m. de ancho\*2.0 m de altura) por lo cual el sostenimiento recomendado es: soporte después de cada impacto y ayuda completa después de 10 metros del frente, los pernos deben ser precisos de 4 metros de largo dispersos 1.5 - 2 metros en el techo, soporte con shotcrete debe de ser (50 – 100) mm en el techo y 30 mm en los hastiales.

### **4.3. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL ÍNDICE Q DE BARTON**

#### **4.3.1. Clasificación geomecánica índice Q de Barton**

En la aplicación de esta clasificación geomecánica Q de Barton, el objetivo es conocer el índice de calidad tunelera de la roca y en función de esta relacionar un diseño de sostenimiento.

La recopilación de datos se realizó de manera in situ, es decir, en el campo. Como se ha mencionado anteriormente, el formato de recolección de datos fue estandarizado para las dos clasificaciones geomecánicas utilizadas en esta investigación. Los detalles de este formato se presentan en el Anexo N° 2.



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

Según Norwegian Geotechnical Institute (2015) para esta ecuación se describen los parámetros a continuación:

- **R.Q.D:** Índice de calidad de la roca la cual se basa el porcentaje de roca sin presencia de fracturas.
- **J<sub>n</sub>:** Se refiere al número de juntas presentes.
- **J<sub>r</sub>:** Se refiere a la rugosidad de la superficie de las discontinuidades.
- **J<sub>a</sub>:** Se refiere a la alteración de las discontinuidades.
- **J<sub>w</sub>:** Factor relacionado a la presencia de agua.
- **SRF:** Factor de reducción de esfuerzos.

A su vez cada coeficiente representa un criterio en particular:

- **R.Q.D./J<sub>n</sub>:** Representa el tamaño de los bloques.
- **J<sub>r</sub>/J<sub>a</sub>:** Representa la resistencia al corte de los bloques.
- **J<sub>w</sub>/SRF:** Representa al estado tensional del macizo rocoso.

Se ha realizado el cálculo correspondiente obteniéndose los siguientes resultados:

**Tabla 27**

*Caracterización geomecánica índice Q de Barton.*

<b>Caracterización geomecánica Q de Barton Mina San Juan Cien - Puno</b>			
Estación (E1 - 8E)	Boca mina – Tope acceso principal		
Nombre del Proyecto:	Evaluación Geomecánica mina San Juan Cien		
Nivel:	4000 msnm		
Labor:	Acceso principal		
Ejecutado por:	Alipio Hilasaca Mamani		
Fecha:	Ene-20		
Litología	diorita		
Altura litostática (h)	Superficie – Interior Mina		
Rc / Sv			
Evaluación geomecánica por estación	VALORES		
	GSI	RMR	Q

E1	51	51	1.20
E2	57	52	0.39
E3	52	47	0.51
E4	49	33	0.46
E5	51	39	0.46
E6	51	32	1.20
E7	50	42	1.16
E8	50	35	1.00

A continuación, se especifica los valores obtenidos en el índice Q de Barton en los mapeos geomecánicos de las progresivas en las siguientes tablas:

**Tabla 28**

*Sistema de calificación del índice Q de Barton P-IE.*

<b>Sistema de clasificación del Índice de Barton</b>			
<b>Parámetros</b>		<b>Rango</b>	<b>Valor</b>
RQD %	RQD %	%	74
Número de discontinuidades	Jn	3 familias+1aleatoria	12
Número de rugosidad	Jr	Rugosas y regulares	3
Número de alteración	Ja	Moderadamente.	3
Número de agua subterránea	Jw	flujo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Grupo c	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			<b>1.23</b>

**Tabla 29**

*Sistema de calificación del índice Q de Barton P-2E.*

<b>Sistema de clasificación del Índice Q de Barton</b>			
<b>Parámetros</b>		<b>Rango</b>	<b>Valor</b>
RQD %	RQD %	%	59
Número de discontinuidades	Jn	4familias+1aleatoria	15
Número de rugosidad	Jr	Rugosas y regulares, planares	1.5
Número de alteración	Ja	Moderadamente.	3
Número de agua subterránea	Jw	flujo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Grupo c	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			<b>0.39</b>

**Tabla 30**

*Sistema de calificación del índice Q de Barton P-3E*

<b>Sistema de clasificación del Índice Q de Barton</b>			
<b>Parámetros</b>		<b>Rango</b>	<b>Valor</b>
RQD %	RQD	%	77
Número de discontinuidades	Jn	4familias+1aleatoria	15
Número de rugosidad	Jr	Rugosas, regulares y planares	1.5
Número de alteración	Ja	Moderadamente.	3
Número de agua subterránea	Jw	flujo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Grupo c	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			<b>0.51</b>

**Tabla 31**

*Sistema de calificación del índice Q de Barton P.4E*

<b>Sistema de clasificación del Índice Q de Barton</b>			
<b>Parámetros</b>		<b>Rango</b>	<b>Valor</b>
RQD %	RQD	%	74
Número de discontinuidades	Jn	4familias+1aleatoria	15
Número de rugosidad	Jr	Rugosas y regulares	1.5
Número de alteración	Ja	Moderadamente.	3
Número de agua subterránea	Jw	flujo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Grupo c	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			<b>0.46</b>

**Tabla 32**

*Sistema de calificación del índice Q de Barton P-5E.*

<b>Sistema de clasificación del Índice Q de Barton</b>			
<b>Parámetros</b>		<b>Rango</b>	<b>Valor</b>
RQD %	RQD	%	70
Número de discontinuidades	Jn	3familias+1aleatoria	15
Número de rugosidad	Jr	Rugosas y regulares	1.5
Número de alteración	Ja	Moderadamente.	3
Número de agua subterránea	Jw	flujo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Grupo c	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			<b>0.46</b>

**Tabla 33**

*Sistema de calificación del índice Q de Barton P-6E.*

<b>Sistema de clasificación del Índice Q de Barton</b>			
<b>Parámetros</b>		<b>Rango</b>	<b>Valor</b>
RQD %	RQD	%	74
Número de discontinuidades	Jn	3familias+1 aleatoria	12
Número de rugosidad	Jr	Rugosas y regulares	3
Número de alteración	Ja	Moderadamente.	3
Número de agua subterránea	Jw	flujo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Grupo c	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			<b>1.23</b>

**Tabla 34**

*Sistema de calificación del índice Q de Barton P-7E.*

<b>Sistema de clasificación del Índice Q de Barton</b>			
<b>Parámetros</b>		<b>Rango</b>	<b>Valor</b>
RQD %	RQD	%	70
Número de discontinuidades	Jn	4familias+1 aleatoria	12
Número de rugosidad	Jr	Rugosas y regulares	3
Número de alteración	Ja	Moderadamente.	3
Número de agua subterránea	Jw	flujo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Grupo c	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			<b>1.16</b>

**Tabla 35**

*Sistema de clasificación de índice de Q de Barton P-8E*

<b>Sistema de clasificación del Índice Q de Barton</b>			
<b>Parámetros</b>		<b>Rango</b>	<b>Valor</b>
RQD %	RQD	%	70
Número de discontinuidades	Jn	4familias+1 aleatoria	15
Número de rugosidad	Jr	Rugosas y regulares	3
Número de alteración	Ja	Moderadamente.	3
Número de agua subterránea	Jw	flujo	1
Factor de reducción de esfuerzos	SRF	Grupo c	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$			<b>1.00</b>

El promedio del índice Q Barton es de: **0.8**

#### 4.3.2. Elección del tipo de sostenimiento según índice Q Barton

Para establecer un sostenimiento de acuerdo a la clasificación de Q de Barton se requiere conocer la dimensión equivalente, y para la presente investigación es considerada de acuerdo a la sección de excavación requerida que es de (1.8 \* 2.0) m. Entonces:

$$De = \frac{\text{ancho, altura o diametro de la excavacion (m)}}{ESR}$$

$$De = \frac{2.0}{1.6} = 1.25$$

La relación de sostenimiento empleado ESR es 1.6 debido a que se trata de una excavación de acceso principal, Se toma presente el siguiente cuadro y/o figura.

Los valores de Q permiten clasificar el macizo rocoso en diferentes categorías, que van desde muy buenos ( $Q > 10$ ) hasta muy malos ( $Q < 0.1$ ). Esta clasificación ayuda a determinar el tipo de sostenimiento requerido.

Al integrar el índice Q, se puede fundamentar la elección del tipo de sostenimiento en la galería principal de la mina San Juan Cién, proporcionando un enfoque basado en datos geomecánicos y experiencias previas en la industria

**Tabla 36**

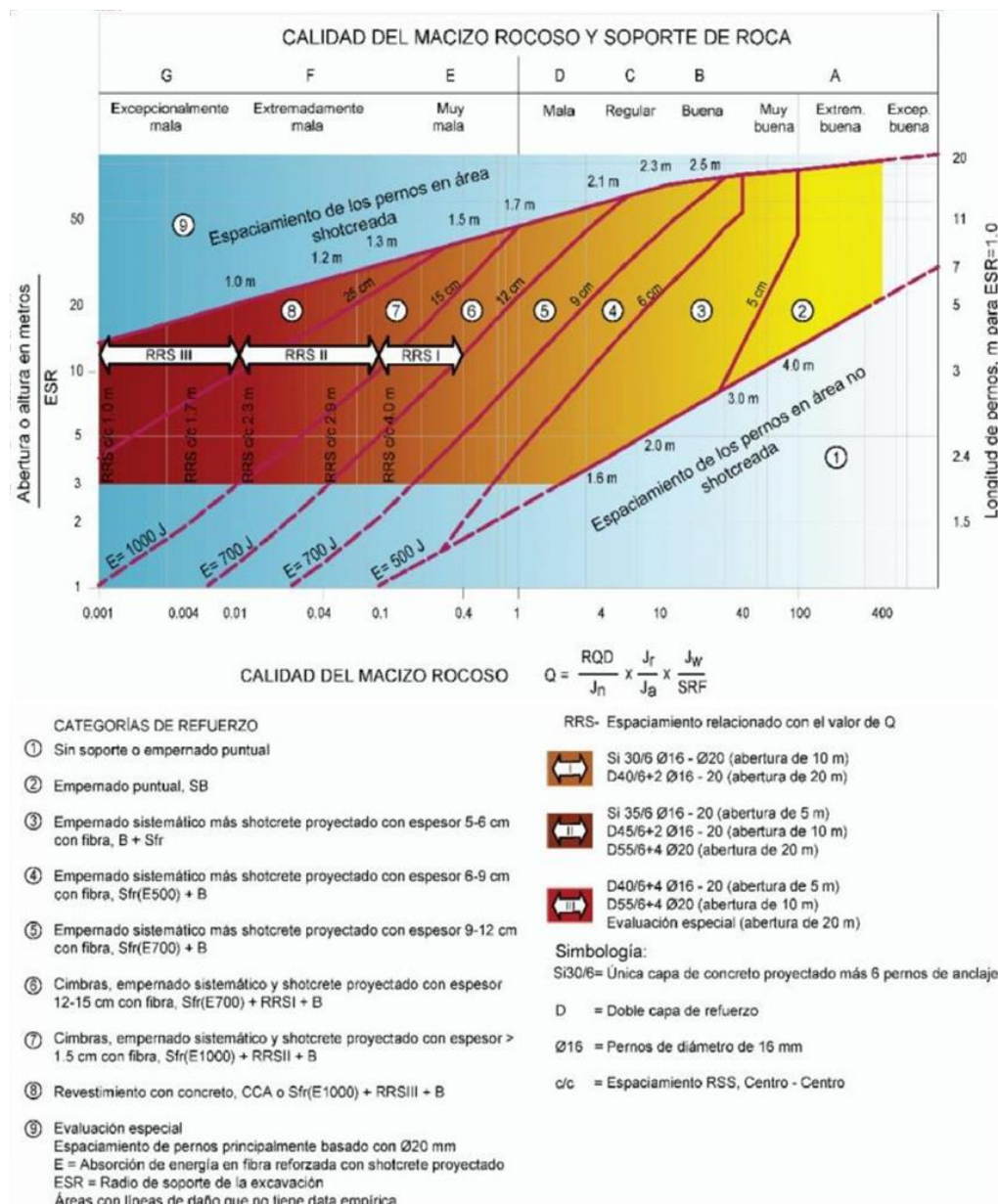
*Relación de sostenimiento.*

Categoría	Excepcional Pobre	Extrema Pobre	Muy Pobre	Pobre	Regular	Bueno	Muy Bueno	Extrema Bueno	Excepcional Bueno
Rango Q	0.001-0.01	0.01-0.1	0.1-1	1-4	4-10	10-40	40- 100	100-400	400-1000

Nota. Adaptado de (Barton, 1974)

**Figura 13**

*Calidad del Macizo Rocoso según Índice Q de Barton para sostenimiento.*



Nota. (Barton, 1974).

Se obtiene los siguientes resultados en las estaciones (E2, E3, E4, E5,) se requiere el sostenimiento con pernos sistemáticos más shotcrete proyectado con un espesor de 50 a 60 mm, con fibra, B + Sfr. En la corona y hastiales.

Para las estaciones (E1, E6, E7, E8) Q de Barton nos sugiere un sostenimiento con empernado puntual de forma igual para los hastiales.

Se pone en evidencia de que la galería, excavación sobre la estructura mineralizada y la presencia de una falla local, es la zona más crítica donde se debe poner mayor atención.

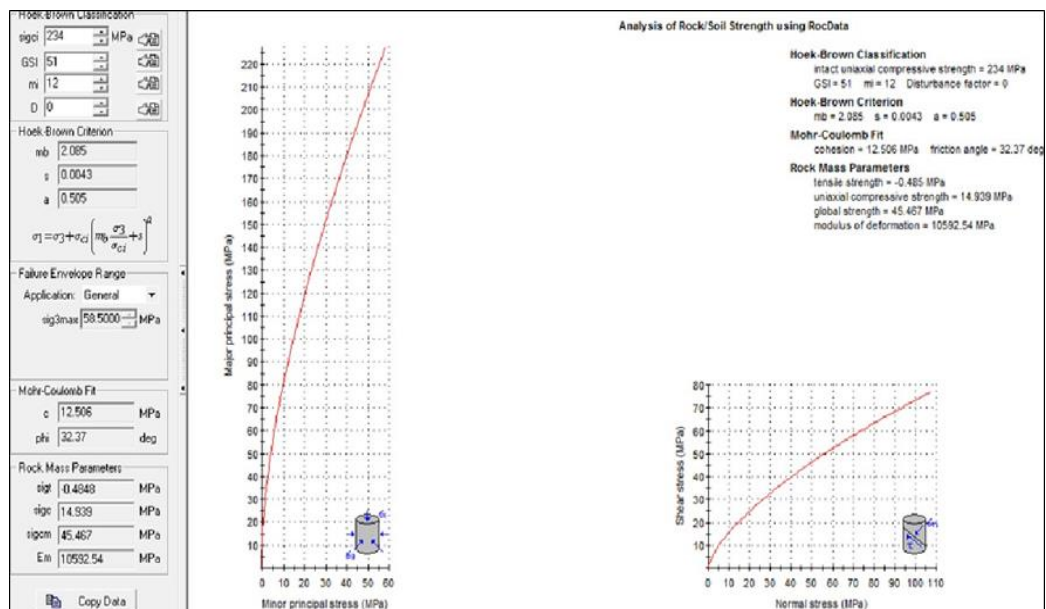
#### 4.4. CARACTERIZACIÓN DE LA MASA ROCOSA MODELAMIENTO CON SOFTWARE ROCSCIENCE

##### 4.4.1. Propiedades del macizo rocoso según software RocData

El software RocData nos permite determinar un gran número de parámetros geomecánico según diversos modelos, para nuestro proyecto se ha hecho el uso del modelo Hoek-Brown generalizado, como se muestra en la siguiente figura, el cual será de utilidad como datos de entrada para el software phase2.

Figura 14

*Criterio de rotura de Hoek - Brown*



Se ha obtenido los siguientes resultados de interés:





$M_b$  = constante de Hoek – Brown de la matriz rocosa = 2.085

S y a = que ambos constantes de las características del macizo rocoso

Cohesión = 12.506

Angulo de fricción =  $32.37^\circ$ , y otros datos más que serán de utilidad en el desarrollo del software Phase2.

#### **4.4.2. Distribución de discontinuidades software dips**

Los datos se recopilan realizando el mapeo geológico en campo y se cuenta con un registro de 8 estaciones (E1 – E8) en cada punto de estación se toma datos, en las que se ha hecho la medición del buzamiento y la dirección de buzamiento (Dip / Dip Direction).

Con toda esta información se procede a emplear el software Dips de la firma Rocscience V 5.1 Para hacer el análisis cinemático de los sitios de interés previamente descritos. El análisis cinemático de las discontinuidades se observa en más detalle en el Anexo referido a este apartado.

Se desarrolla el análisis estructural en cada estación que representa la zona para tomar en cuenta a la hora de diseñar el tipo de sostenimiento más idóneo posible en el proyecto de nuestra excavación.

Estación (E1) se tiene 35 discontinuidades identificados en una longitud de 2.5 metros tomados el (Dip / Dip Direction) se procede a cargar la data.

La interpretación muestra que en la excavación de la galería principal (E1) están presentes 2 familias principales, a la vez se tiene en cuenta de que la estación (E1) se encuentra en la superficie y no tendrá mucha incidencia en la estabilidad de



la excavación.

Estación (E2) se tiene 18 discontinuidades identificados en una longitud de 2.0 metros tomados el (Dip / Dip Direction) se procede a cargar la data.

En el análisis estructural (E2), Se observa tres principales familias de discontinuidades que forman una cuña en la corona de la excavación, esta cuña presente puede causar problemas en la estabilidad, se debe tener bastante atención en el requerimiento de sostenimiento en esta zona.

Estación (E3) como se observa en el plano topográfico, está ubicada en una zona que interseca la galería principal y crucero principal, por lo tanto, las discontinuidades de mayor importancia se toman de la estructura mineralizada y las cajas que la componen, Se cuenta con 14 discontinuidades.

Se realiza el análisis, se observa que en la corona de la intersección de las excavaciones se forma una cuña con potencial de colapso, lo que amerita catalogar un riesgo que debe ser tomada en consideración, la familia de discontinuidades 1 es la que presenta mayor incidencia con las cajas de la estructura mineralizada.

Estación (E4) esta zona corresponde a la excavación de la galería, están presentes las estructuras de las cajas del mineral las cuales tienen bastante incidencia en la estabilidad de la corona y hastiales de la excavación en proyecto. Se tiene 12 discontinuidades en 2 metros lineales en la actual excavación.

Se realiza el análisis que corresponde, se observan 3 familias, la familia 1 es la que tendrá mayor incidencia y como se observa su traza es paralela a la galería principal lo que también nos indica que los problemas de sostenimiento deberán ser con mayor atención posible.



Estación (E5) se cuenta con 25 discontinuidades esta zona es bastante interesante porque se encuentran la (caja techo/ caja piso) de la estructura mineralizada o veta y la presencia de una falla lo cual tomara bastante atención en el diseño de sostenimiento a aplicar en la excavación.

En el análisis nos muestra de que sobre la corona de la excavación se forma una cuña y debe catalogarse como la zona más crítica de nuestra galería principal en estudio o acceso principal.

Estación (E6), esta zona corresponde al inicio de la cortada san Javier, ver plano Topográfico se toman 14 discontinuidades más representativas en 2.0 metros de lineales

Se analiza, la estación (E6) aun esta zona se encuentra crítica por tratarse de una excavación sobre mineral, las 4 estaciones (E3, E4, E5, E6) se encuentran en la galería principal y se debe tener en cuenta de que sobre la corona de la excavación se realiza el trabajo de explotación por el método de subniveles estos separados por un puente de 2.5 metros de mineral.

Estación (E7), se observa 17 discontinuidades y forman 3 familias.

Se realiza el análisis estructural, Dips 5.1 muestra las tres familias, la familia 1 es la que ejerce la tensión principal esta se presenta casi perpendicular a la excavación la cual indica que no causa desequilibrio de mucha importancia, se observa la formación de una cuña que se encuentra en el hastial izquierdo lo cual no muestra mucha incidencia o riesgo.

Estación (E8) se encuentra en la zona tope de la cortada san Javier, se toma 13 discontinuidades en 2.0 metros lineales.

Se analiza la interpretación con el Software Dips 5.1, tenemos tres familias principales, la familia 1 es la que ejerce la tensión principal en los hastiales y merece notar de que no tiene paralelismo con la dirección de la excavación, se muestra la formación de una pequeña cuña en la corona de la excavación que nos indica tener la precaución durante la implementación de sostenimiento.

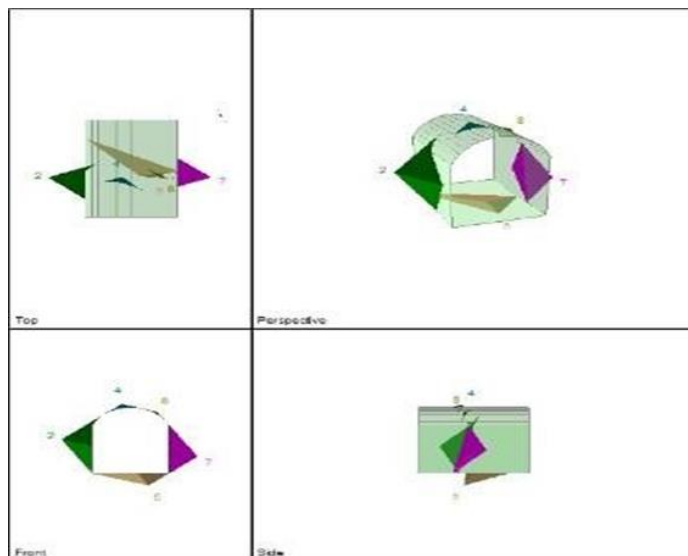
#### 4.4.3. Análisis con el Software Unwedge 3.0

Análisis en la estación E – 1, E -2 y E - 3, Unwedge nos muestra todos los bloques formados con las discontinuidades presentes alrededor de la excavación, todos los bloques superan ampliamente el factor de seguridad requerida

Se resuelve, debe realizarse el desatado de roca tomando la atención en el bloque número 8, los de más bloques no representan el peligro y/o riesgo.

#### Figura 15

*Grafica por el software Unwedge E1*



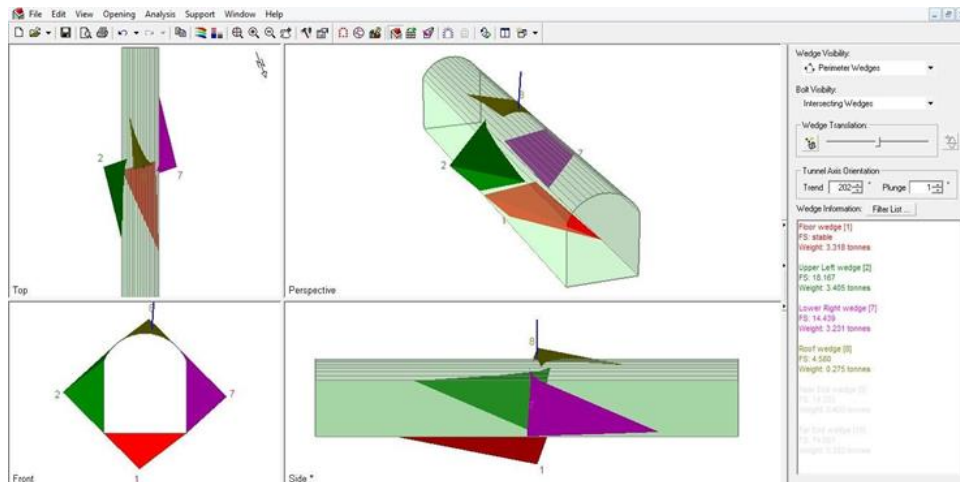
**Estación 02**, debe colocarse 01 perno de sostenimiento mecánico swellex de 1.2 m

Esta deberá ser puntual específicamente para fortificar el bloque N° 8 una

vez colocado el sostenimiento el factor de seguridad mejora a ( $FS = 4.78$ ),

**Figura 16**

*Grafica por el software Unwedge E2*

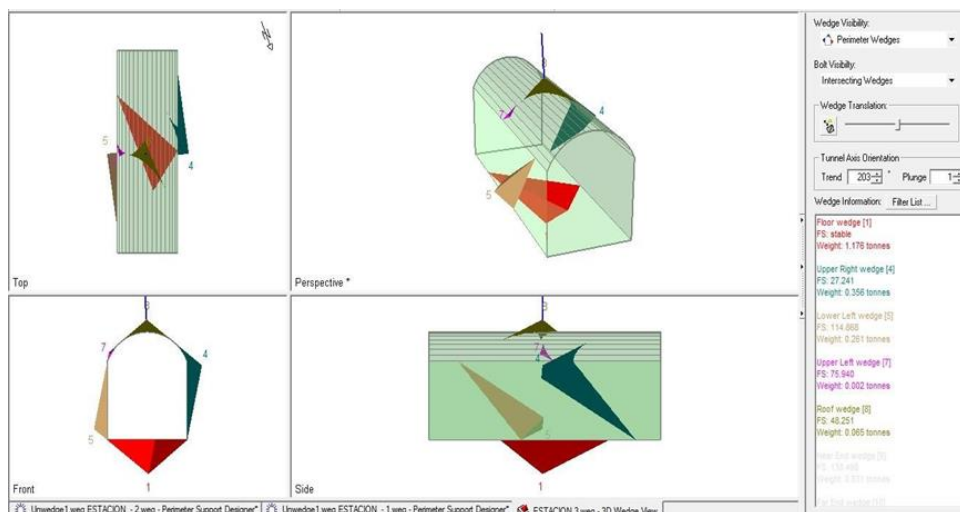


**Estación 03**, debe colocarse 01 perno de sostenimiento mecánico swellex de 1.2 m.

Esta deberá ser puntual específicamente para fortificar el bloque N° 8 una vez colocado el sostenimiento el factor de seguridad mejora a ( $FS = estable$ ),

**Figura 17**

*Grafica por el software Unwedge E3*

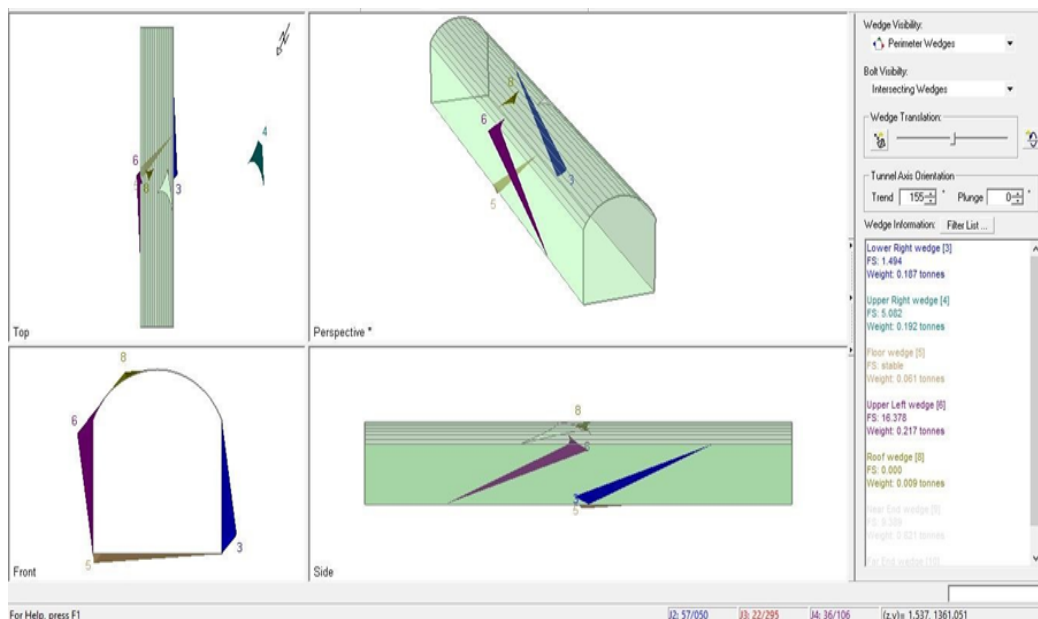


Análisis de las estaciones 4 y 5, la estación 04, se muestra una zona no

estable esto por la presencia de la falla San Andrés, se necesita sostenimiento, los bloques de roca en los hastiales superiores presentan peligro significativo por lo que la estación 4 debe ser fortificado con el sostenimiento de pernos con anclaje de 2.4 metros de largo, del tipo Swellex de manera puntual, el bloque número 8 se encuentra ubicado en el techo su peso no es significativo con un desatado de roca se elimina el riesgo, pero se debe tener presente de que es una zona muy cercana la falla San Andrés lo ello significa zona inestable, aun el programa califique lo contrario.

**Figura 18**

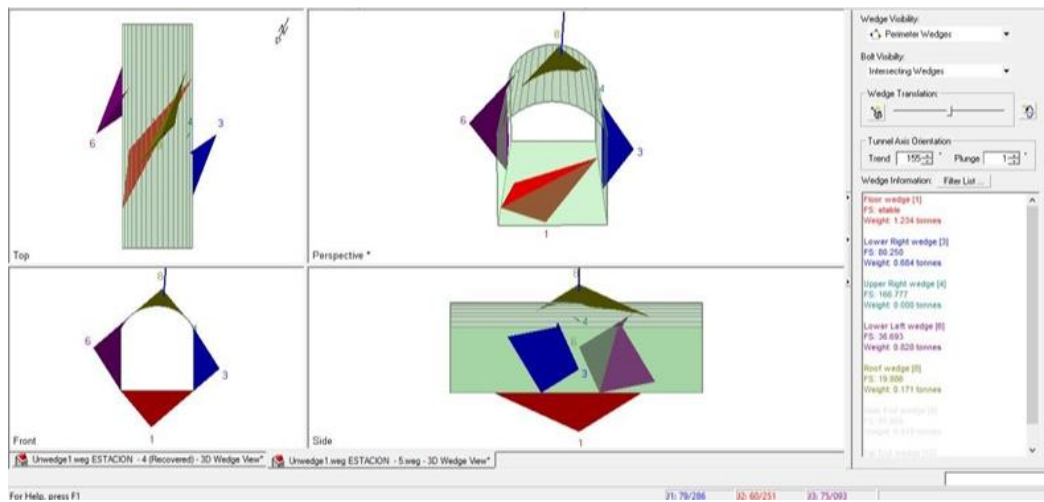
*Grafica por el software Unwedge E4*



La estación 05, se muestra de que el bloque N° 8 no es estable tiene un factor de seguridad no favorable el bloque formado por las discontinuidades está ubicado en el techo requiere de sostenimiento, se sugiere colocar un perno de sostenimiento (Swellex) de manera puntual de 1.20 metros el cual mejora el factor de seguridad hasta 19.8 el cual satisface lo requerido en la excavación.

**Figura 19**

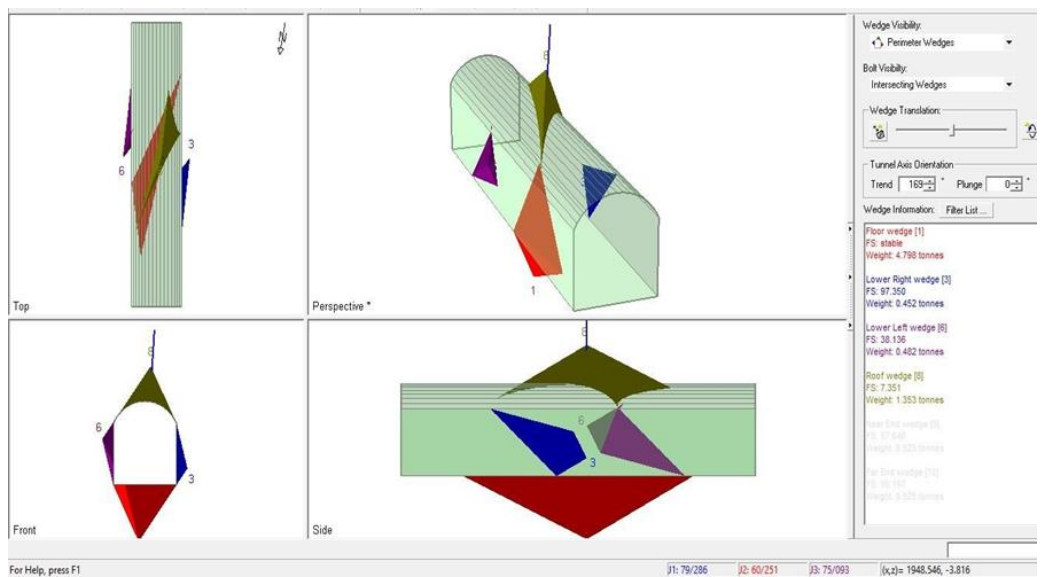
*Grafica por el software Unwedge E5*



Análisis de las Estación 6,7 y 8, el bloque N° 8 en la estación 06, se encuentra en el techo de la excavación y el factor de seguridad no es favorable, posee 1.353 toneladas el cual deberá ser sostenido con un perno de anclaje (swellex) de 2.4 metros de longitud el cual incremente el factor de seguridad (F.S = 7.351).

**Figura 20**

*Grafica por el software Unwedge E6*

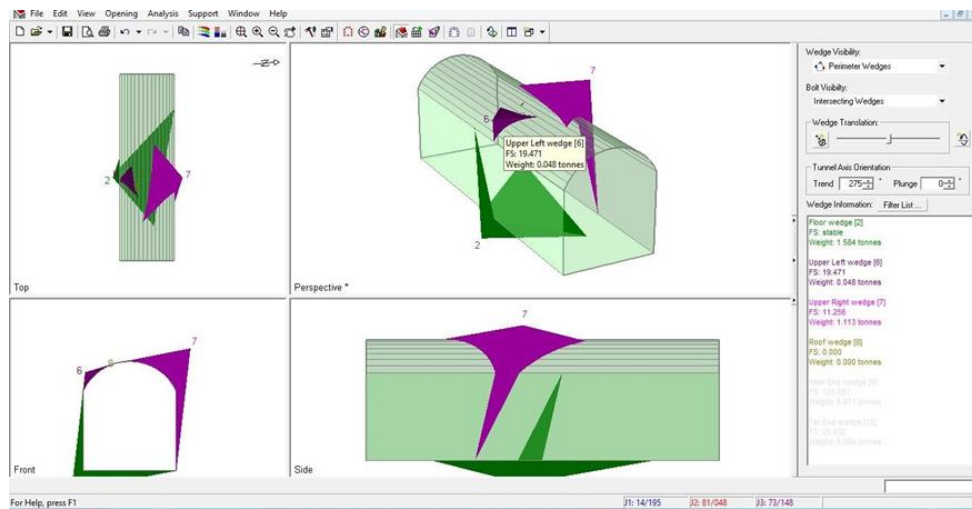


En la estación 07, se muestra que el perímetro de la excavación se

encuentra estable con un  $f.s > 1.3$ , la cual cumple lo requerido en nuestro proyecto, también nos muestra que el bloque N° 8 se muestra con un factor de seguridad no favorable, pero en su peso no es significativo el cual se soluciona realizando el desatado de roca correspondiente.

**Figura 21**

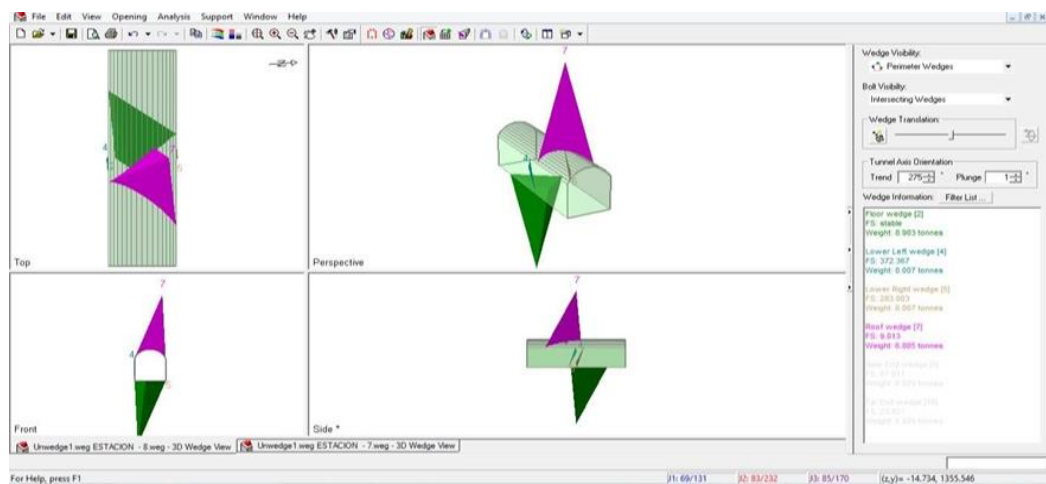
*Grafica por el software Unwedge E7*



Estación 08, el perímetro la excavación se encuentra estable todos los bloques superan el factor de seguridad requerido en nuestro proyecto.

**Figura 22**

*Grafica por el software Unwedge E8*







## **Sostenimiento sugerido mediante Software Unwedge**

El Software Unwedge 3.0, nos permite la observación de bloques formados en el perímetro de la excavación producto de las discontinuidades presentes, nos permite conocer el peso de cada cuña, y el factor de seguridad que cada bloque representa.

En las 08 estaciones estudiadas en mayoría superaran el factor de seguridad requerido que es de 1.3 como mínimo, la roca diorita posee un alto cualidad de auto sostenimiento en labores angostas como es el caso del presente estudio, se nota bloques de roca (cuñas) en el techo de la excavación que tiene la necesidad de implementar sostenimiento con pernos de anclaje mecánico de tipo (swellex) de 1.2 m. y otra de .2.4 m debe ser puntual en las zonas que la requiera.

Instalado el perno en mención aumenta el factor de seguridad considerablemente,

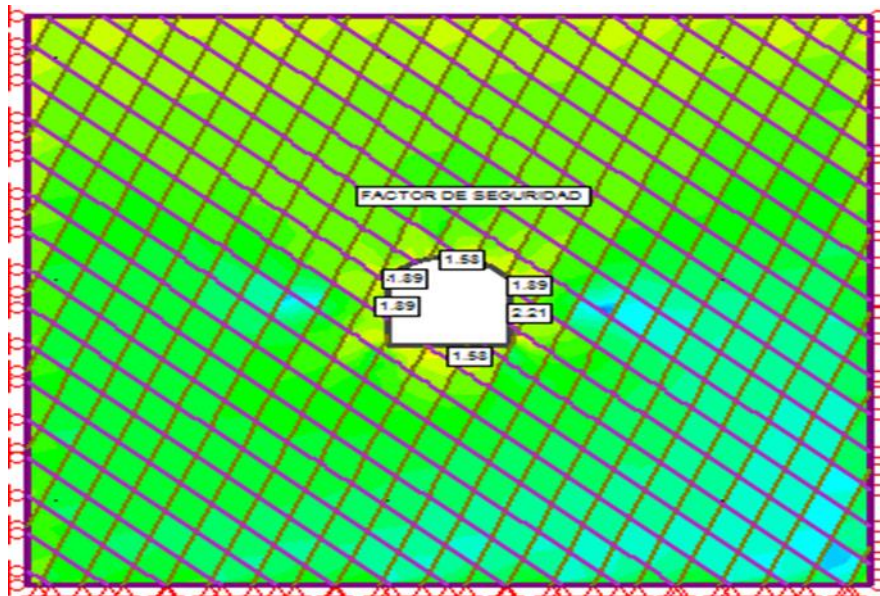
### **4.4.4. Análisis de estabilidad y deformación Software Phase2**

En estas dos estaciones, el análisis de esfuerzos y deformaciones en todo el perímetro de nuestro de excavación (acceso principal mina San Juan Cien, E – 1 y E - 2) interpretados en factor de seguridad (f.s.) superan lo requerido que es de 1.3. Por lo cual se define estación (E-1y E-2) sección de macizo rocoso con capacidad de auto sostenimiento.

En resumen, el Software Phase2 es una herramienta poderosa para el análisis de estabilidad y deformación en geotecnia, permitiendo a los Ingenieros evaluar la seguridad de excavaciones y diseñar soluciones efectivas para el sostenimiento de estructuras en roca.

### Figura 23

*Factor de seguridad del macizo rocoso E1 y E2, software Phase2.*

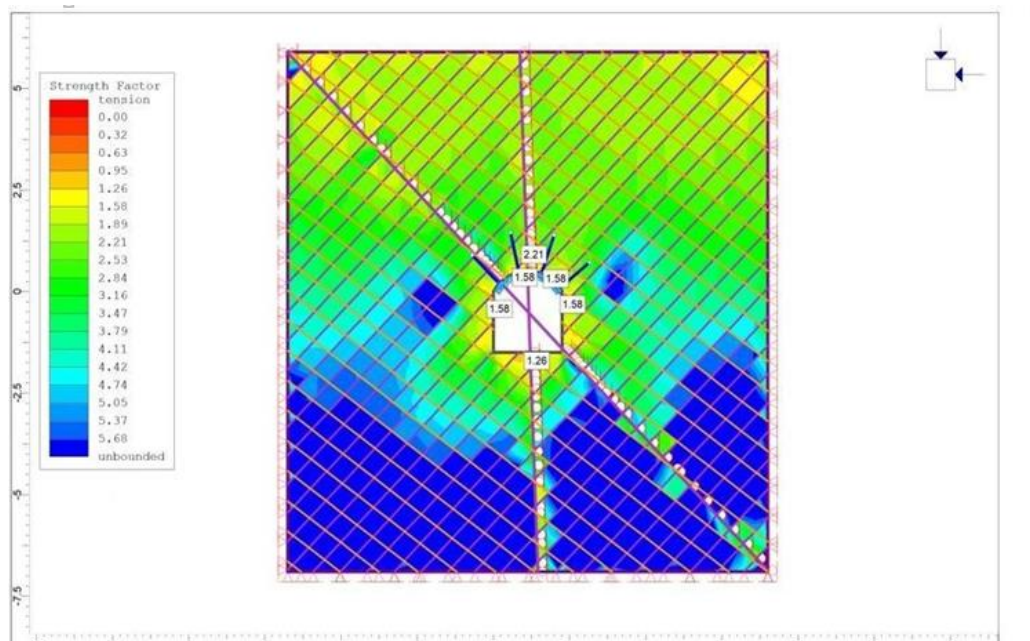


#### Estación 03, 04 y 05

Las estaciones en mención arriba que también la llamaremos área de mayor deformación son las que presentan mayor desestabilidad expresado en factor de seguridad  $FS = 0.95 - 1.28$  las que no cumple con lo requerido que es de un  $(FS = 1.3)$  como mínimo por tratarse de un acceso principal, en el techo de la excavación la desestabilidad se manifiesta porque una de las familias de discontinuidad tiene la misma dirección que la excavación, también la falla san Andrés interseca muy cerca a la estación (E - 4), la estación (E -5) muestra consistencia pero aún presenta deformación, hecho el análisis mediante el Software Phase2 y siempre en busca de que nuestro acceso principal presente un factor de seguridad igual o mayor a 1.3 se resuelve, realizar el sostenimiento con pernos de tipo Swellex de 2.4 metros, deberá ser de manera puntual, el sostenimiento sugerido debe de realizarse en todo área de mayor deformación, realizado el sostenimiento se muestra de que el factor de seguridad aumenta y supera a  $(F.S. = 1.58$  y  $1.9)$ .

**Figura 24**

*Factor de seguridad del macizo rocoso E3, E4 y E5 software fase 2.*



### **Estación 06, 07 y 08**

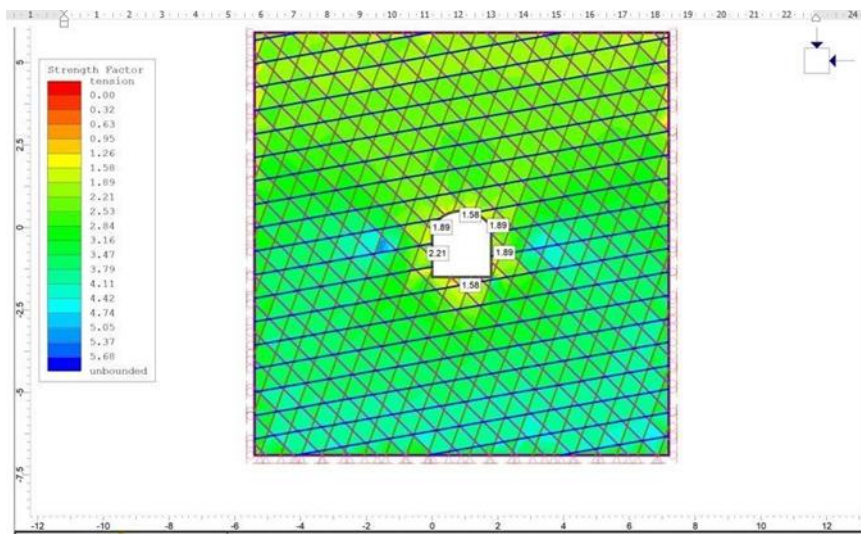
El análisis de esfuerzos y deformaciones en todo el perímetro de la excavación (acceso principal mina San Juan Cien, (E-6, E-7 y E-8) están interpretados en lo que concierne al factor de seguridad (f.s.) superan lo requerido que es de 1.3.

Para obtener resultados específicos sobre el factor de seguridad en las estaciones E3, E4 y E5, se debe realizar un análisis detallado utilizando Phase2, ajustando las condiciones del modelo según las características geológicas y geotécnicas del sitio en estudio.

Por lo cual se define estación (E-6, E-7 y E8) sección de macizo rocoso con capacidad de auto sostenimiento.

**Figura 25**

*Factor de seguridad del macizo rocoso E6, E7 y E8, software fase 2.*



### **Elección de sostenimiento mediante el Software Phase2**

Implementar sostenimiento con pernos de anclaje mecánico (Swellex) 1.2 m y 2.44 m. de longitud, debe ser puntual, en las zonas donde se muestra deformaciones con factor de seguridad menores a 1.3, en su mayoría se encuentran en el techo y hastial superior de la excavación.

### **De acuerdo con la Hipótesis general planteada**

Se determina que la roca (diorita), posee un alto valor en su caracterización geomecánica (compresión uniaxial de la roca intacta), en el cual se ha hecho una excavación de dimensiones (1.8 de ancho \* 2.0 de alto) tomados en cuenta sus discontinuidades y de más propiedades se califica ambientes de auto sostenimiento, evaluadas en cada estación en su mayoría se muestran estables.

F.S. > 1.3, pero puntualmente se tiene deformaciones que deberán ser controladas con pernos de anclaje de manera puntual, se debe tomar mayor atención en el techo de la excavación de la galería principal- mina San Juan Cien



- Lampa – Puno.

### **De acuerdo con las Hipótesis específicos planteados**

Realizado la evaluación geomecánica se conoce las características del macizo rocoso, teniéndose los siguientes resultados promedios, de acuerdo al tipo de macizo rocoso se cataloga  $GSI = 51.5$  tipo de macizo rocoso regular;  $RMR = 51.1$  tipo de macizo rocoso también regular;  $Q$  de Barton = 0.8 tipo de roca (mala – muy mala), esto en la galería principal- mina San Juan Cien - Lampa – Puno.

Se ha determinado el diseño de sostenimiento con un factor de seguridad mayor a 1.3, se estabiliza la excavación mediante pernos de anclaje puntual en la corona de la galería principal- mina San Juan Cien - Lampa – Puno. se define ambiente con macizo rocoso con capacidad de auto sostenimiento, se implementa sostenimiento puntual en la corona de la galería, con pernos de tipo swellex de 1.20 y 2.4 m. de longitud y 41 milímetros de diámetro el cual garantiza la estabilidad expresada en factor de seguridad mayor a 1.3.

## **4.5. DISCUSIÓN**

Loarte T (2018) concluye que la evaluación de los límites para decidir la naturaleza de la masa pétreo debería completarse a través del orden geomecánico de Bieniawski  $RMR$  y Barton  $Q$ ; lo cual refuto; ya que el retrato geomecánico es significativo mediante el método empírico como es índice de  $Q$  de Barton, pero también es importante notar de que no se considera en sus factores la dureza o la resistencia de una masa rocosa la cual amerita recurrir a otras clasificaciones geomecánicos y/o método de evaluación o análisis de estabilidad como es el uso del Software RocScience (Dips, Unwedge y Phase2) en las excavaciones subterráneas.



Aguilera (2019) concluye que, En la gran mayoría de los trabajos en curso, la utilización de la lista Q de Barton et al. (1974) es el principal punto de apoyo para el significado de la ayuda, además, está respaldada por la evaluación de las listas RMR de Bieniawski (1989) y GSI de Hoek (1994).

La utilización severa de estas agrupaciones permite normalizar el trabajo sobre un tipo de ayuda. Apreciar la naturaleza geotécnica de la masa pétreo y caracterizar la ayuda; el cual refuto; ya que en la actualidad la experiencia y la tecnología nos permite hacer uso de programas de computación tales como Dips, Unwedge, Phase2, etc.

El uso adecuado, análisis e interpretación de datos de acuerdo con las propiedades y/o características geomecánicas que poseen los macizos rocosos nos permite la simulación de sostenimiento requerido y proponer el tipo de sostenimiento adecuado en cada problema de inestabilidad de excavaciones minera como civiles.

La presente investigación se toma nota de que los resultados geomecánicos obtenidos en la muestra fundamental de la mina San Juan Cien en lampa - puno, realizados por la estrategia exacta varían de los resultados obtenidos por la técnica matemática, se da más importancia a los resultados adquiridos por la estrategia matemática.



## V. CONCLUSIONES

- Se concluyó que el tipo de sostenimiento adecuado es con pernos de anclaje de forma puntual y en mayoría se califica el macizo rocoso con capacidad de auto sostenimiento, que brindan ambientes de trabajo seguro en el desarrollo de la excavación.
- Se concluye que la roca predominante es la diorita, donde figura alta resistencia a la compresión de la roca intacta igual a 234 MPa, la evaluación geomecánica según las clasificaciones RMR de Bieniawski lo define como macizo rocoso regular a buena, en cambio el Índice Q de Barton lo clasifica en la categoría “D” de calidad “Mala”.
- Con relación al factor de seguridad a través del Software empleado se determina el diseño de sostenimiento es a través de pernos de anclaje de tipo swellex, con dimensiones de 1.20 y 2.4 metros de longitud, 41 milímetros de diámetro, y zonas de excavación con macizo rocoso con capacidad de auto sostenimiento, con factor de seguridad que superan a 1.3, de tal manera se estabiliza la galería Principal de estudio.



## VI. RECOMENDACIONES

- Continuar con los estudios de evaluación Geomecánica en el desarrollo de diseños de sostenimiento que aseguren el fortalecimiento de las excavaciones en el sector minero y obras civiles.
- La recopilación de los datos en campo, gabinete, laboratorio, para realizar la evaluación geomecánica de la excavación debe siempre tomarse con mucho cuidado ya que nuestros resultados dependerán de los datos que usemos.
- Determinado el tipo de sostenimiento a implementar debe tomarse con criterio direccionado a la seguridad y/o factor de seguridad requerido en la excavación en estudio, se recomienda tomar mayor en cuenta los resultados obtenidos por método numérico debido a la mayor consideración de los parámetros a la resistencia del macizo rocoso, las simulaciones de esfuerzo y deformación en Software de RocScience indicados nos ofrecen resultados numéricos en condición de factor de seguridad.





## VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aguilera A., G. A. (2019). *Síntesis y metodología del mapeo geológico geotécnico aplicado al sostenimiento de túneles, en obras subterráneas, Codelco - Andina - Chile*. Universidad de Concepción.
- Andia V., W. (2017). *Manual de Investigación Universitaria*. Ediciones Arte y Pluma Concepción
- Calderón M., M. A. (2018). *Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Cortés C., D. J. (2011). *Recopilación de información para futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en la mina Rafaela* (Universidad de Chile; Vol. 11). <https://doi.org/10.16194/j.cnki.31-1059/g4.2011.07.016>
- Espejo Monsalve, J. A. (2019). *Determinar el método de sostenimiento mediante el uso de parámetros geomecánicos de la mina Aguas Perdidas en el distrito de Ocaña, Ayacucho*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Gálvez Soto, P. A. (2013). *Caracterización geológico - geotécnica de mina Carmen, región de Atacama*. Universidad de Chile.
- Gonzáles de Vallejo, L. I. . (2002). *Ingeniería geológica* (I. Capella, Ed.). Madrid.Hoek, E. (2006). *Practical rock engineering*. Canada.
- India Ministry of Mines. (2014). Application of rock mechanics in surface and underground mining. In *Indian Bureau of Mines*. India.
- Loarte T., O. J. (2018). *Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma la Mano - Cormitona S.A - año 2018*. Universidad Nacional Santiago Antúnez De Mayolo.
- Machaca, M. (2017). *Diseño de espacios subterráneos y soportes a partir de los parámetros geo-mecánicos para una explotación optima en la mina San Francisco*. Universidad Nacional del Altiplano - Puno.



- Mamani, I. (2018). *Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal - contrata minera Peyols. U.E.A-Ana María*. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Marinos, P. G., Marinos, V., & Hoek, E. (2007). The Geological Strength Index (GSI): A characterization tool for assessing engineering properties for rock masses. *Research Gate*, 1–9.
- Marquez O., G. C. (2018). *Geomecánica aplicada al diseño del sostenimiento para mejorar la estabilidad del nivel 730-Unidad Minera San Cristobal Volcan - 2016*.
- Mercado Salas, G. E., & Orbegón Rivera, C. J. (2017). *Modelamiento geomecánico a nivel de prefactibilidad de una mina subterránea*. Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Miller, R. P. (1966). *Engineering classification and index properties for intact rock*. Universidad de Illinois .EE.UU.
- Narvaez M., J. E. (2019). *Caracterización geomecánica del manto de carbón San Roque para el diseño y selección del tipo de sostenimiento de galerías, CIA Minera San Roque FM*". Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.
- Osinergmin. (2019, Septiembre). Accidentes Mortales. *Boletín Estadístico de La Gerencia de Supervisión Minera, 2019*, 1–12. Retrieved from [www.minem.gob.pe/\\_estadistica.php?idSector=1&idEstadistica=4100](http://www.minem.gob.pe/_estadistica.php?idSector=1&idEstadistica=4100)
- OSINERMIN. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas* (Mayo 2017; Osinergmin, Ed.). Lima: Organismo Supervisor de la Inversión en la Energía y Minería.
- Ramírez O., P., & Alejano M., L. (2004). *Mecánica de rocas : fundamentos e ingeniería de Taludes* (Universida). Madrid.
- Ramirez O, P., de la Cuadra Irizar, L., Lain Huerta, R., & Grijalbo-Obeso, E. (1970). *Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea*. Instituto geológico y minero de España.
- Rios Bartolo, R. (2019). *Evaluación geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento del macizo rocoso en los túneles carreteros "los Angeles."*

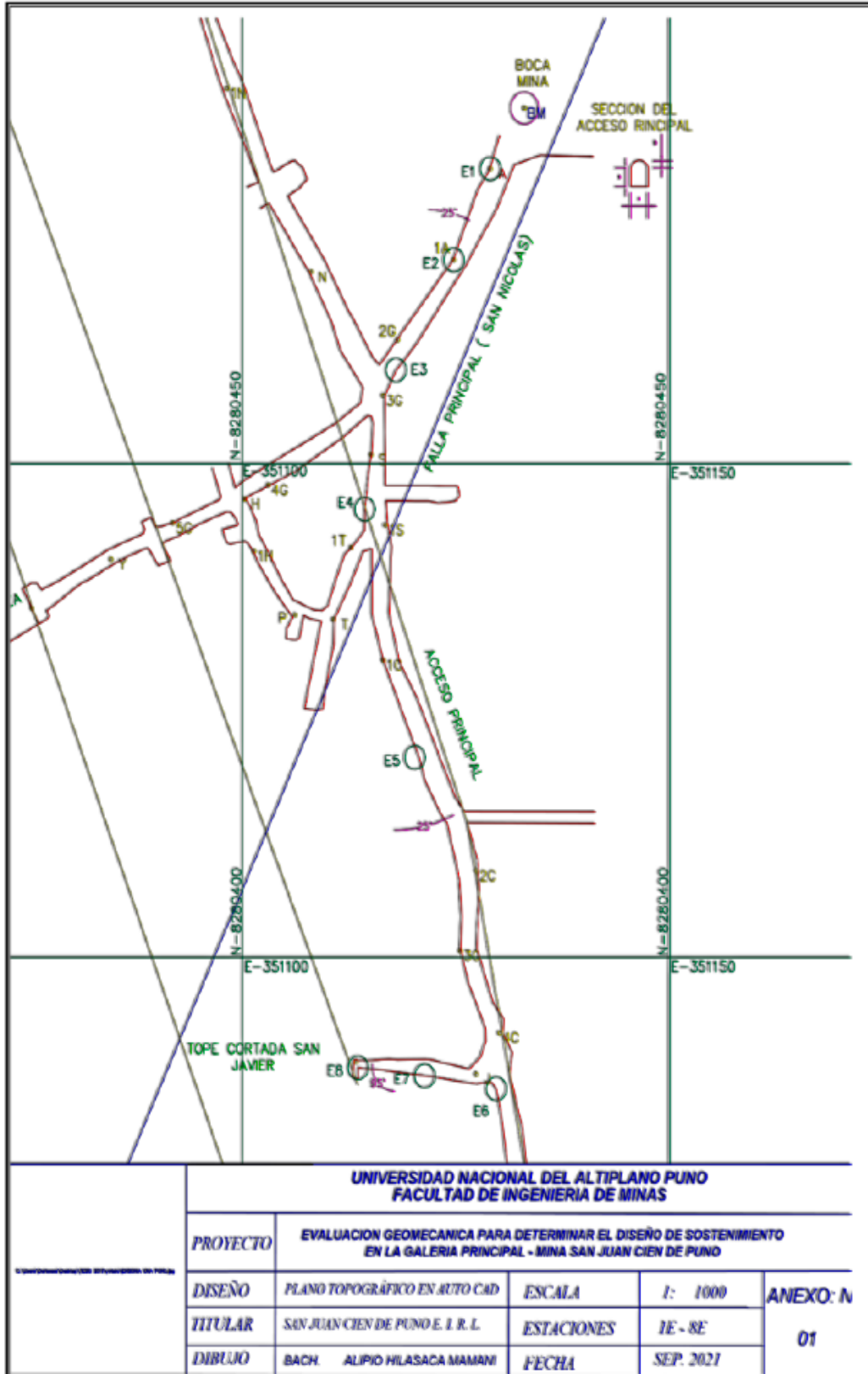


Universidad Nacional Federico Villarreal.

- Singh, B., & Goel, R. K. (2011). *Engineering rock mass classification*. EE. UU.: Elsevier.
- Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía. (2004). *Manual de Geomecánica aplicado a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea*. Retrieved
- Sugawara, E., & Nikaido, H. (2014). Properties of AdeABC and AdeIJK efflux systems of *Acinetobacter baumannii* compared with those of the AcrAB-TolC system of *Escherichia coli*. *Antimicrobial Agents and Chemotherapy*, 58(12), 7250–7257. <https://doi.org/10.1128/AAC.03728-14>
- Sumiri, A. (2013). *Aplicación de geomecánica en prevención de caída de rocas en corte y relleno ascendente unidad económica administrativa Poracota CIA de minas Buenaventura*. Universidad Nacional del Altiplano - Puno.
- Unsihuay Asto, R. D. (2018). *Implementación del shotcrete reforzado con fibra de acero, comparado con el sostenimiento estructural en labores mineras subterráneas, Upl, Volcan Cia Minera SAA*. Universidad Nacional del Centro del Perú.

## ANEXOS

### ANEXO 1. Plano topográfico Mina San Juan Cien



# ANEXO 2. Mapeo Geomecánico E1

## FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

**ESTACION**  
**E1**

**LIBROGRIA**  
GRANDIORITA  
SUPERFICIE

**Altura litostática (h)**  
Rc / Sv

# Prad/ml	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS				
2	98	CONTAS EN (m)				
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X			
4	94	FRACTURAS / METRO	λ			
5	91	Nº DE FRACT/M3	Jv			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)			
7	84	DONDE:				
8	81	λ = 1 / X				
9	77	RQD = 100 x e <sup>-0.1λ</sup> (0.1λ + 1)				

**SISTEMA RMR**

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	250	100-250 (12)	25-50 (4)
RQD (%)	74.00	50-75 (13)	25-50 (8)
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	2m	0.2-0.4m (10)	0.06-0.2m (8)

**CONDICION DE DISCONTINUIDADES**

Familia	ID, Buz	f/m	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleño	Alteración
1	1-100mg	(6)	1-3 m Long. (4)	3-5mm (2)	10-20 m (1)	2-20 m (0)	2
2	Carreda (8)	<0.1mm	(5)	0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	> 5mm (0)	0
3	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Irregular (3)	Lisa (1)	Espajo de falla (0)		3
4	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Suave < 5mm (1)	Suave < 5mm (2)			1
5	Serie (8)	Lig. Impreg. (5)	Muy Impreg. (2)				2
6	Seco (15)	Humedo (9)	Ujido (7)	Disco (4)			15

**Agua subterránea**

**Orientación**

DESCRIPCION	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Muy rugosa															
Rugosa															
Limpia															
Duro < 5mm															
Suave < 5mm															
Lig. Impreg.															
Muy Impreg.															
Humedo															
Ujido															
Disco															

**CONDICIONES SECAS**

RMR	DESCRIPCION	I	II	III	IV	V	VI	VALOR
100-81	MUY BUENA	80-61	60-41	40-21	20-0			51
74	BUENA	59-41	39-21	19-0				58
51	REGULAR	38-19	18-0					51
26	POBRE	17-0						III BUENA
0	MUY POBRE							

**SISTEMA DE CLASIFICACION Q**

PARAMETROS	RANGO	VALOR
RQD	%	74
Número de discontinuidades	3 familias + tablonetas	12
Número de rugosidad	Jr	3
Número de alteración	D	3
Número de agua subterránea	Jw	1
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	5

**Q = (RQD/Jr) x (Jr/Jw) x (Jw/SRF)**

**Q = (RQD/Jr) x (Jr/Jw) x (Jw/SRF)**

**Q = 1.20**

**Q' = 6.16**

**RMR = 9 ln Q + 44**

**RMR = 9 ln Q' + 44**

**DESCRIPCION**

DESCRIPCION	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Muy Buena															
Buena															
Regular															
Pobre															
Muy pobre															
Extremamente pobre															

**INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA**

DESCRIPCION	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Muy Buena															
Buena															
Regular															
Pobre															
Muy pobre															
Extremamente pobre															

**TABLA GEOMECANICA (GSI)**

DESCRIPCION	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Muy Buena															
Buena															
Regular															
Pobre															
Muy pobre															
Extremamente pobre															

**OBSERVACIONES**

**SKETCH**

ANEXO 3. Mapeo Geomecánico E2

### ESTACION E2

## FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

**Litología**  
GRANODIORITA

**Superficie**  
Rc / Sv

**Nombre del Proyecto:** EVALUACION GEOMECANICA MINA SAN JUAN CIEN

**Nivel:** 4000 masnm

**Acceso Principal:** ALPIPO HILA SICRA MIRANI

**Elaborado por:** Ene-20

**ESTACION**  
**E2**

**PARAMETROS**

# Fractim	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS				
2	98	CONFIDENCIA DE (Rc)				
3	98	ESPACIAMIENTO (MEDIO)	X			
4	94	FRACTURAS POR METRO	λ			
5	91	RF DE FRACTURAS	Jv			
6	88	INDICE DE FRACTURAS DE LA ROCA	RQD (%)			
7	84	DONDE:				
8	81	λ = 1/X				
9	77	RQD = 100 x e <sup>-0.1(λ)</sup> (0.1λ + 1)				

**MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)**

TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
11	70				
12	68				
13	63				
14	59				
15	56				
16	53				
17	49				
18	46				
19	43				
20	41				
21	38				
22	35				
23	33				
24	31				
25	29				
26	27				
27	25				
28	23				
29	21				
30	20				

**SISTEMA RMR**

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	58.00	50-100 (7)	26-50 (4)
RQD (%)	58.00	50-75 (13)	26-50 (6)
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	0.2-0.6m	0.06-0.2m (8)	<0.06m (5)

**CONDICION DE DISCONTINUIDADES**

Familia	Buz	f/m	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleno	Alteración
<1m long	(6)	3-10m	(2)	3-20 m	(0)		
Cerrada	(6)	<0.1mm	(5)	1-5 mm	(1)		
Muy rugosa	(6)	Lisa	(3)	Entre 5-10 mm	(0)		
Limpia	(6)	Duro < 5mm	(2)	Suave < 5 mm	(1)		
Saca	(6)	Much tiempo	(3)	Desconocida	(0)		
Seco	(15)	Mojado	(7)	Flojo	(0)		

**Agua subterránea**

Numero de agua subterráneas: 0

**Orientación**

Numero de direcciones de discontinuidades: 0

**Diagrama de RMR**

RMR = 100 - 81 = 19 (MUY BUENA)

DESCRIPCION: I. MUY BUENA

**Diagrama de Q**

Q = (RQD/J<sub>v</sub>) x (J<sub>1</sub>/J<sub>2</sub>) x (J<sub>3</sub>/J<sub>4</sub>) x (J<sub>w</sub>/SRF)

Q = (58/91) x (1/5) x (1/5) = 0.39

Q' = 1.95

**Diagrama de GSI**

GSI = 9 Ln Q + 44

GSI = 9 Ln 0.39 + 44 = 59

DESCRIPCION: BUENA

**INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA**

**TABLA GEOMECANICA (GSI)**

VALORES	GSI	RMR	Q
	59	59	0.39

**OBSERVACIONES**

**SISTEMA DE CLASIFICACION Q**

PARAMETROS	RANGO	VALOR
RQD %	25/2.5-10	59
Numero de discontinuidades	4 familias + telerotaria	15
Numero de rugosidad	rugosas y regulares, planares	1.5
Numero de alteración	D	3
Numero de agua subterránea	Jw	1
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	5

**Diagrama de RMR**

RMR = 100 - 81 = 19 (MUY BUENA)

DESCRIPCION: I. MUY BUENA

**Diagrama de Q**

Q = (RQD/J<sub>v</sub>) x (J<sub>1</sub>/J<sub>2</sub>) x (J<sub>3</sub>/J<sub>4</sub>) x (J<sub>w</sub>/SRF)

Q = (58/91) x (1/5) x (1/5) = 0.39

Q' = 1.95

**Diagrama de GSI**

GSI = 9 Ln Q + 44

GSI = 9 Ln 0.39 + 44 = 59

DESCRIPCION: BUENA

**INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA**

**TABLA GEOMECANICA (GSI)**

VALORES	GSI	RMR	Q
	59	59	0.39

**OBSERVACIONES**

**SKETCH**

ANEXO 4. Mapeo Geomecánico E3

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION

E3

Nombre del Proyecto:	EVALUACION GEOMECANICA MINA SAN JUAN CIEN
Nivel:	4000 msnm
Labor:	ACCESO PRINCIPAL
Ejecutado por:	ALFARO HILASACA MAMANI
Fecha:	Ene-20

Litología	GRANDIORITA
Altura litostática (h)	15 m
Rc / Sv	0.405

# Fractura	ROD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS 1				
2	98	COMPLEJIDAD (m)				
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X			
4	94	FRACTURA 1 METRO	A			
5	91	NP DE FRACTURAS 3	JV			
6	88	INDEX DE VALORES DE LA ROCA	ROD (%)			

DONDE:  
 $\lambda = 1/X$   
 $ROD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)

TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
10	74				
11	70				
12	66				
13	63				
14	59				
15	56				
16	53				
17	49				
18	46				
19	43				
20	41				
21	38				
22	35				
23	33				
24	31				
25	29				
26	27				
27	26				
28	23				
29	21				
30	20				

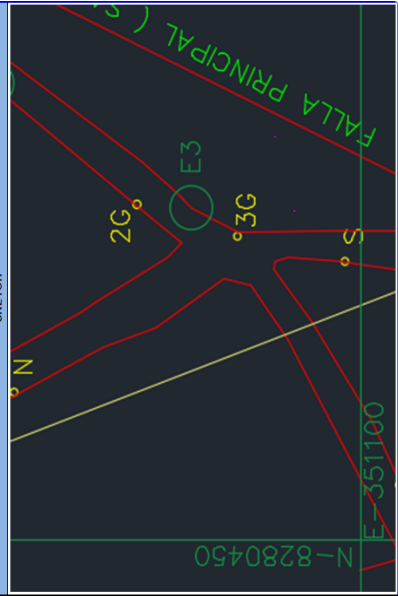
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS
D SISTEMA DE DIACLASA
Fn SISTEMA DE FALLAS
C CONTACTO
MF MICRO FALLA
UCS RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE
Sv ESFUERZO VERTICAL

RESISTENCIA DE LA ROCA
UCS/Sv < 8 Poco competente
8 < UCS/Sv < 15 Competencia Intermedia
UCS/Sv > 15 Competencia Alta

JRC (BRITTON-JONES)	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA

RESISTENCIA DE LA ROCA  
UCS/Sv < 8  
8 < UCS/Sv < 15  
UCS/Sv > 15

Donde:  
h=Altura litostatica  
Sv=Esfuerzo Vertical  
0.027=Constante Universal



SISTEMA RMR

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	77.00	50-100 (7)	25-50 (4)
ROD (%)	18 / 2 = 9	10-20 (12)	25-50 (4)
ESpaciamento de discontinuidades (cm)	18 / 2 = 9	50-100 (7)	25-50 (4)
CONDICION DE DISCONTINUIDADES		100-250 (12)	25-50 (4)

Familia	Buz.	f/m	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleño	Alteración
			1-3 m Largo (6)	3-10m (2)	10-20 m (1)	7-20 m (0)	2
			Gravada (8)	< 1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	> 5 mm (1)	0.5
			Muy rugosa (6)	Rugosa (6)	4-10rugosa (3)	Suav (1)	3
			Limpia (6)	Dura < 5mm (4)	Duro < 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	1
			Sucia (6)	4-10 limpias (6)	Much limpiadas (3)	Muy limpias (2)	3
			Seca (15)	Humedo (10)	Ugoso (7)	Gaseo (4)	10

Numero de familias de discontinuidades	4
Numero de tipos de discontinuidades	1
Numero de tipos de alteración	1
Numero de tipos de agua subterránea	1
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	1
$Q = (ROD/J_1) \times (J_2/J_3) \times (J_4/J_5) \times (J_w/SRF)$	0.51
$Q' = (ROD/J_1) \times (J_2/J_3)$	2.56

SISTEMA DE CLASIFICACION Q

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
ROD %	77		77
Numero de discontinuidades	25/2.5=10		15
Numero de tipos de discontinuidades	Jn	4 familias + 1 taberona	1.5
Numero de tipos de alteración	Jr	rugosas y regulares y planares	3
Numero de tipos de agua subterránea	Ja	D	1
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	Jw		5
$Q = (ROD/J_1) \times (J_2/J_3) \times (J_4/J_5) \times (J_w/SRF)$	0.51		2.56
$Q' = (ROD/J_1) \times (J_2/J_3)$	2.56		

DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	BUENA	REGULAR	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	MUY BUENA	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXCEPCIONALMENTE BUENA
Q	100-400	400-300	300-200	200-100	100-40	40-10	10-4.0	4.0-1.0	1.0-0.001
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	BUENA	REGULAR	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	MUY BUENA	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXCEPCIONALMENTE BUENA

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA	VALORES	SIMBOLO
GSI	48	Q
RMR	53	GSI
FR	0.51	FR

# ANEXO 5. Mapeo Geomecánico E4

## FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

ESTACION

**E4**

Nombre del Proyecto:	EVALUACION GEOMECANICA MINA SAN JUAN CIEN
Nivel:	4100 m.snm
Labor:	GALERIA PRINCIPAL HACIA EL SUR
Ejecutado por:	ALIPIO HILASACA MAMANI
Fecha:	Ene-20

Litología	GRANODIORITA
Altura litostática (h)	SUPERFICIE
Rc / Sv	

# Fract/m	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS				
2	88	CONTADA EN (m)				
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X			
4	94	FRACTURA 1 METRO	λ			
5	91	Nº DE FRACT./m3	Jv			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)			
7	84	DONDE:				
8	81	$\lambda = l/x$				
9	77	$RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$				

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

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	74.00	50-100 (12)	50-100 (7)	14
RQD (%)	74.00	75-90 (17)	60-75 (13)	17.5
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	2m	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	9

CONDICION DE DISCONTINUIDADES	VALOR
Familia	1.5
Peristencia	1.5
Abertura	1
Rugosidad	3
Relleño	1.5
Alteración	3

Agua subterránea	VALOR
Orientación	12

CONDICIONES SECAS	VALOR
JRC (BANTONBAND)	39.5
RMR	48.5
DESCRIPCION	IV MUY BUENA
RMR' (Corregido)	40-21
RMR' (Condiciones Secas)	40-21
DESCRIPCION	III REGULAR
Q	0.46
Q = (RQD/J <sub>v</sub> ) x (J <sub>1</sub> /J <sub>2</sub> ) x (J <sub>3</sub> /J <sub>4</sub> ) x (J <sub>w</sub> /SRF)	
Q = (RQD/J <sub>v</sub> ) x (J <sub>1</sub> /J <sub>2</sub> ) x (J <sub>3</sub> /J <sub>4</sub> )	
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR' = 9 Ln Q' + 44	

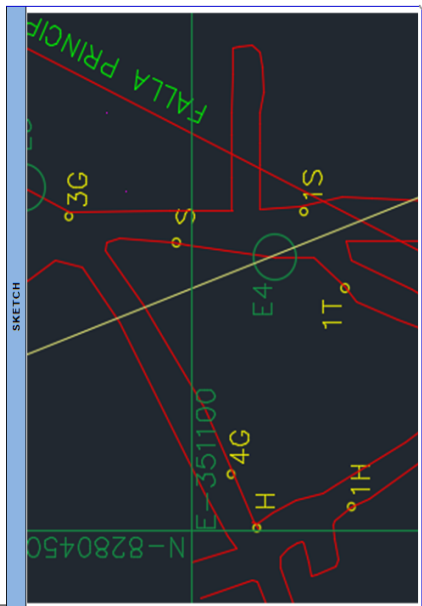
SISTEMA DE CLASIFICACION Q	VALORES
RQD %	70
Número de discontinuidades	15
Número de rugosidad	1.5
Número de alteración	3
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	1
Q = (RQD/J <sub>v</sub> ) x (J <sub>1</sub> /J <sub>2</sub> ) x (J <sub>3</sub> /J <sub>4</sub> ) x (J <sub>w</sub> /SRF)	0.46
Q = (RQD/J <sub>v</sub> ) x (J <sub>1</sub> /J <sub>2</sub> ) x (J <sub>3</sub> /J <sub>4</sub> )	2.30

DESCRIPCION	VALORES
100-150	35
75-100	40
50-75	45
25-50	50
10-25	55
5-10	60
2.5-5	65
1-2.5	70

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA	VALORES
1-5	35
6-10	40
11-15	45
16-20	50
21-25	55
26-30	60
31-35	65
36-40	70

TABLA GEOMECANICA (GSI)	VALORES
1-5	35
6-10	40
11-15	45
16-20	50
21-25	55
26-30	60
31-35	65
36-40	70

OBSERVACIONES





# ANEXO 6. Mapeo Geomecánico E5

## FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

### ESTACION

### E5

Nombre del Proyecto:	EVALUACION GEOMECANICA MINA SAN JUAN CIEN
Nivel:	4000 m snm
Labor:	GALERIA PRINCIPAL HACIA SUR
Ejecutado por:	ALPINO HILASICA JARAMANI
Fecha:	Ene-20

Litología	GRANODIORITA
Altura litostática (h)	20
Rc / Sv	

# Fractura	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS				
2	98	CONTADIA EN (m)				
3	98	ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X			
4	94	FRACTURAS / METRO	λ			
5	91	Nº DE FRACTURAS	Jv			
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)			
7	84	DONDE:				
8	81	λ = 1/X				
9	77	RQD = 100 x e <sup>-0.1(λ)</sup> (0.1λ + 1)				

PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	130.00	50-200 (10)	14
RQD (%)	74.00	50-100 (17)	16
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	12.5	2.5-20 (16)	9

CONDICION DE DISCONTINUIDADES	VALOR
Familia	1.5
ID, Buz	1.5
Peristencia	1.5
Abertura	0.5
Rugosidad	3
Relleno	1.5
Alteración	3

Agua subterránea	10
Orientación	-2

JRC (estacion Sano)	100-81	80-81	40-21	20-0
RMR	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA
DESCRIPCION	REGULAR			

CONDICIONES SECAS	RMR <sub>89</sub> (Basico) = 55.5
RMR <sub>89</sub> (Corregido) =	47.5
RE SISTENCIA DE LA ROCA	UCS/Sv ≤ 8
Poco competente	8 < UCS/Sv ≤ 15
Competencia Intermedia	15 < UCS/Sv ≤ 25
Competencia Alta	25 < UCS/Sv ≤ 40

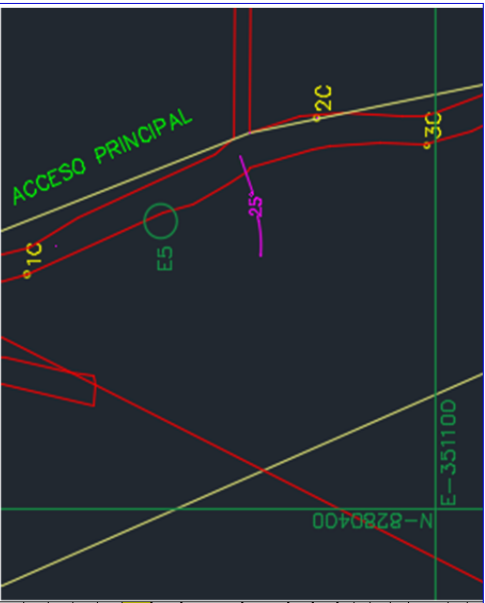
PARAMETROS	VALOR	RANGO
RQD %	70	
Número de discontinuidades	15	
Número de rugosidad	1.5	
Número de alteración	3	
Número de agua subterránea	1	
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5	

Q = (RQD/J <sub>n</sub> ) x (J <sub>r</sub> / J <sub>a</sub> ) x (J <sub>w</sub> / SRF)	Q = 0.46
Q' = (RQD/J <sub>n</sub> ) x (J <sub>r</sub> / J <sub>a</sub> )	Q' = 2.30
RMR = 9 Ln Q + 44	
RMR' = 9 Ln Q' + 44	

DESCRIPCION	BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE
Q	100-400	400-100	10-40	4-10	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	0.001-0.0001

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA	
TABLA GEOMECANICA (GSI)	GSI
VALORES	RMR
VALORES	Q
VALORES	GSI
VALORES	50
VALORES	56
VALORES	0.46

OBSERVACIONES	
---------------	--



# ANEXO 7. Mapeo Geomecánico E6

## ESTACION E6

### FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI

**Nombre del Proyecto:** EVALUACION GEOMECANICA MINA SAN JUAN CIEN  
4000 m snm

**Nivel:** GALERIA PRINCIPAL HACIA EL SUR

**Labor:** GALERIA PRINCIPAL HACIA EL SUR

**Ejecutado por:** ALIPIO HILA SACA MAMANI

**Fecha:** Ene-26

**Litología:** GRANODIORITA

**Altura litostática (h):** 20 m

**Rc / Sv:**

# Fract./m	ROD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS				
2	98	CONFIDABLES EN (m)				
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO (m)		X		
4	94	FRACTURAS / METRO		λ		
5	91	Nº DE FRACTURAS		Jv		
6	88	INDICE DE SEGURIDAD DE LA ROCA		ROD (%)		
7	84	DONDE:				
8	81	λ = 1/X				
9	77	ROD = 100 x e <sup>-0.1(λ)</sup> (0.1λ + 1)				

VALOR	RANGO	VALOR	RANGO
>50	(15) 100-250 (12)	50-100	(7) 25-50 (4)
10-50	(20) 75-90 (17)	25-50	(13) 25-50 (8)
<10	(26) 10-24 (16)	<25	(18) 10-24 (5)

**CONDICION DE DISCONTINUIDADES**

Familia	Buz.	ID. Buz.	fim	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleño	Alteración
	(6)		(4)	(3-5m)	(2)	(10-20 m)	(1)	>20 m (0)
	(6)		(5)	(0.1-1.0mm)	(4)	(1-5 mm)	(1)	> 5 mm (0)
	(6)		(5)	(1-3mm)	(3)	(1-5 mm)	(1)	Esque de falla (0)
	(6)		(5)	(1-3mm)	(2)	(1-5 mm)	(1)	Seave < 5 mm (0)
	(6)		(5)	(1-3mm)	(1)	(1-5 mm)	(1)	Discontinua (0)
	(6)		(5)	(1-3mm)	(0)	(1-5 mm)	(1)	Fluj (0)

**Agua subterránea**

Orientación: **-12**

**RESISTENCIA DE LA ROCA**

RMR<sub>BS</sub> (Basico) = **52**

RMR<sub>BS</sub> (Corregido) = **40**

RMR<sub>BS</sub> (Condiciones Secas) = **48**

CONDICION: **REGULAR**

DESCRIPCION: I MUY BUENA, II BUENA, III REGULAR, IV MALA, V MUY MALA

**INDICE DE RE SISTEN CIA GEOLOGICA**

Q = (ROD<sub>J1</sub>) x (J<sub>1</sub> / J<sub>w</sub>) x (SRF)

Q = (ROD<sub>J1</sub>) x (J<sub>1</sub> / J<sub>w</sub>)

RMR = 9 Ln Q + 44

RMR = 9 Ln Q' + 44

DESCRIPCION: I MUY BUENA, II BUENA, III REGULAR, IV MALA, V MUY MALA

VALORES: GSI 51, RMR 40, Q 1.20

SIMBOLO: GSI

OBSERVACIONES:

**PARAMETROS**

VALOR

74

14

15

16

17

18

19

20

21

22

23

24

25

26

27

28

29

30

**MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)**

TRAMO

A B C D

PROMEDIO

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

SISTEMA DE DIACLASA

SISTEMA DE FALDAS

CONTACTO

MF

MICRO FALLA

UCS

RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE

Sv

ESFUERZO VERTICAL

RESISTENCIA DE LA ROCA

UCSSv < 8

Poco competente

UCSSv < 15

Competencia Intermedia

UCSSv > 15

Competencia Alta

Sv=0.027 h

Donde:

h=Altura litostática

Sv= Esfuerzo Vertical

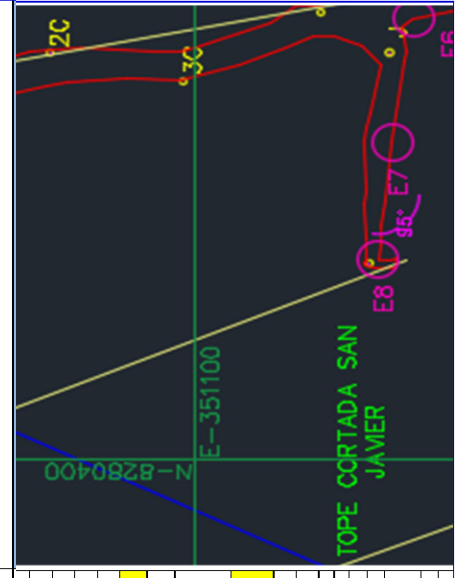
0.027= Constante Litostática

SKETCH



ANEXO 9. Mapeo Geomecánico E8

ESTACION		E8			
<p><b>FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI</b></p>					
<p>Nombre del Proyecto: EVALUACION GEOMECANICA MINA SAN JUAN CEN</p> <p>Nivel: 4000 m snm</p> <p>Labort: CRUCERO SAN JAVIER</p> <p>Ejecutado por: ALFIO HILASCA BAMAANI</p> <p>Fecha: Ene-20</p>		<p>Litología: DIORITA</p> <p>Altura litostática (h): 20 m</p> <p>R<sub>c</sub>/Sv:</p>			
<p><b>SISTEMA RMR</b></p>					
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR		
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	50-80	50-100 (7)	25-50 (4)		
RQD (%)	56-100 (20)	75-90 (17)	25-50 (8)		
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	50cm (20)	50-2.0m (16)	1-0.5m (8)		
<p><b>CONDICION DE DISCONTINUIDADES</b></p>					
Familia	Buz. /D. Buz	fm	Persistencia		
			Abertura		
			Rugosidad		
			Relleno		
			Alteración		
<p><b>Agua subterránea</b></p>					
<p><b>Orientación</b></p>					
<p>Resistencia a la compresión uniaxial (MPa): 50-80</p> <p>RQD (%): 56-100</p> <p>Espaciamiento de discontinuidades (cm): 50cm</p> <p>Abertura: 0.1-1.5mm (4)</p> <p>Rugosidad: Limpia (6)</p> <p>Relleno: Duro &lt; 5mm (4)</p> <p>Alteración: Sin (8)</p> <p>Agua subterránea: Seco (15)</p>					
<p><b>RESISTENCIA DE LA ROCA</b></p>					
# Fract/m	RQD (%)	PARAMETROS	S1 S2 S3 S4		
1	100	NUMERO DE FRACTURAS L			
2	98	CONTADA EN (m)			
3	96	ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X		
4	94	FRACTURAS METRO	λ		
5	91	INDICE DE FRACTURAS	Jv		
6	88	INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)		
7	84	DONDE:			
8	81	λ = 1/X			
9	77	RQD = 100 x e <sup>-0.7(λ)</sup> (0.1λ + 1)			
<p><b>MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)</b></p>					
FORMA	A	B	C	D	PROMEDIO
<p><b>ABREVATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS</b></p>					
D	SISTEMA DE DIACLASA				
Fh	SISTEMA DE FALDAS				
C	CONTACTO				
MF	MICRO FALLA				
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE				
Sv	ESFUERZO VERTICAL				
25	29	RESISTENCIA DE LA ROCA			
26	27	Poco competente	UCS/Sv < 8	Sv=0.027·h	
27	25	Competencia Intermedia	8 < UCS/Sv < 15	Donde:	
28	23	Competencia Alta	UCS/Sv > 15	h=Altura litostática	
29	21	E SFUERZO VERTICAL			
30	20	E SFUERZO VERTICAL			
<p><b>SISTEMA DE CLASIFICACION Q</b></p>					
<p><b>PARAMETROS</b></p>					
Número de discontinuidades	Jn	RANGO		VALOR	
Número de rugosidad	Jr	a sumas + tabacota		1b	
Número de alteración	Ja	rugosas y regulares		3	
Número de agua subterránea	Jw	D		3	
<p>Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)</p> <p><math>Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_w) \times (J_a/SRF)</math></p> <p><math>Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_w)</math></p>					
<p><math>Q = 9 Ln Q + 44</math></p> <p><math>Q = 9 Ln Q + 44</math></p>					
<p><b>CONDICIONES SECAS</b></p>					
JRC (BARTON-BANDIS)	100-81	80-61	40-21	20-0	
RMR	I MUY BUENA	BUENA	II REGULAR	IV MALA	V MUY MALA
<p><math>RMR_{95} \text{ (Basico)} = RMR_{95} \text{ (Corregido)} = 43.5</math></p> <p><math>RMR_{95} \text{ (Corregido)} = 46.5</math></p> <p>REGULAR</p>					
<p><b>INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA</b></p>					
<p><b>TABLA GEOMECANICA (GSI), OBSERVACIONES</b></p>					
<p>VALORES</p> <p>GSI: 50, RMR: 35, Q: 1.00</p> <p>SUBSOLO: GSI</p>					





## ANEXO 10. Ensayo Carga Puntual



### ENSAYO CARGA PUNTUAL DE MUESTRAS DE ROCA

INFORME No : 123-2019-LG&MR-FIM-UNA-PUNO.  
 REFERENCIA : ASTM D 5731-02  
 FECHA DE EMISIÓN: 28/12/2019  
 SOLICITADO POR : ALIPIO HILASACA MAMANI  
 PROYECTO : EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL – MINA SAN JUAN CIEN – LAMPA – PUNO.  
 UBICACIÓN : PROYECTO SAN JUAN CIEN – CABANILLA – LAMPA - PUNO.  
 MUESTRA : M-1, E= 351090.053, N= 8280515.111, COTA= 4001.  
 TÉCNICO : ILN.  
 RESPONSABLE : MSC. ING. LUCIO QUEA GUTIERREZ

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D 5731-02, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	W (mm)	D (mm)	L (mm)	D/W	De (mm)	Carga Aplicada (N)	Tipo de prueba	F	Is(50)	UCS (Mpa)	UCS (Kg/cm <sup>2</sup> )	Tipo de Rotura	Obs.
01 PLT	53.70	41.6	79.0	0.77	2844.32	3210	Amorfo	6.16245	6.95	166.91	1702.05	fractura	válido
02 PLT	64.20	42.0	89.9	0.65	3433.16	8680	Amorfo	6.70696	16.96	406.97	4149.96	fractura	válido
03 PLT	70.10	31.5	121.8	0.45	2811.50	2450	Amorfo	6.13036	5.34	128.21	1307.39	fractura	válido
04 PLT	77.90	32.0	92.8	0.41	3173.93	4790	Amorfo	6.47414	9.77	234.49	2391.18	fractura	válido
05 PLT	41.30	32.1	74.0	0.78	1687.97	2110	Amorfo	4.87279	6.09	146.19	1490.69	fractura	válido
06 PLT	65.10	34.7	76.3	0.53	2876.21	5190	Amorfo	6.19345	11.18	268.22	2735.09	fractura	válido
07 PLT	69.00	42.1	79.8	0.61	3698.63	7390	Amorfo	6.93557	13.86	332.58	3391.39	fractura	válido
08 PLT	62.80	41.9	76.7	0.67	3350.30	7970	Amorfo	6.63363	15.78	378.74	3862.05	fractura	válido
09 PLT	60.60	30.9	85.1	0.51	2384.19	2990	Amorfo	5.69203	7.14	171.32	1746.99	fractura	válido
Número de resultados									9	9	9		
Valor máximo, MAX									16.96	406.97	4149.96		
Valor mínimo, MIN									5.34	128.21	1307.39		
Mediana, MED									9.77	234.49	2391.18		
Valor promedio, MEAN									10.34	248.18	2530.75		
Desviación estándar, SDEV									4.35	104.45	1065.10		
Coeficiente de variación, CV									0.43	0.43	0.43		

M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutierrez  
JEFE DE LABORATORIO  
GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

**OBSERVACIÓN:**

- Los resultados presentados son válidos únicamente para las muestras ensayadas.
- Prohibida su reproducción total o parcial de este informe sin la autorización escrita del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas.
- Los resultados no pueden ser utilizados como certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce.

Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la autorización del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas – UNA P.

Página 2 de 6

Av. Floral N°1153  
Puno - Perú  
<http://web.unap.edu.pe/>

Ciudad Universitaria – Pab. Ing. De Minas  
unaminas@gmail.com, ilaura.geo@gmail.com  
owalvelasquez@hotmail.com

Teléfono  
(+051) 366193  
(+051) 921 474 201



## ANEXO 11. Ensayo de Esclerómetro



### ENSAYO PRUEBA DE ESCLERÓMETRO DE MUESTRA DE ROCA

INFORME No : 123-2019-LG&MR-FIM-UNA-PUNO.  
 REFERENCIA : ASTM D5873-05, ISRM 1978, V. By Aydin 2009.  
 FECHA DE EMISIÓN: 28/12/2019  
 SOLICITADO POR : ALIPIO HILASACA MAMANI  
 PROYECTO : EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL – MINA SAN JUAN CIEN – LAMPA – PUNO.  
 UBICACIÓN : PROYECTO SAN JUAN CIEN – CABANILLA – LAMPA - PUNO.  
 MUESTRA : M-1, E= 351090.053, N= 8280515.111, COTA= 4001.  
 TÉCNICO : ILN.  
 RESPONSABLE : MSC. ING. LUCIO QUEA GUTIERREZ

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D5873-05, ISRM 1978, V. By Aydin 2009, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	REBOTE	REBOTE CORREGIDO	REBOTE ORDENADO	ORIENTACIÓN
Lectura 01	53	56	49	90°
Lectura 02	59	62	53	90°
Lectura 03	57	60	53	90°
Lectura 04	47	49	55	90°
Lectura 05	55	58	56	90°
Lectura 06	56	59	56	90°
Lectura 07	55	58	56	90°
Lectura 08	50	53	56	90°
Lectura 09	53	56	56	90°
Lectura 10	58	61	56	90°
Lectura 11	56	59	57	90°
Lectura 12	50	53	58	90°
Lectura 13	53	56	58	90°
Lectura 14	54	57	58	90°
Lectura 15	53	56	59	90°
Lectura 16	52	55	59	90°
Lectura 17	53	56	60	90°
Lectura 18	53	56	61	90°
Lectura 19	58	61	61	90°
Lectura 20	55	58	62	90°
<b>PROMEDIO</b>		<b>57</b>	<b>59</b>	

Resultados:	RL	RCS (Mpa)
RL (ISRM)	= 59	256
RL (ISRM revisada)	= 57	224
RL (ASTM)	= 57	229



*[Firma]*  
 M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutierrez  
 JEFE DE LABORATORIO  
 GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

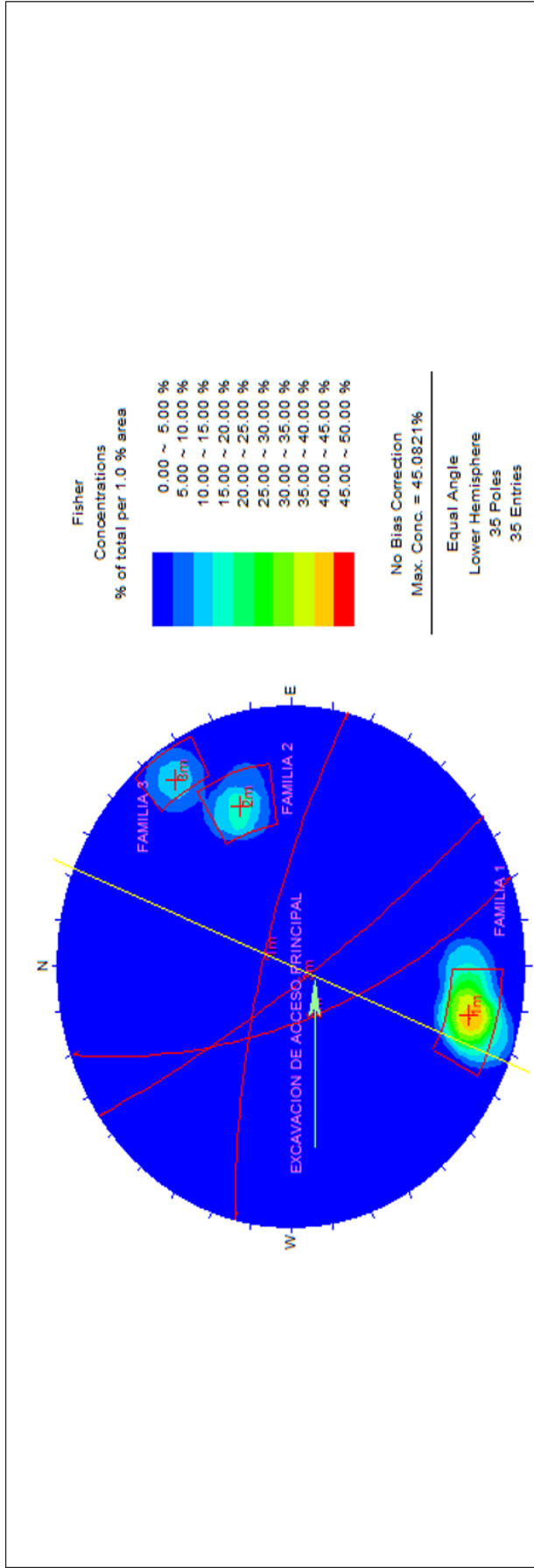
Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la autorización del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas – UNA P. Página 5 de 6

Av. Florid N° 1153  
 Puno - Perú  
<http://web.unap.edu.pe/>

Ciudad Universitaria - Pab. Ing. De Minas  
[unaminas@gmail.com](mailto:unaminas@gmail.com), [ilum\\_geo@gmail.com](mailto:ilum_geo@gmail.com)  
[cswalvelasquez@hotmail.com](mailto:cswalvelasquez@hotmail.com)

Teléfono  
 (+051) 366193  
 (+051) 921 474 201

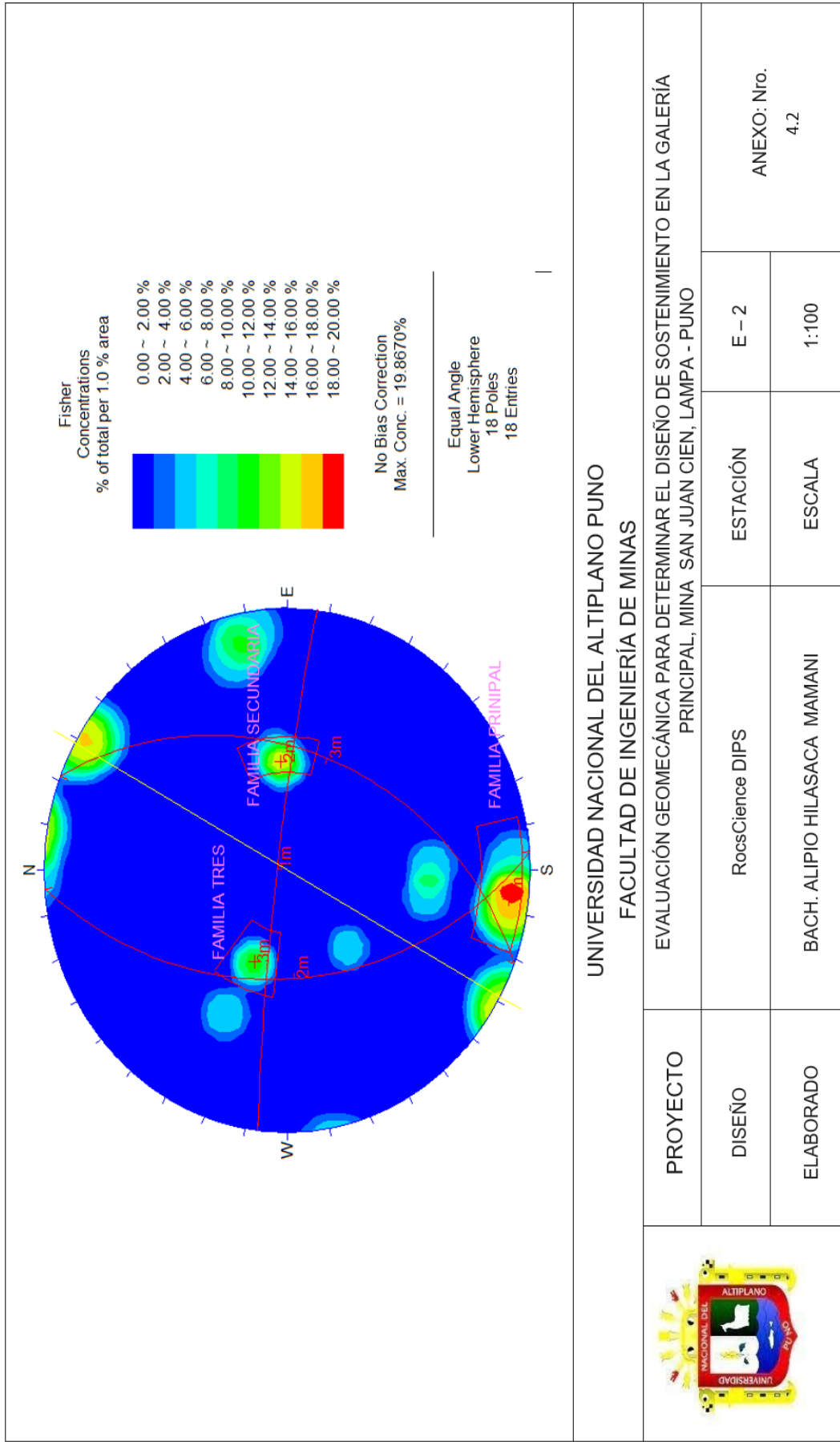
ANEXO 12. Estereograma Estación 1



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocScience dips	ESTACIÓN	E - 02
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 4.1

ANEXO 13. Estereograma Estación 2

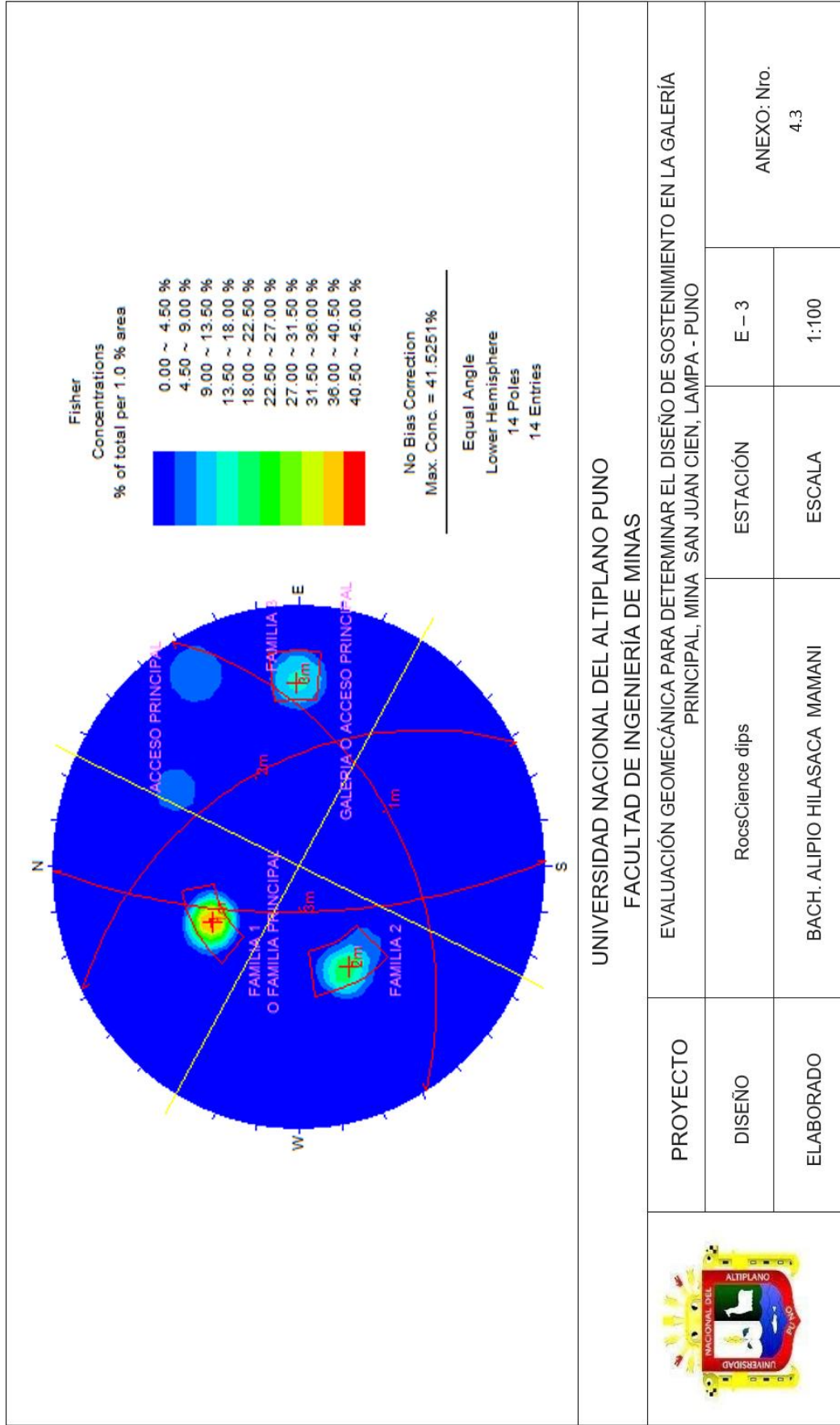


UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO	
	DISEÑO	RocsCience DIPS	ESTACIÓN E - 2
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA 1:100
			ANEXO: Nro. 4.2



ANEXO 14. Estereograma Estación 3



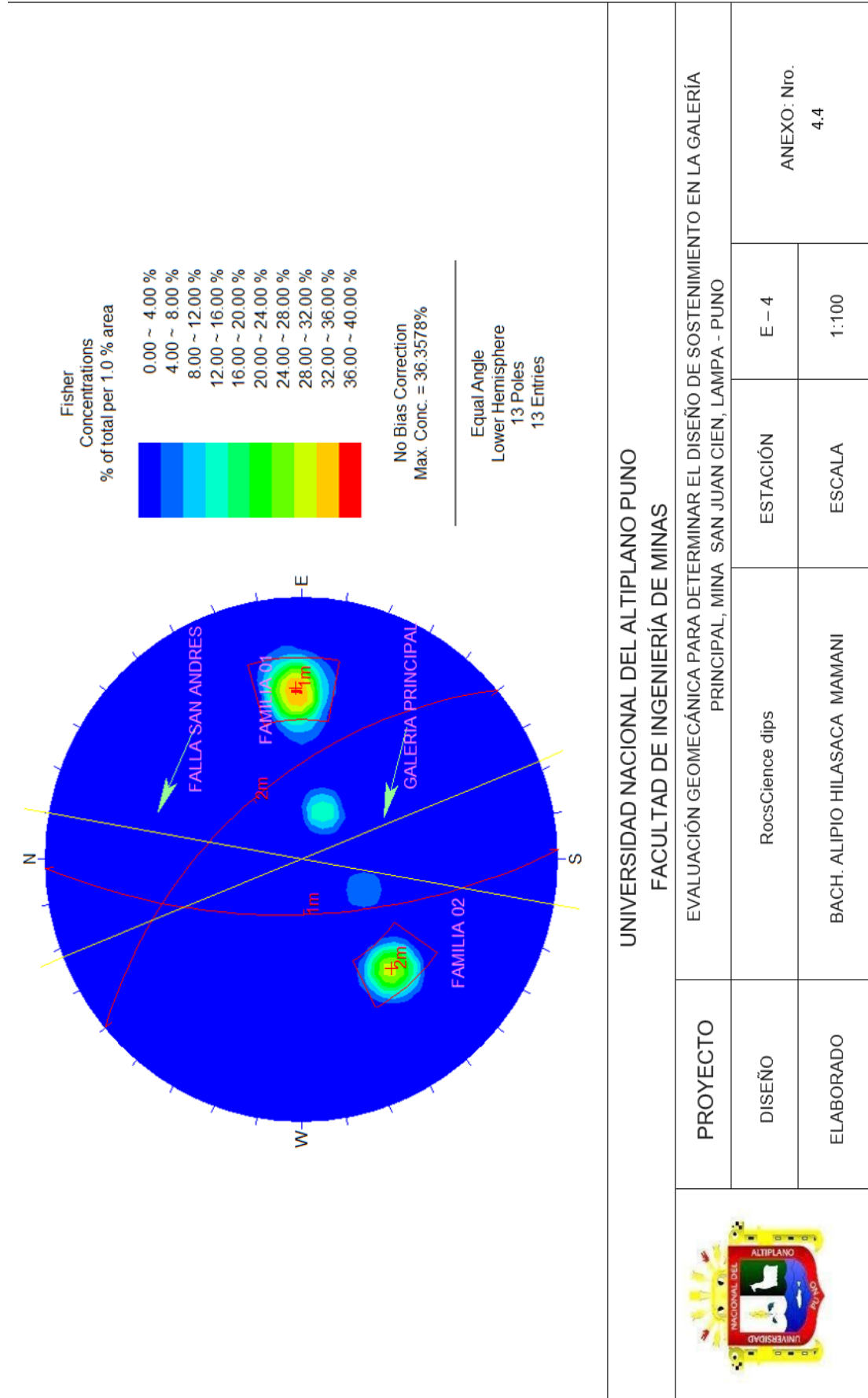
UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO

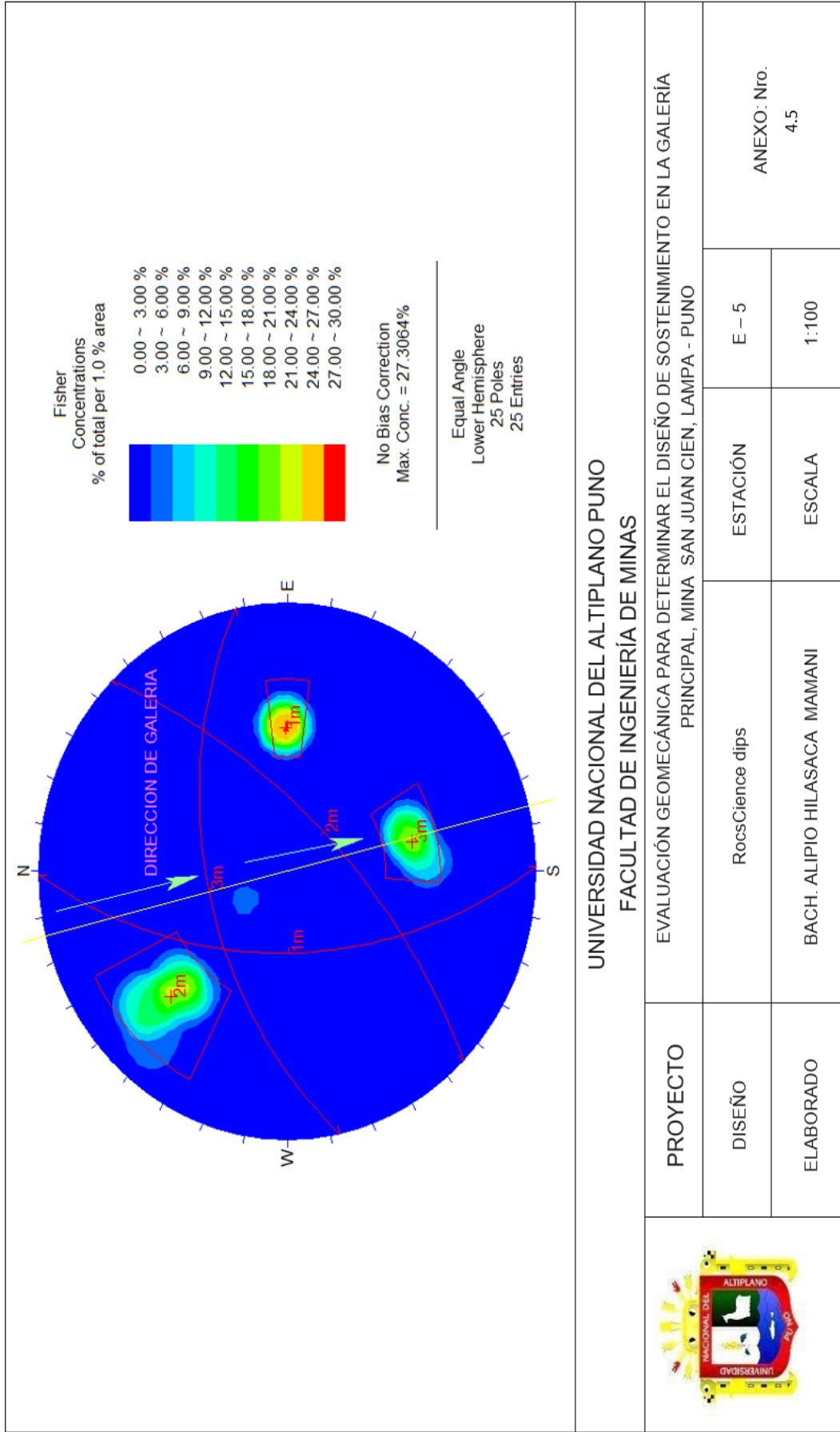
PROYECTO	RocsCience dips		ESTACIÓN	E - 3	ANEXO: Nro. 4.3
	DISEÑO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI		ESCALA	
ELABORADO					



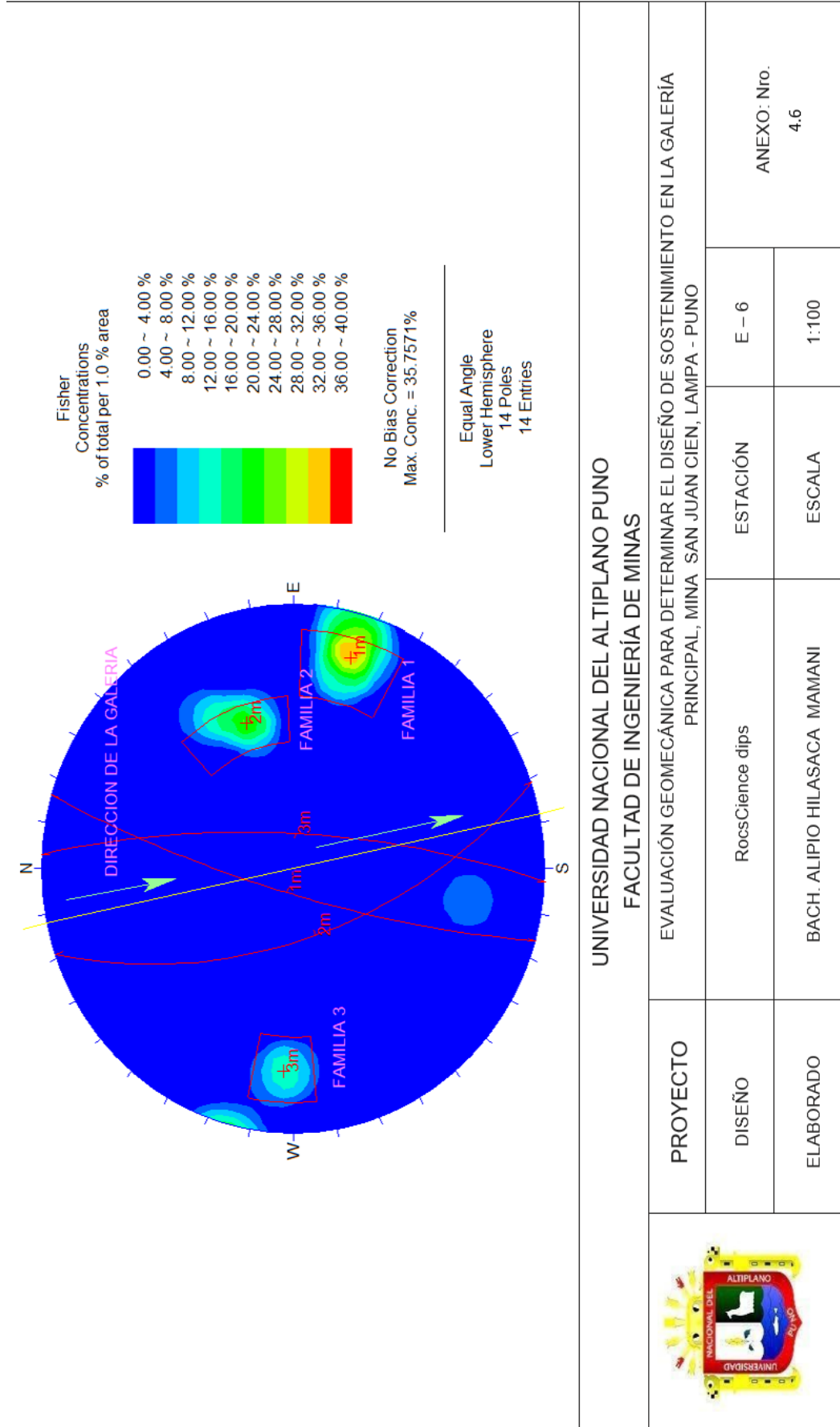
ANEXO 15. Estereograma Estación 4



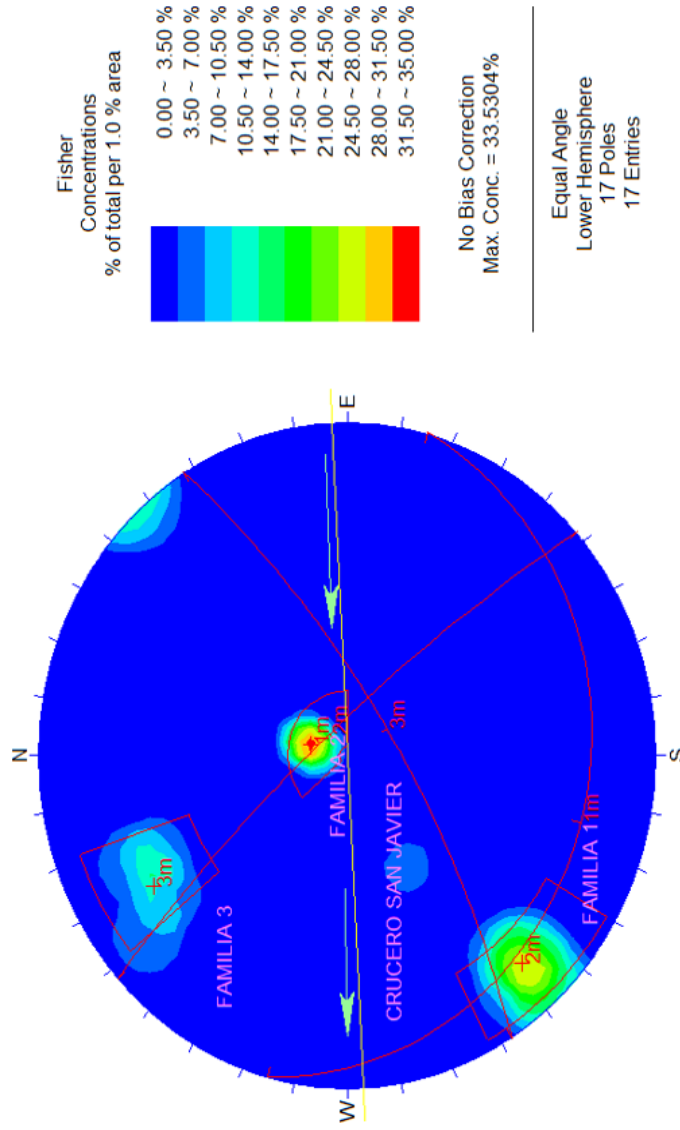
ANEXO 16. Estereograma Estación 5



ANEXO 17. Estereograma Estación 6



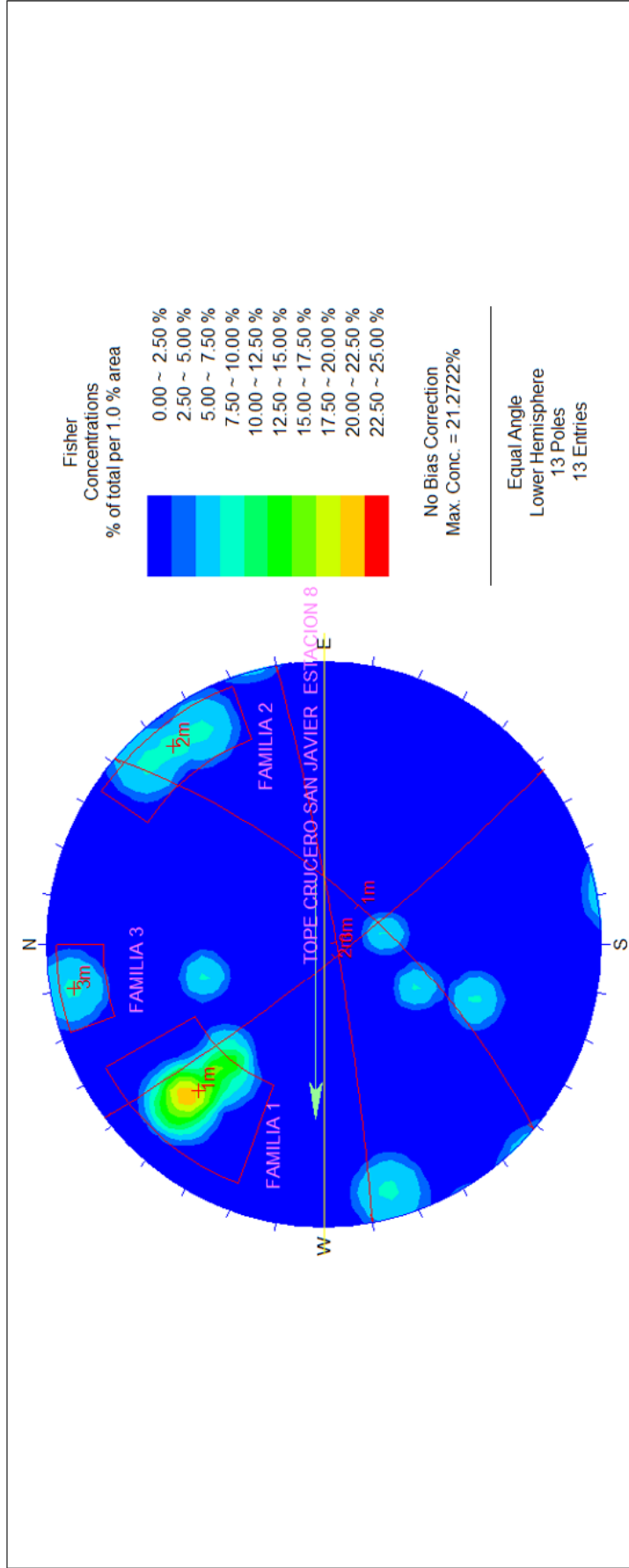
ANEXO 18. Estereograma Estación 7




UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

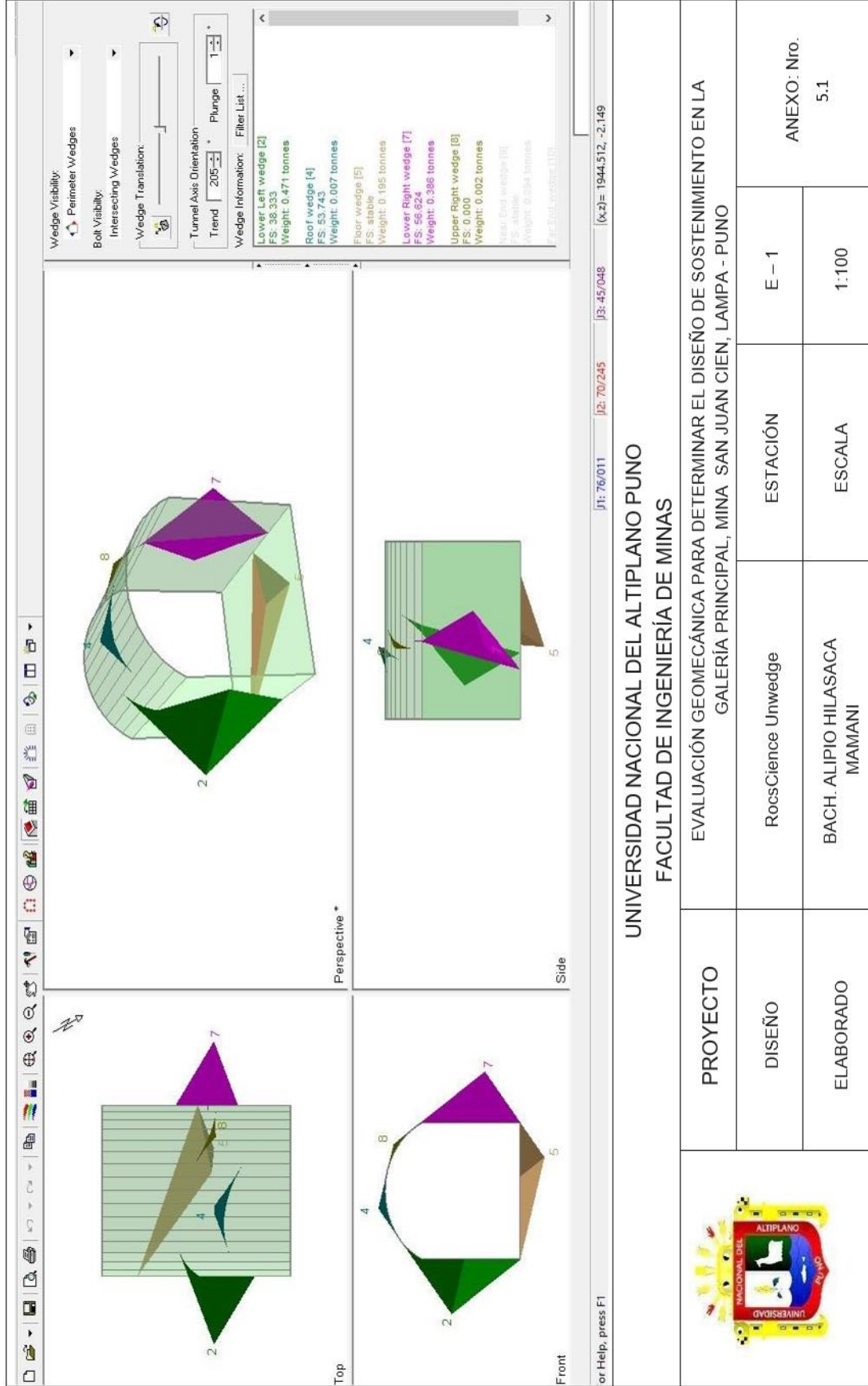
	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsScience dips	ESTACIÓN	E - 7
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 4.7

ANEXO 19. Estereograma Estación 8

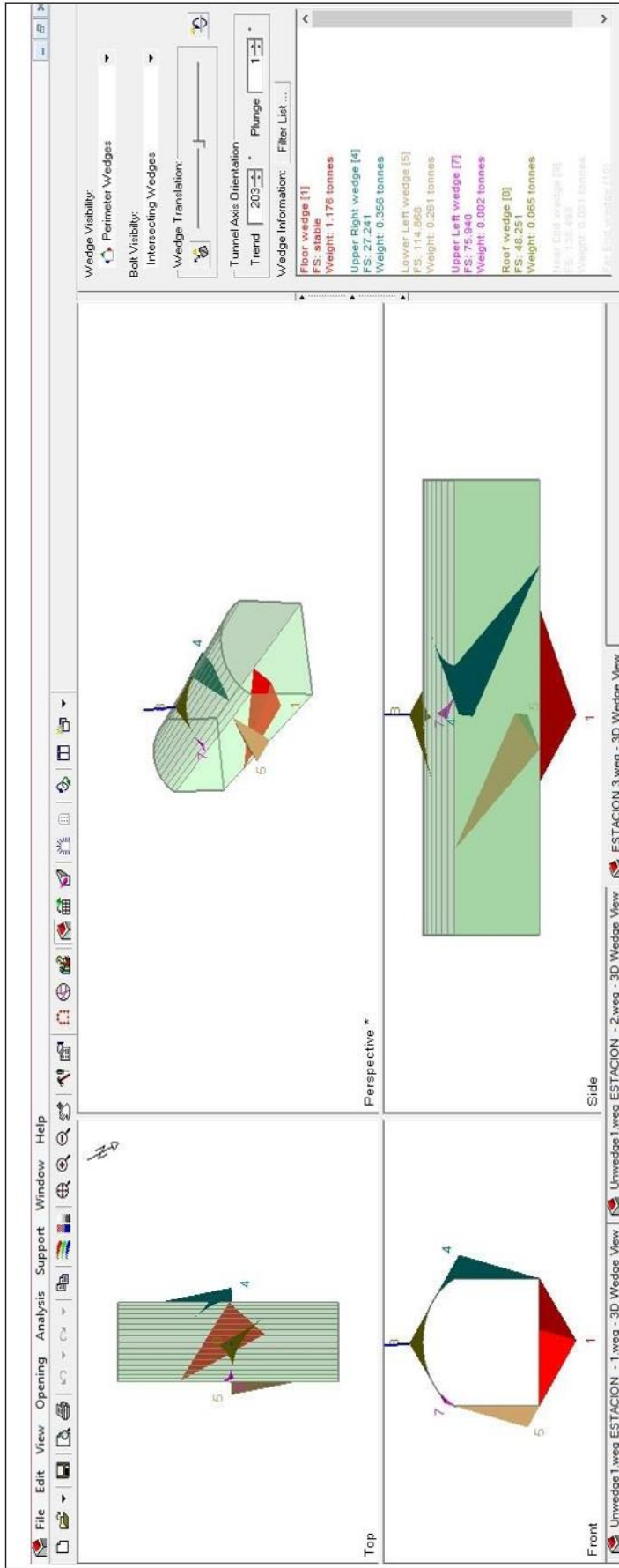


		UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS		
		EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
PROYECTO	RocsCience dips	ESTACIÓN	E - 8	ANEXO: Nro. 4-8
DISEÑO				
ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100	

ANEXO 20. Plano de perfiles de cuñas Estación 1



ANEXO 21. Plano de perfiles de cuñas Estación 2

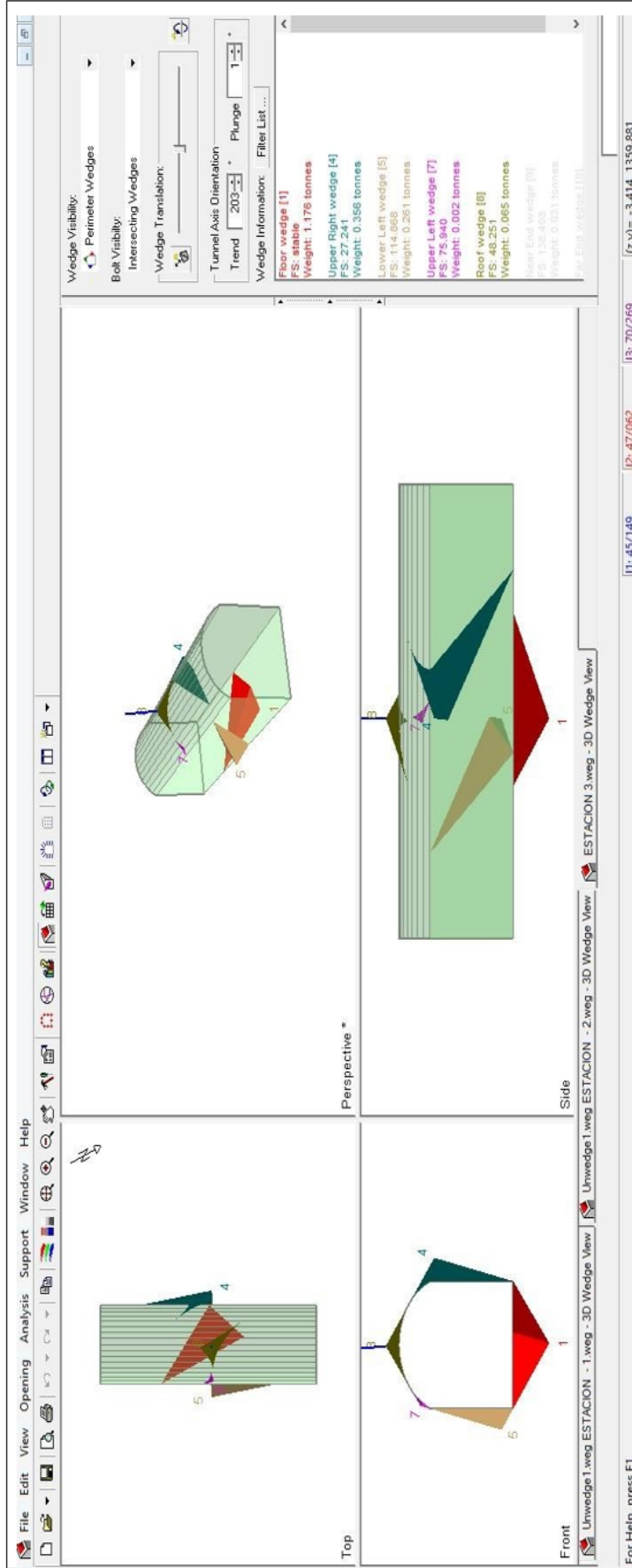


UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Unwedge	ESTACIÓN	E - 2
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 5.2



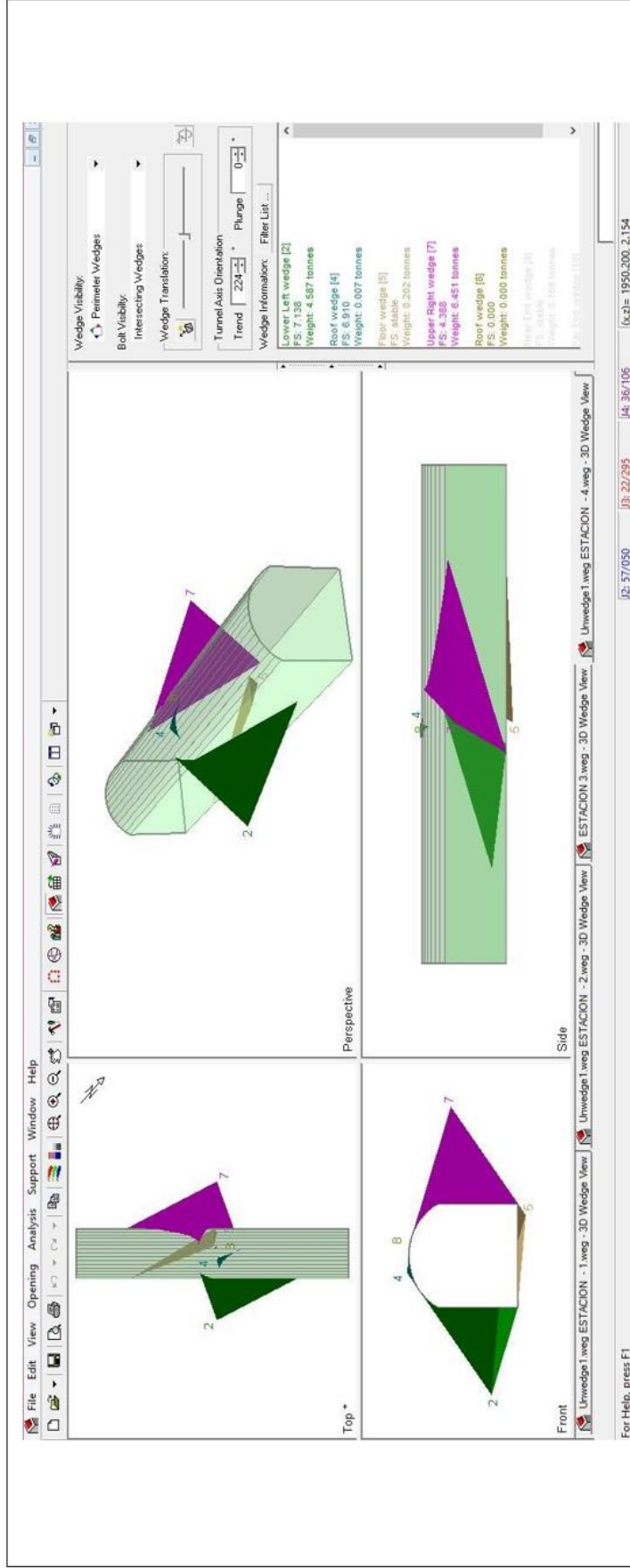
ANEXO 22. Plano de perfiles de cuñas Estación 3



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

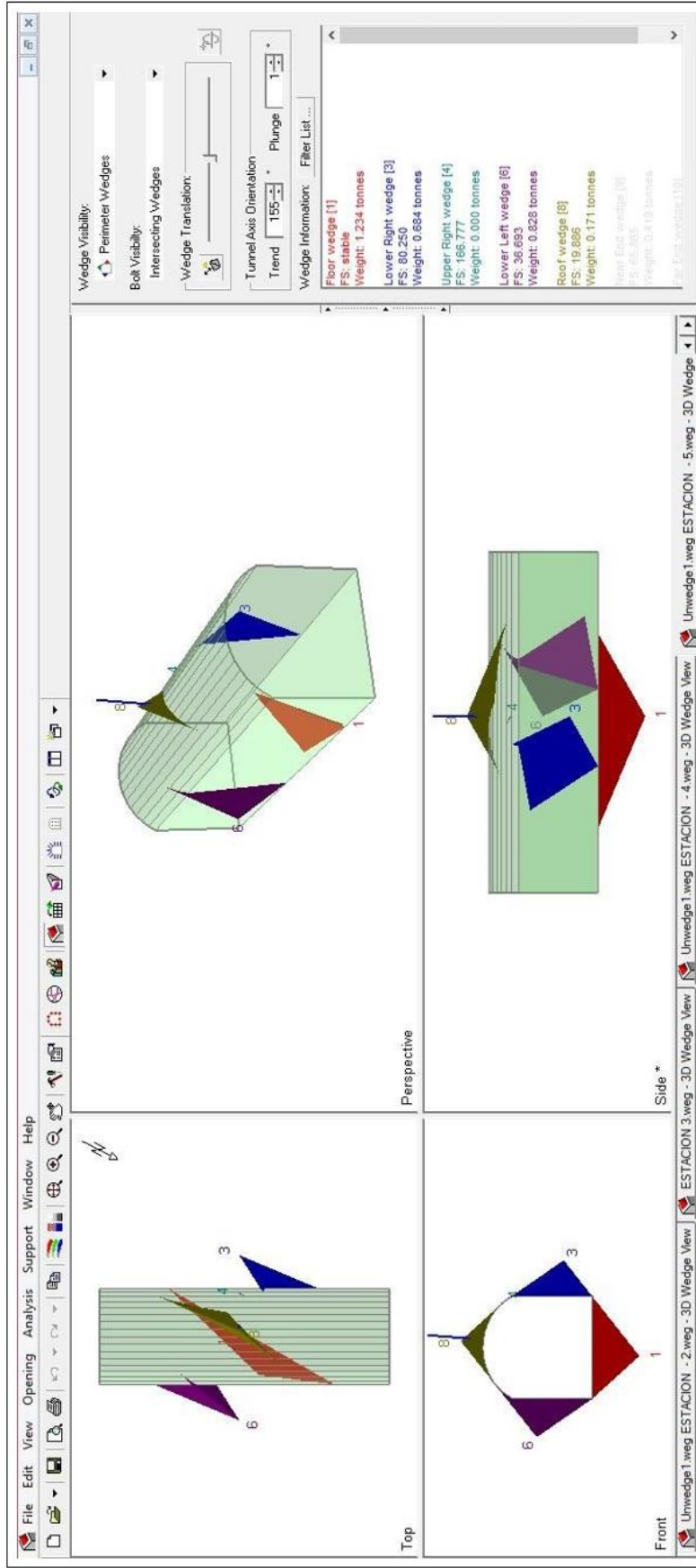
	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Unwedge	ESTACIÓN	E - 3
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 5.3

ANEXO 23. Plano de perfiles de cuñas Estación 4



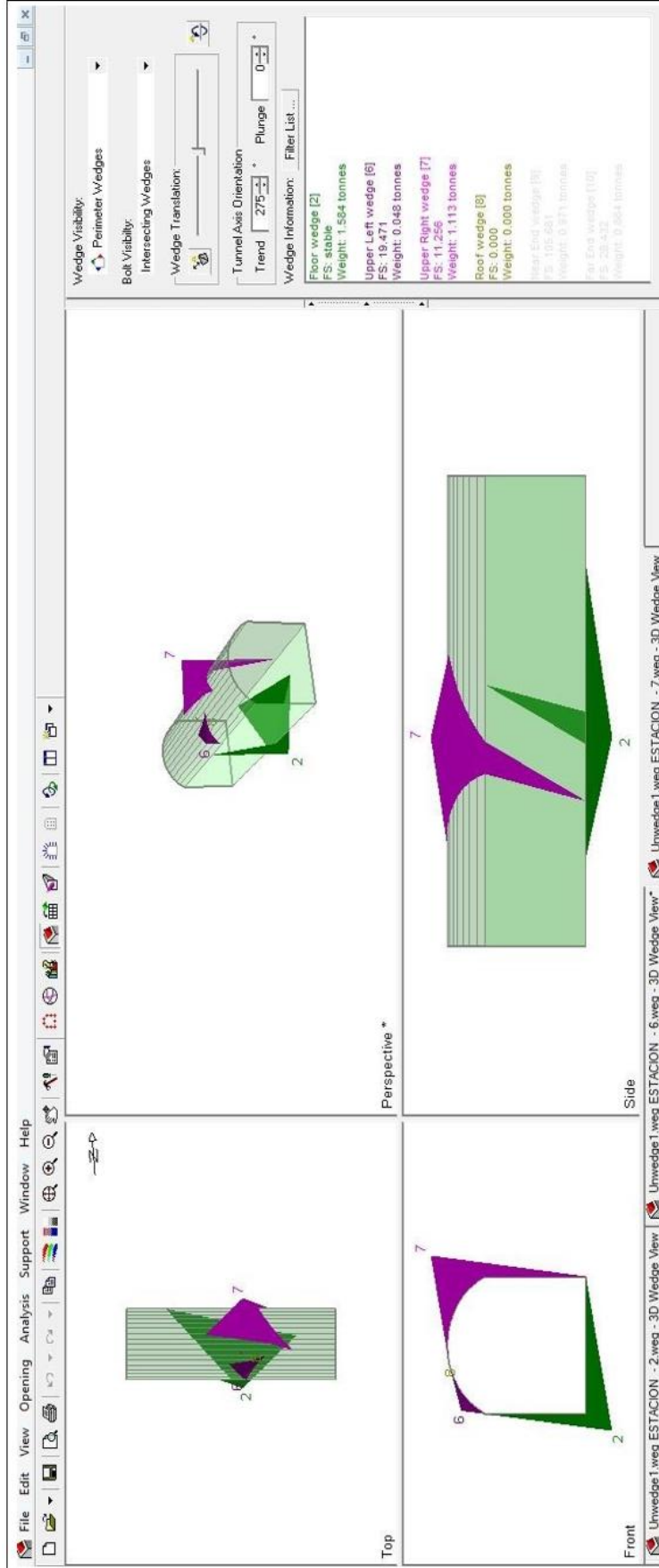
UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS			
	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO	
	DISEÑO	RocsCience Unwedge	ESTACIÓN
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA
		E - 4	ANEXO: Nro. 5.4
		1:100	

ANEXO 24. Plano de perfiles de cuñas Estación 5



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS			
	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO	
	DISEÑO	RocsCience Unwedge	ESTACIÓN E - 5
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA 1:100
			ANEXO: Nro. 5.5

ANEXO 25. Plano de perfiles de cuñas Estación 6

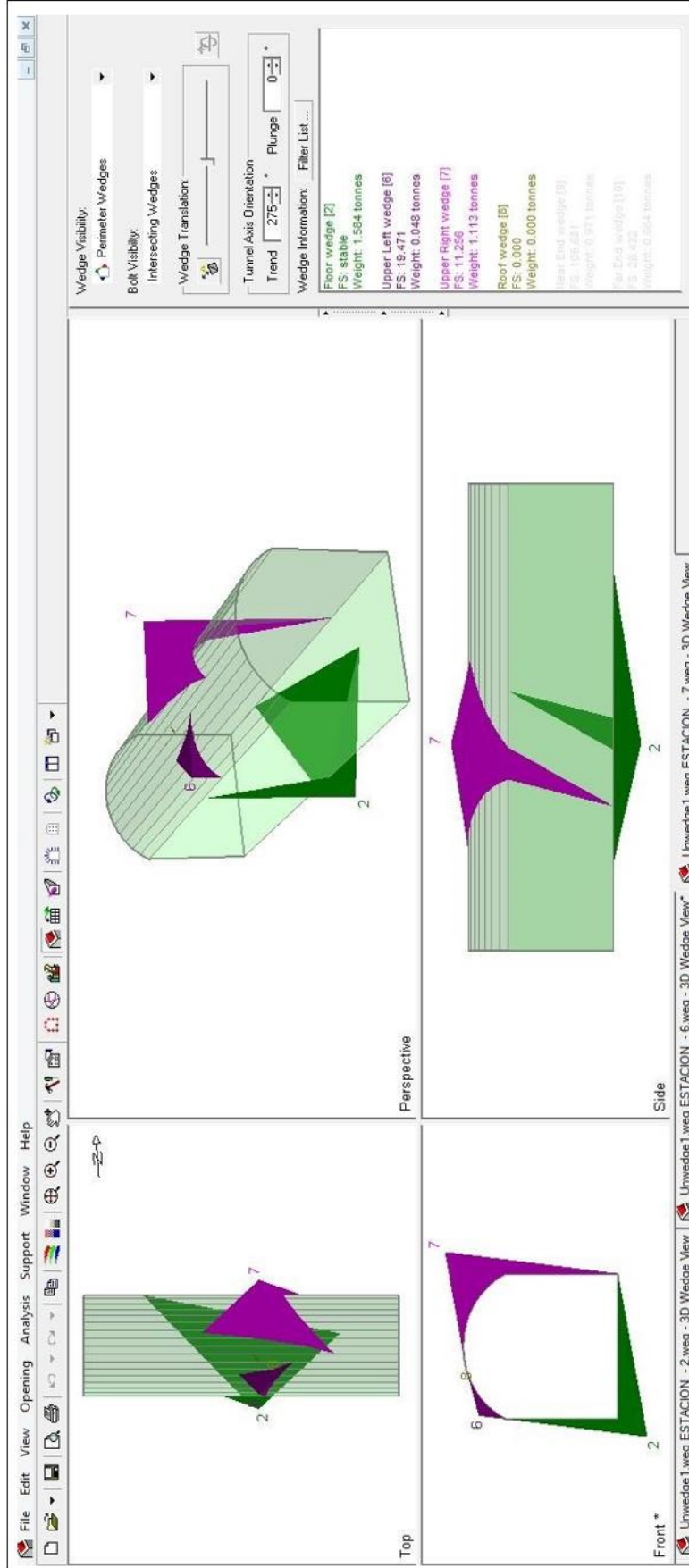


UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

PROYECTO		EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO	
DISEÑO	Rocscience Unwedge	ESTACIÓN	E - 6
	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
ELABORADO			ANEXO: Nro. 5.6



ANEXO 26. Plano de perfiles de cuñas Estación 7

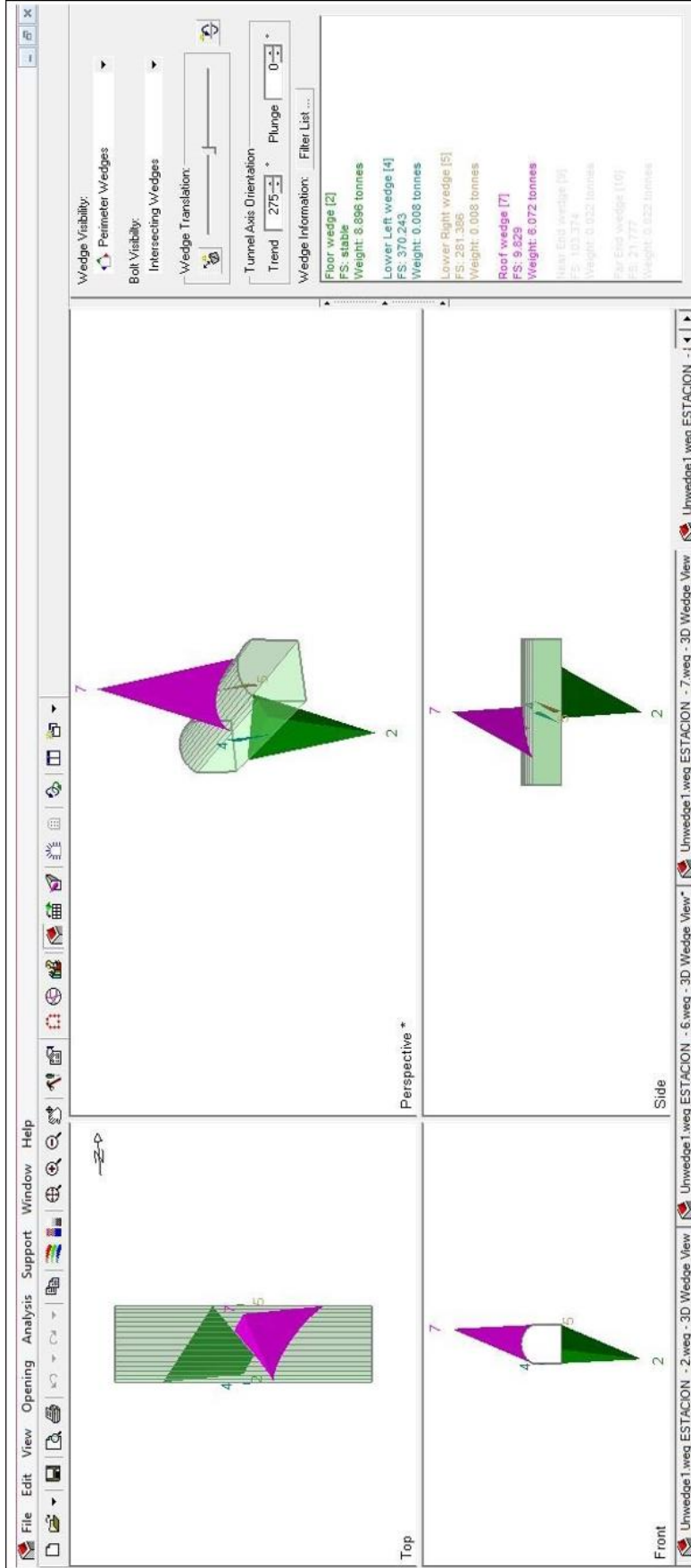


UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DE TERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA  
GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DE TERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Unwedge	ESTACIÓN	E - 7
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 5.7

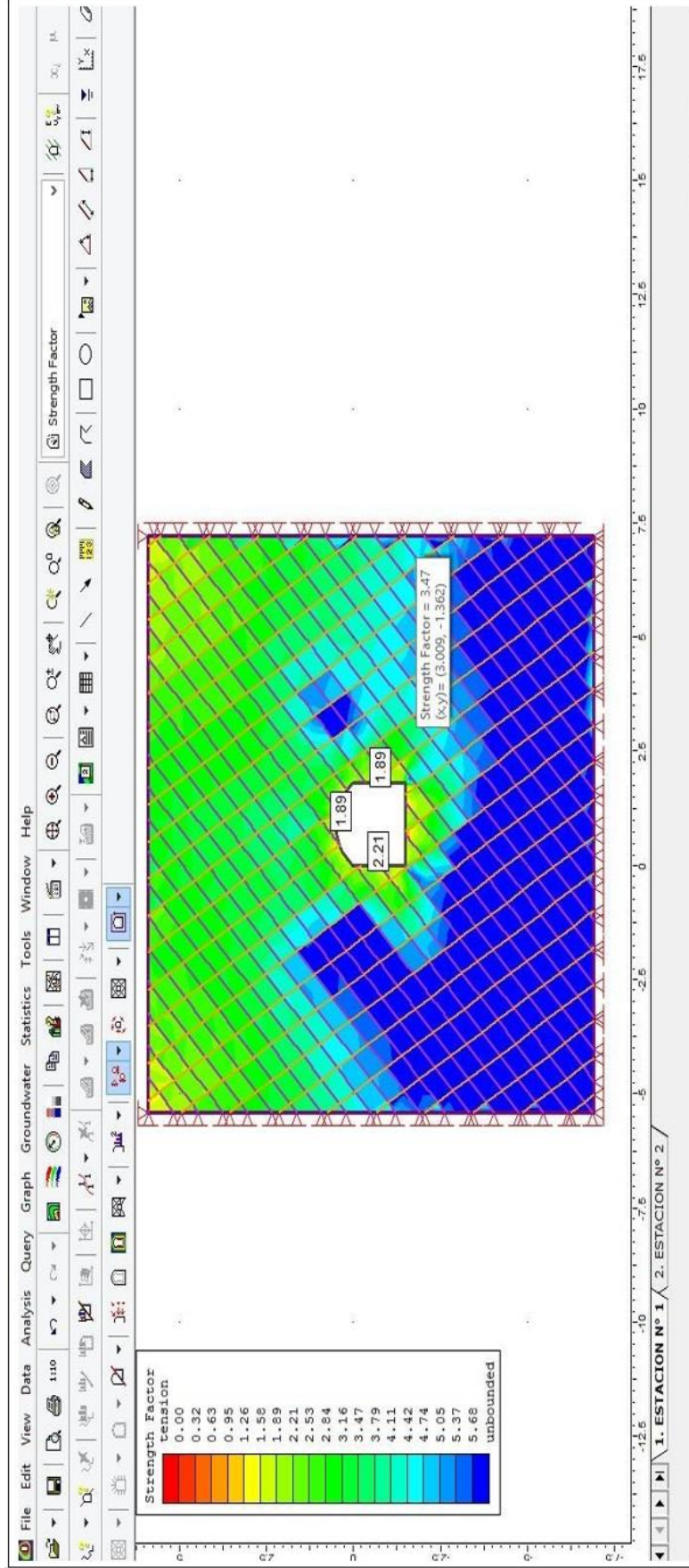
ANEXO 27. Plano de perfiles de cuñas Estación 8



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

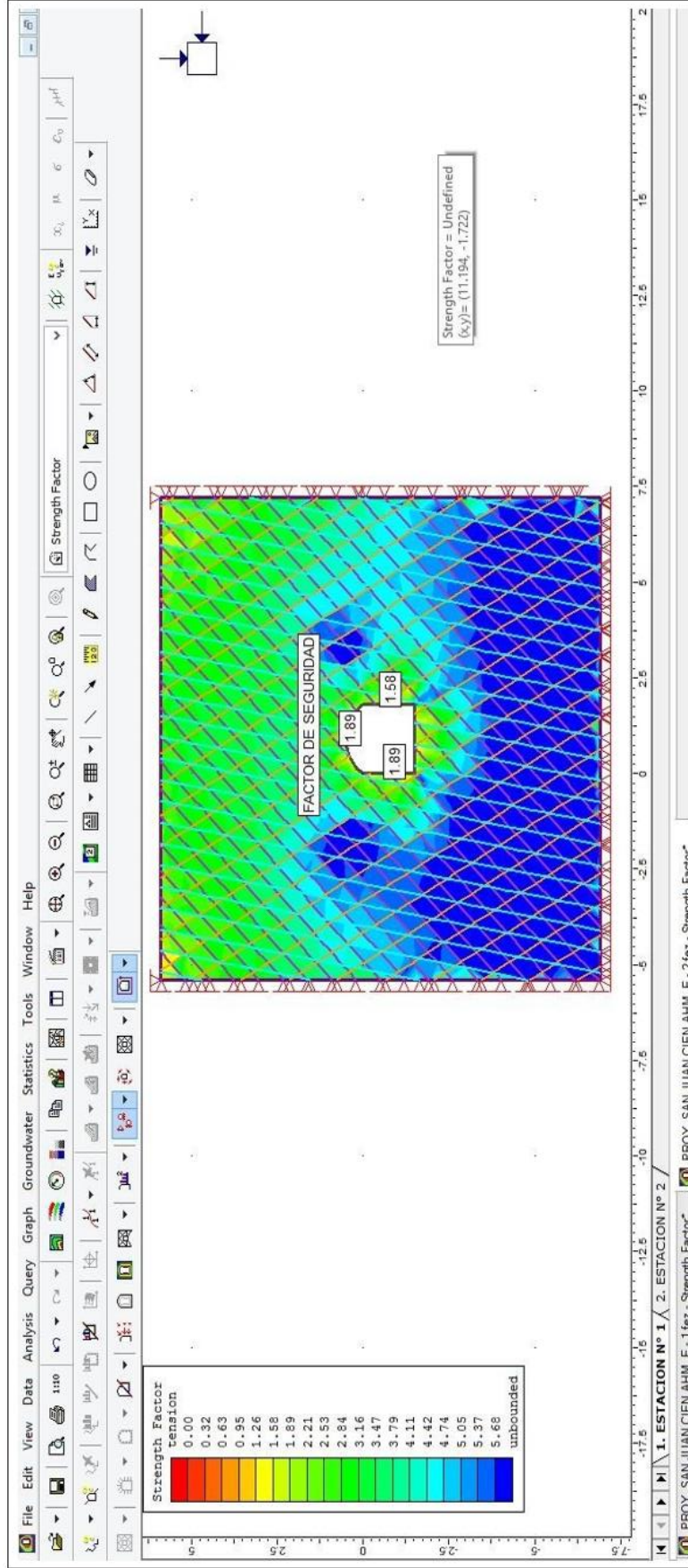
	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Unwedge	ESTACIÓN	E - 8
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 5.8

ANEXO 28. Plano de tensión de esfuerzos Estación 1



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS	
	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO
PROYECTO	ESTACIÓN
DISEÑO	RocsCience Phase 2
ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI
ANEXO: Nro.	E - 1
6.1	ESCALA 1:100

## ANEXO 29. Plano de tensión de esfuerzos Estación 2

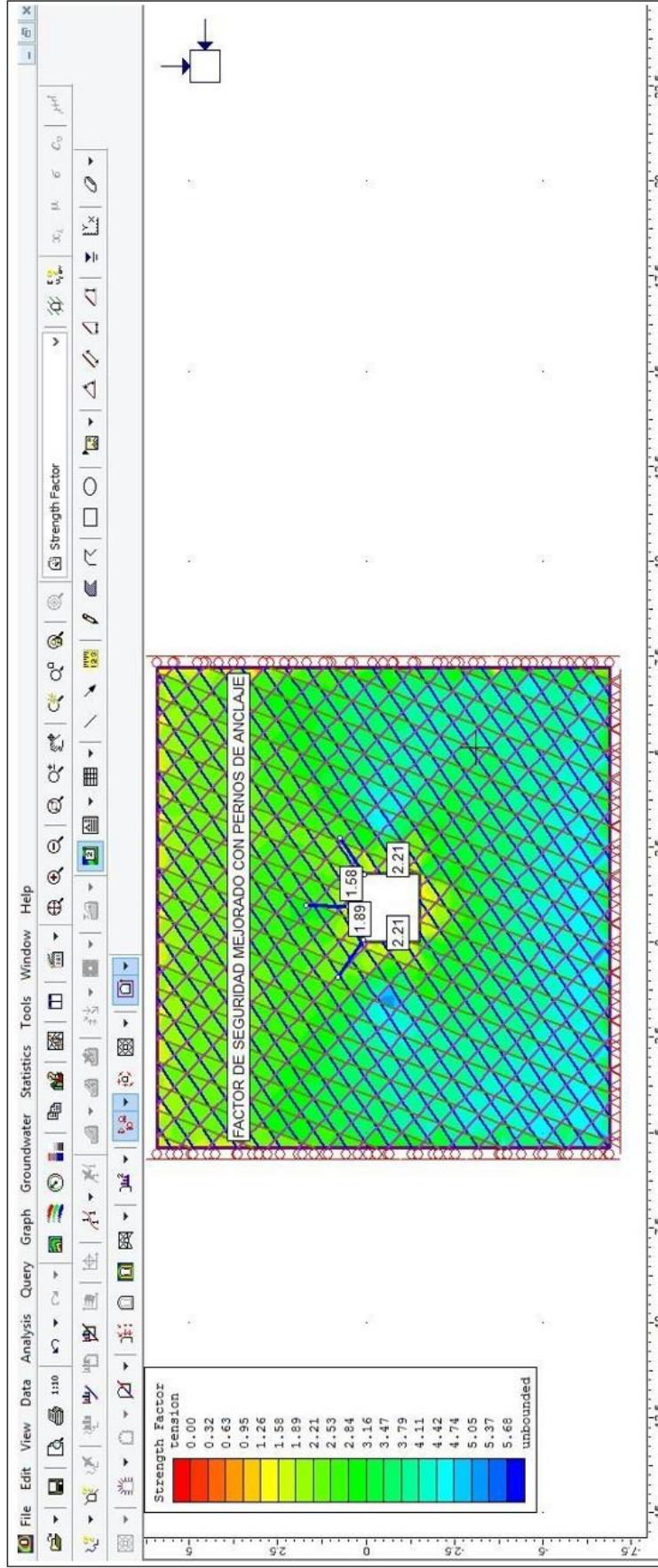


### UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Phase 2	ESTACIÓN	E - 2
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 6.2



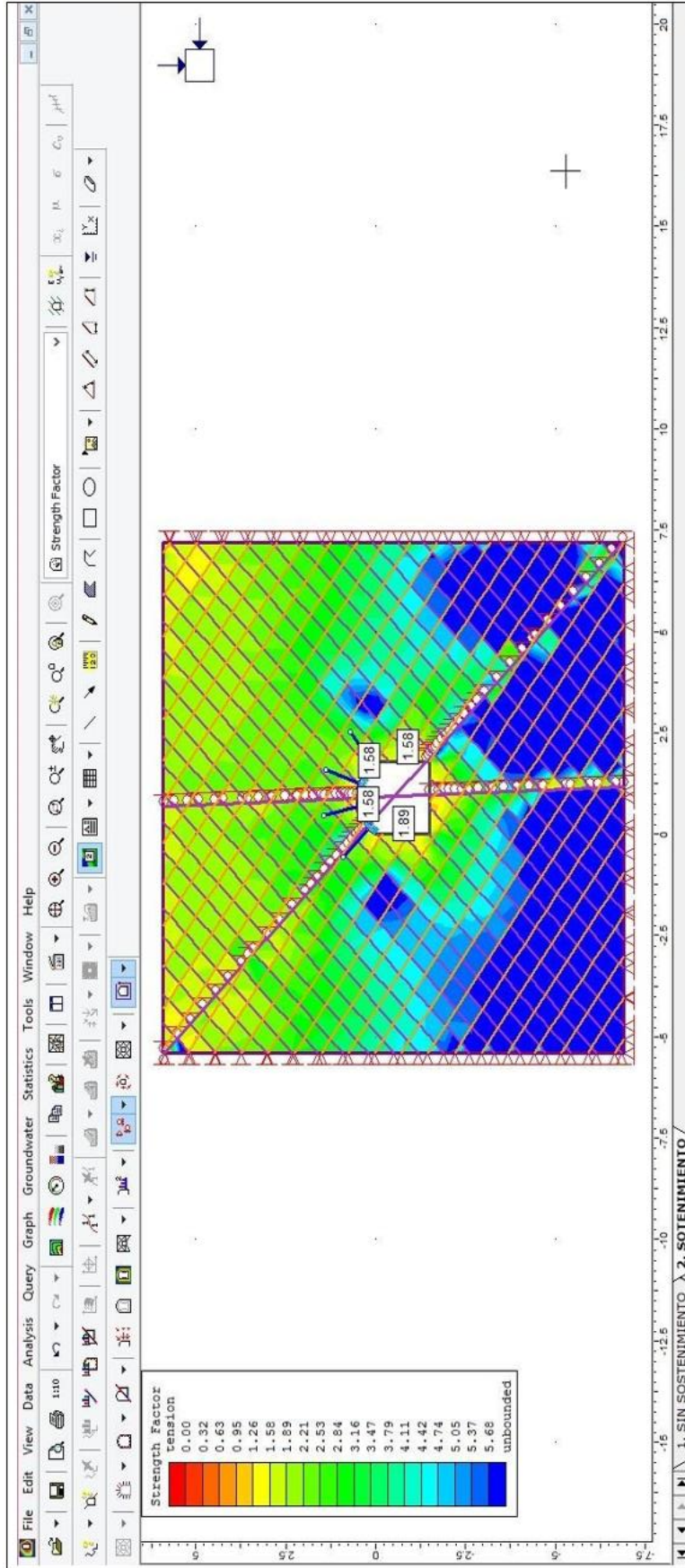
ANEXO 30. Plano de tensión de esfuerzos Estación 3



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsScience Phase 2	ESTACIÓN	E-3
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 6.3

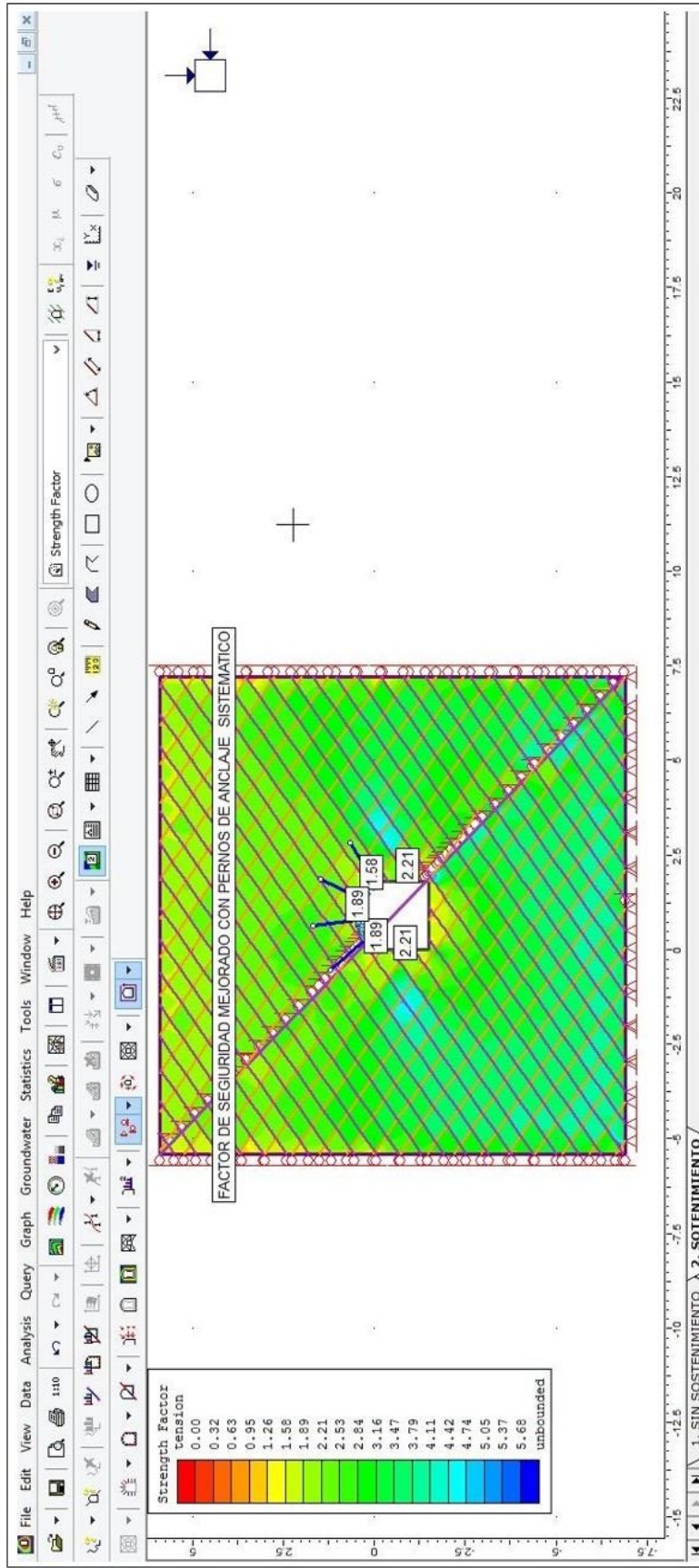
ANEXO 31. Plano de tensión de esfuerzos Estación 4



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Phase 2	ESTACIÓN	E -4
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 6.4

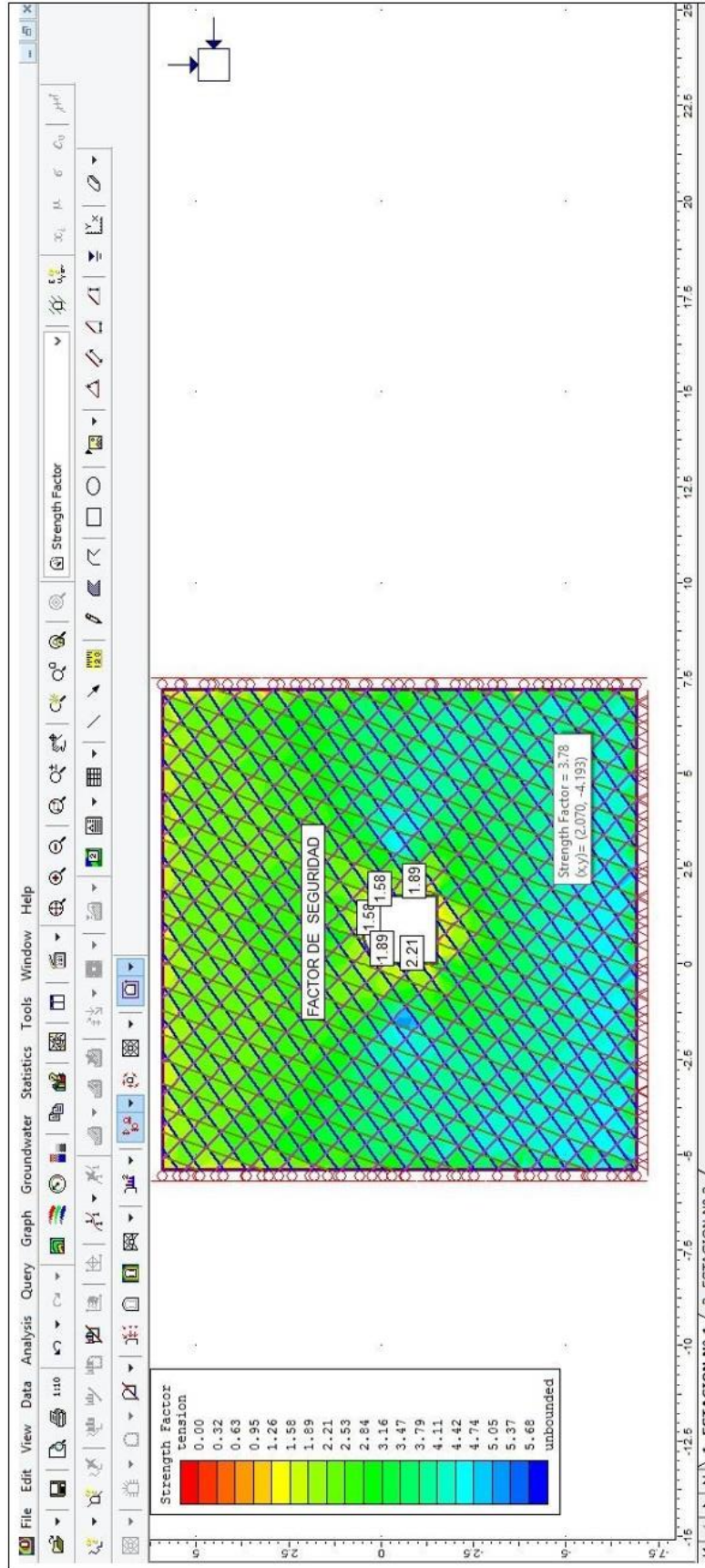
ANEXO 32. Plano de tensión de esfuerzos Estación 5



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Phase 2	ESTACIÓN	E-5
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 6.5

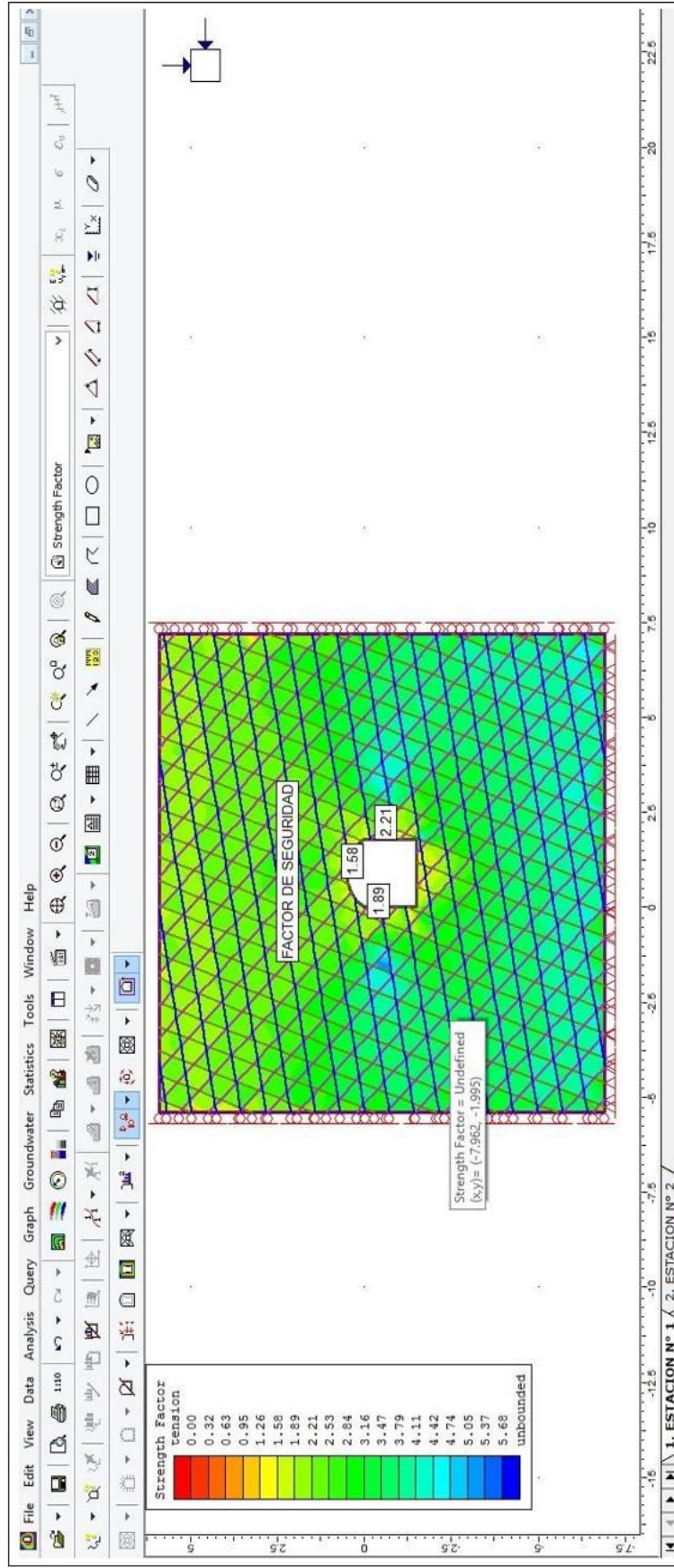
ANEXO 33. Plano de tensión de esfuerzos Estación 6



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Phase 2	ESTACIÓN	E-6
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 6.6

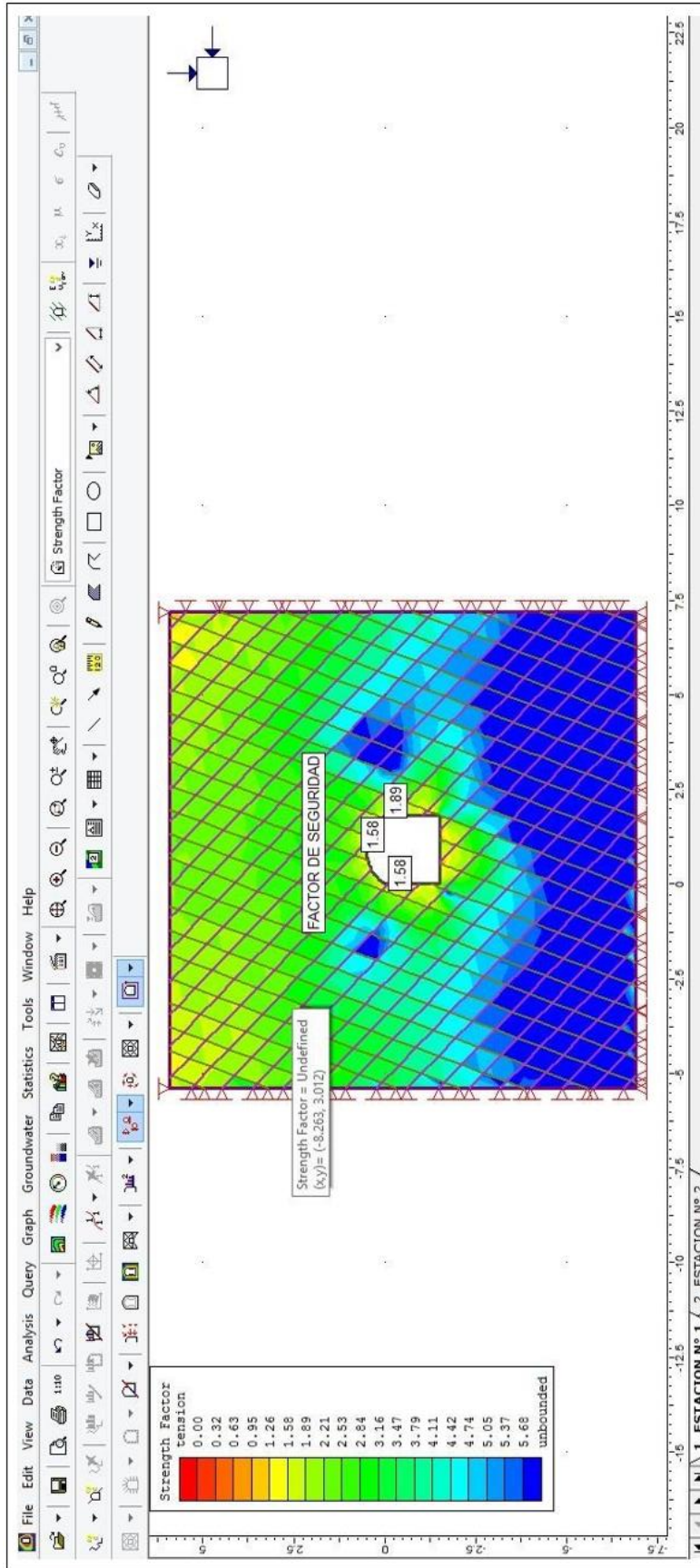
ANEXO 34. Plano de tensión de esfuerzos Estación 7



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO  
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO		
	DISEÑO	RocsCience Phase 2	ESTACIÓN	E-7
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA	1:100
				ANEXO: Nro. 6.7

ANEXO 35. Plano de tensión de esfuerzos Estación 8



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO PUNO FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS			
	PROYECTO	EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL, MINA SAN JUAN CIEN, LAMPA - PUNO	
	DISEÑO	RocsCience Phase 2	ESTACIÓN E-8
	ELABORADO	BACH. ALIPIO HILASACA MAMANI	ESCALA 1:100
			ANEXO: Nro. 6.8



## AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo ALIPIO HILASACA MAMANI,  
identificado con DNI 42337669 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional,  Programa de Segunda Especialidad,  Programa de Maestría o Doctorado

INGENIERÍA DE MINAS

informo que he elaborado el/la  Tesis o  Trabajo de Investigación denominada:

“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL MINA SAN JUAN CIEN - LAMPA PUNO”

para la obtención de  Grado,  Título Profesional o  Segunda Especialidad.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los “Contenidos”) que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 15 de AGOSTO del 2024

FIRMA (obligatoria)



Huella



### DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo ALIPIO Milasaca Mamari  
identificado con DNI 42337669 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional,  Programa de Segunda Especialidad,  Programa de Maestría o Doctorado

INGENIERÍA DE MINAS

informo que he elaborado el/la  Tesis o  Trabajo de Investigación denominada:  
" EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA DETERMINAR EL DISEÑO  
DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA PRINCIPAL-MINA  
SAN JUAN CIEN - LAMPA PUNO "

Es un tema original.


Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 15 de AGOSTO del 2024

  
FIRMA (obligatoria)



Huella