

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



TESIS PROFESIONAL

**GEOMECÁNICA APLICADA AL CONTROL DE LAS LABORES
MINERAS PARA LA MINIMIZACIÓN DE LA CAIDA DE ROCAS EN LA
MINA PAREDONES NIVEL 5**

Para optar el Título Profesional de

INGENIERO GEÓLOGO

Presentado por:

Bach: Jeam Paul Aceijas Pérez

Asesor:

Dr. REINALDO RODRIGUEZ CRUZADO

Cajamarca-Perú

2019

AGRADECIMIENTO

Brindo mi sincero agradecimiento a Dios por haberme dado la oportunidad de estudiar y guiarme por el camino correcto, agradezco de igual manera a la Universidad Nacional de Cajamarca, por la oportunidad de realizar mis estudios universitarios en la escuela académico profesional de Ingeniería Geológica por ser los guías incondicionales para el forjamiento profesional y ético a mis profesores.

Por consiguiente, también agradezco a mi familia, sobre todo a mi padre, y mi primo Frank Salvá, por el ahínco constante para mi surgimiento profesional. De igual manera a mi asesor Dr. Reinaldo Rodríguez Cruzado, por su eficiente y dedicación en su enseñanza, así como por sus consejos y críticas que hicieron posible el desarrollo de esta tesis de investigación.

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a Dios y a mi padre. A Dios porque ha estado conmigo en cada paso que he dado, protegiéndome y dándome fortaleza para continuar en este amplio mundo de la educación, a mi padre, quien a lo largo de mi vida ha velado por mi bienestar y educación siendo el pilar fundamental de mis objetivos trazados y por no dudar ni un solo momento de mi capacidad.

ÍNDICE

	Pág.
AGRADECIMIENTO.....	i
DEDICATORIA.....	ii
LISTA DE TABLAS	vi
LISTA DE FIGURAS	vii
RESUMEN	xi
ABSTRACT	xii

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN	1
--------------------	---

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO	3
2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	3
2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES.....	3
2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES.....	4
2.1.3. ANTECEDENTES LOCALES	6
2.2. BASES TEÓRICAS.....	7
2.2.1. ESTADO TENSIONAL.....	7
2.2.1.1. CALCULO DE LA CONSTANTE K.....	7
2.2.1.2. METODO DE DETONACIÓN DE TALADROS MDT	10
2.2.2. CRITERIO DE ROTURA DE HOEK-BROWN	11
2.2.3. MÉTODOS EMPÍRICOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA	15
2.2.3.1. ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA (RQD).....	15
2.2.3.2. VALORACIÓN DE LA MASA ROCOSA (RMR89).....	16
2.2.3.3. ÍNDICE GEOLÓGICO DE RESISTENCIA (GSI)	18
2.2.3.4. ÍNDICE DE CALIDAD Q	20
2.2.3.5. DIMENSIÓN EQUIVALENTE (De)	25

	Pág.
2.2.3.6. RELACIÓN DE SOPORTE DE LA EXCAVACIÓN (ESR).....	25
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	29

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS.....	31
3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA.....	31
3.2. ACCESIBILIDAD.....	32
3.3. CLIMA	32
3.4. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	33
3.5. TIPO, NIVEL, DISEÑO Y MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.....	33
3.6. PROCEDIMIENTO.....	34
4.7.1. ETAPA DE PRE-CAMPO	34
4.7.2. ETAPA DE CAMPO.....	34
4.7.3. ETAPA DE GABINETE	34
3.7. DEFINICIÓN DE VARIABLES	36
3.7.1 EQUIPOS Y MATERIALES	37
3.7.1.1. EQUIPOS	37
3.7.1.2. MATERIALES.....	37

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	38
4.1. GEOLOGÍA REGIONAL	38
4.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	40
4.2.1 GRUPO CALIPUY	40
4.2.1.1. VOLCÁNICO CHILETE.....	40
4.3. HIDROGEOLOGÍA.....	41
4.4. GEOMECÁNICA.....	42
4.5. GEOESTRUCTURAS.....	64
4.6. SOSTENIMIENTO SUBTERRÁNEO	74
4.7. PRESENTACIÓN RESULTADOS.....	77

	Pág.
4.7.4. TIPO DE SOSTENIMIENTO EN BASE A LOS RESULTADOS	77
4.7.2. CÁLCULO Y DISTRIBUCIÓN DE TENSIONES	79
4.8. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS.....	81

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	82
5.1. CONCLUSIONES	82
5.2. RECOMENDACIONES.....	84

LISTA DE TABLAS

	Pág.
Tabla 2.1 parámetros de Hoek y Brown	14
Tabla 2.2 Índice de calidad de la roca (RQD)	15
Tabla 2.3 Parámetros de clasificación RMR-Bieniawski 89.	16
Tabla 2.4 Recomendaciones indicativas para la excavación y el sostenimiento de túneles.....	18
Tabla 2.5. Índice de Resistencia Geológica (GSI).....	20
Tabla 2.6 Valores del coeficiente J_n	20
Tabla 2.7 Valores del coeficiente J_r	21
Tabla 2.8 Valores del coeficiente J_a	22
Tabla 2.9 Valores del coeficiente J_w	23
Tabla 2.10 valores del coeficiente SRF	23
Tabla 2.11 Índice de la calidad de la roca de acuerdo al factor Q.....	25
Tabla 2.12 Tipo de excavación versus ERS (Relación de soporte de la excavación)26	
Tabla 2.13 La relación entre clases de roca (sistema Q) y clases de seguridad.....	28
Tabla 3.14 Acceso al área de investigación Nivel 5	32
Tabla 3.15 Clasificación de la investigación.....	33
Tabla 3.16 Variable independiente y dependiente	36
Tabla 3.17 Clasificación geomecánica de las estaciones del Nivel 5.....	43
Tabla 4.18 Valores del RocData en relación de las constantes de Hoek – Brown y Mohr – Coulomb de las estaciones geomecánicas	43
Tabla 3.19 Resumen de información de geoestructuras	64
Tabla 4.20 tipos de sostenimiento según la valoración Q	74
Tabla 4.21 Recomendaciones de soporte permanentes de acuerdo a los resultados obtenidos.....	76
Tabla 4.22 Tipo de sostenimiento aplicado al túnel del nivel 5 de la mina Paredones, basado en el índice de calidad de roca Barton.....	78
Tabla 4.23 Distribución de tensiones del Nivel 5.....	80

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 2.1 Variación de K con la profundidad (Hoek & Brown)	9
Figura 2.2 Elipse de deformación originada por la detonación de un taladro.....	10
Figura 2.3 Guías para la estimación del factor de alteración (D) del criterio de rotura	13
Figura 2.4 Sistema de clasificación de la masa rocosa, 2000.....	19
Figura 2.5 Categorías de sostenimiento estimadas, basadas en el índice de calidad tunelera Q. Fuente: (Barton, 1993).....	27
Figura 3.6 Ubicación de las instalaciones de la Mina Paredones.	31
Figura 4.7 A. Roca andesita gris verdusca de calidad regular. B. Roca Traquiandesita con presencia de óxidos ubicado en el hastial derecho y alteración argílica avanzado de color rojizo de muy mala calidad conformando el hastial izquierdo.....	40
Figura 4.8 A. Roca andesita gris verdusca de buena calidad. B. Roca Traquiandesita con presencia de óxidos ubicado en el hastial derecho y alteración argílica avanzado de color rojizo de muy mala calidad conformando el hastial izquierdo.....	42
Figura 4.9. Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 1, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	44
Figura 4.10 Distribución de esfuerzos en la periferie de la excavación, interactuado con tres tipos de litología.....	45
Figura 4.11 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 2, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	46
Figura 4.12 Obtención del modelo numérico, con comportamiento simétrico en la periferie de la excavación.....	48

Figura 4.13. Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 3, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	49
Figura 4.14 Muestra la variación tenso-deformacional, con comportamientos homogéneos en la sección transversal de la excavación subterránea de la estación geomecánica 3.....	50
Figura 4.15 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 4, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	51
Figura 4.16 Muestra la fluctuación periférica en la excavación con variaciones de factores de seguridad que superan el 1.50, como se muestra en el espectro de la estación geomecánica 4.	53
Figura 4.17. Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 5, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	54
Figura 4.18 Concentración tensional en la solera de la estación geomecánica 4, mostrando valores de FS muy favorables en su estabilización y diseño de esta sección.	55
Figura 4.19 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 6, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	56
Figura 4.20 La excavación ubicada muestra variaciones tensionales en la solera de mayor magnitud por la fluctuación deformacional que presenta la estación geomecánica 4.	57
Figura 4.21 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 7, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	58
Figura 4.22 Zona de delimitación entre la parte superior de alteración argílica y la parte inferior roca andesita de la estación geomecánica 7.....	59

Figura 4.23 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 8, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	60
Figura 4.24 Sección geomecánica muestra la interacción vectorial de esfuerzos enmarcada y afectada la solera y la parte media de los hastiales.	61
Figura 4.25 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 9, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.....	62
Figura 4.26 Periferie de delimitación tenso-deformacional con factor de seguridad de 0.54	63
Figura 4.27 Proyección estereográfica de la estación 1	65
Figura 4.28 Proyección estereográfica de la estación 2.....	66
Figura 4.29 Proyección estereográfica de la estación 3.....	67
Figura 4.30 Proyección estereográfica de la estación 4.....	68
Figura 4.31 Proyección estereográfica de la estación 5.....	69
Figura 4.32 Proyección estereográfica de la estación 6.....	70
Figura 4.33 Proyección estereográfica de la estación 7.....	71
Figura 4.34 Proyección estereográfica de la estación 8.....	72
Figura 4.35 Proyección estereográfica de la estación 9.....	73
Figura 4.36. A. Anclajes colocados en el mismo sentido de la Veta Murciélagos y no cumpliendo ninguna estabilización. B. Cuadros de madera deteriorados por la fluctuación de agua subterránea.	75
Figura 4.37 Recomendaciones de soporte permanentes basados en los valores de Q y ESR.	76

LISTA DE ABREVIATURAS

<i>a</i>	Hoek-Brown material constant
<i>c</i>	Cohesión Criterio Mohr-coulomb
<i>D</i>	Factor de disturbación
De	Dimensión equivalente del túnel
<i>E_i</i>	Módulo de deformación del bloque de roca intacta
<i>E_m</i>	Módulo de deformación de macizo rocoso
ESR	Relación de Soporte de la Excavación
GSI	Geological Strength Index
<i>J_a</i>	Grado de alteración
<i>J_n</i>	Número de juntas
<i>J_r</i>	Coefficiente de rugosidad
<i>J_w</i>	Joint Water Reduction Factor
<i>m_b</i>	Constante de hoek-brown del macizo rocoso
MDT	Método de Detonación de Taladros
MEF	Método de Elementos Finitos
<i>m_i</i>	constenante de hoek-brown del bloque de roca intacta
MPa	Megapascales
Q	Calidad de la roca según Barton
RMR	Rock Mass Rating
RQD	Índice de calidad de la roca
<i>s</i>	Hoek-Brown material constant
SRF	Stress Reduction Factor
λ	Número de discontinuidades/Longitud
φ°	Ángulo de fricción
<i>E_h</i>	Módulo de deformación elástica en la horizontal
<i>K₀</i>	Coefficiente de reparto de tensiones
σ_1	Esfuerzo mayor principal
σ_3	Esfuerzo menor principal

RESUMEN

La investigación se desarrolló en el túnel del nivel 5 de la mina Paredones, ubicada en el distrito de Chilite, provincia de Contumazá y departamento de Cajamarca – Perú. La excavación consta aproximadamente de 1km. El cual tiene como objetivo determinar las características geomecánicas de los macizos rocosos del túnel nivel 5, para lo cual se ha estudiado 9 estaciones geomecánicas, de las cuales se tomaron los datos necesarios para poder realizar la investigación. Se estudió la parte geológica-geomecánica del macizo, proporcionándonos datos importantes como litologías, geoestructuras, hidrogeología y datos geomecánicos GSI, RMR, Q de Barton, Dip, Dip direction, y sistemas de discontinuidades, siendo las más representativas 3 sistemas de discontinuidades, las cuales controlan al macizo rocoso, se evaluó la parte geomecánica a través de la matriz geomecánica donde se pudieron obtener datos del macizo rocoso y propiedades de las discontinuidades tales como: espaciado persistencia, abertura, rugosidad, relleno, alteración y agua que ayudarán a valorar a la roca y calcular el RMR (Rock Mass Rating) de cada estación geomecánica clasificándola como una roca del tipo III o de regular calidad. Además se comprobó la formación de cuñas y su comportamiento en relación a la dirección principal del túnel y de la Veta Murciélagos mediante el software Dips. Es por ello que logramos concluir que el Túnel del nivel 5 de la mina paredones presenta una inestabilidad Geológica – Geomecánica.

Palabras claves: geomecánica, Geología, cuñas, inestabilidad, discontinuidad.

ABSTRACT

This research work was developed in the level 5 tunnel of the Paredones mine, located in the district of Chilete, province of Contumazá and department of Cajamarca - Peru. The excavation consists of approximately 1km. The objective is to determine the Geomechanical characteristics of the rocky massifs of tunnel level 5, for which 9 geomechanical stations have been studied, from which the necessary data were taken to carry out our investigation. The geological-geomechanical part of the massif was studied, providing important data such as lithologies, geostructures, hydrogeology and geomechanical data GSI, RMR, Barton Q, Dip, Dip direction, and discontinuity systems, the most representative being 3 systems of discontinuities, which control the rock mass, the geomechanical part was evaluated through the geomechanical matrix where data of the rock mass and properties of the discontinuities could be obtained such as: spacing persistence, opening, roughness, filling, alteration and water that will help us to value to the rock and calculate the RMR (Rock Mass Rating) of each geomechanical station classifying it as a rock of type III or of regular quality. In addition, the formation of wedges and their behavior in relation to the main direction of the tunnel and the Veta Murciélago were checked using the Dips software. That is why we managed to conclude that the tunnel of level 5 of the mine walls presents a Geological - Geomechanical instability.

Keywords: geomechanics, geology, wedges, instability, discontinuity.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La excavación de un túnel en un medio rocoso produce inevitablemente desequilibrio de la masa circundante en un corto periodo de tiempo lo que origina deformaciones en el medio rocoso, a veces en un corto periodo de tiempo, las que hay que tener presente para asegurar la estabilidad del túnel mediante la aplicación de sostenimiento oportuno y suficiente. Por otra parte, un túnel puede atravesar rocas de distinta competencia duras a blandas y las fallas de los macizos se pueden presentar por zonas de debilidad o de discontinuidad estructural. Las rocas blandas fallan principalmente a través del cuerpo de la masa rocosa y menos a través de sus defectos estructurales.

A partir de estas premisas, surgió la idea de llevar a cabo esta investigación en el túnel del nivel 5 de la Mina Paredones, el cual se ubicada al SW de la ciudad de Cajamarca, provincia de San Pablo, en el cual se encuentran afloramientos de rocas andesíticas, pertenecientes al Volcánico Chilete, siendo bastante complejo debido a la presencia de geoestructuras fuertemente fracturadas por los esfuerzos geotectónicos; dando lugar a plegamientos, fallamientos y fuertes fracturamientos; ocasionando roturas planares y cuñas; por lo tanto encontramos inestabilidades geomecánicas. La evaluación geomecánica se debe a la presencia de rocas, siendo necesario definir las características geomecánica a lo largo del eje del túnel, para determinar los factores de seguridad actuales para las condiciones de estabilidad tenso deformaciones de elementos finitos de dicho túnel para un mejor análisis. Además tenemos presencia de agua que se filtra por las fracturas dando lugar a poropresiones.

La justificación del análisis geomecánico proporciona los resultados que determinarán, el comportamiento geomecánico, del túnel del nivel 5 de la mina paredones sus relaciones con las

variables hidrogeológicas, geológicas, estructurales y sísmicas. Para lograr definir las condiciones y el tipo de sostenimiento.

El problema se plantea en ¿Cuál es el comportamiento geomecánico del túnel del nivel 5 de la mina Paredones producidos por los esfuerzos geotectónicos en el volcánico Chilete y las poropresiones en las discontinuidades? De manera que la hipótesis propuesta. El estudio geomecánico del nivel 5 de la mina paredones está influenciado por los factores que condicionan el comportamiento geomecánico del volcánico Chilete. Teniendo como objetivos específicos:

Analizar el comportamiento geológico - estructural del área de estudio.

Determinar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso mediante el método de Rock Mass Rating (RMR).

Calcular los factores de seguridad de las zonas más críticas, mediante el software RS2.

Calcular las tensiones in situ en macizo rocoso y sus aplicaciones.

Determinar el tipo de sostenimiento.

Definir los parámetros que deben ser utilizados en el análisis tenso - deformacional del túnel.

Los capítulos de la presente investigación se ordenan de la siguiente manera: En el capítulo I se detalla la ubicación y los objetivos de la investigación, en el capítulo II se muestran los términos, conceptos, teorías y trabajos anteriores sobre el tema a nivel local, nacional, como por ejemplo estudios anteriores que se han realizado. En el capítulo III, el método de trabajo para la investigación, siguiendo un estricto cronograma de trabajo en gabinete y campo, en esta fase se lleva a cabo la recopilación de los datos que sirvieron como fundamento de la presente investigación, en el capítulo IV se muestra el análisis y discusión de los resultados, después de procesar los datos de acuerdo a las caracterización geomecánica, en el capítulo V se describe las conclusiones y recomendaciones de la investigación.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. ANTECEDENTES INTERNACIONALES

Marquéz (2014). Realizó el “Análisis tenso-deformacional y diseño de fortificación para una explotación de cobre por sublevel stopping. Atacama Kozan (Chile)”, Los métodos analíticos y empíricos, aplicados a las galerías resultan bastante estables si bien localmente inestabilidades (diseño método de Mathews) debido a la formación de bloques de roca, siendo controladas mediante pernos (8 m. - 15 m. de longitud) de anclaje y mallas. Puntualmente puede ser necesario el empleo de shotcrete. Induciendo plastificaciones en el terreno circundante tanto en sus cajas, sobretodo el techo y además estructuralmente define inestabilidades de cuñas de roca.

Aguilar (2008). Mediante el análisis “Caracterización Geotécnica y Estructural de la Rampa de Exploración y del Túnel de Drenaje, Mina Chuquicamata”, logró determinar la calidad geotécnica del macizo rocoso en los túneles varia predominantemente de Buena a Regular con índice Q de Barton entre 2 y 30, RQD entre 60% y 90%, con una resistencia de la roca estimada entre 50 MPa y 120 MPa. Para estas condiciones, se determinó fortificar los desarrollos con pernos sistemáticos y malla tejida tanto en la bóveda como en la parte superior de las paredes. Para los tramos de Mala calidad geotécnica se determinó un sostenimiento consistente en pernos sistemáticos, malla tejida y shotcrete con espesores de 10 cm a 15 cm, en tanto que para la zona de Muy Mala calidad geotécnica se determinó la instalación de marcos metálicos.

Cabrera y Enrique (2014). En su “Estudio comparativo entre requerimientos de soporte y fortificación de túneles definidos según métodos empíricos de clasificación geomecánica versus métodos analíticos y numéricos” presentó los resultados de un estudio comparativo de los requerimientos de soporte para la excavación de una sección de túnel tipo herradura de 10mx10m (~90m²), obtenidos con diferentes métodos empíricos tales como RMR y Q de Barton, el método analítico de estabilidad de cuña usado es a través de Unwedge y el software de elementos finitos es Phase2D (Rocscience Inc.). Los escenarios consideran macizos rocosos diaclasados a muy diaclasados, condición seca, esfuerzos bajos a intermedios y mecanismos de falla controlados principalmente por las condiciones estructurales y gravitacionales, con valoraciones de categoría buena, con pernos de 3 m. Para rocas de mediana categoría con longitudes de 4 m. Con menores espesores de shotcrete y mayores espaciados de pernos. Los modelos numéricos Phase² V8 muestran diagramas de desplazamientos totales, zonas de plastificación. Correspondientes a los cálculos admitidos por el FS que superan 6,50.

2.1.2. ANTECEDENTES NACIONALES

Berrocal Mallqui (2014). Difunde conocimientos prácticos para el reconocimiento y el comportamiento mediante la “Medición de tensiones INSITU en el macizo rocoso”, siendo el macizo rocoso, un conjunto complejo de rocas y otros componentes. Disponiendo al lector el método de detonación de taladros (MDT), que proporciona información en tiempo real: la dirección de la tensión principal, el parámetro k y sobre los valores de las tensiones principales mayor y menor; el factor de ajuste FA, de la tensión vertical. Permitiendo diseñar formas o secciones que desvíen y reflejen simétricamente las tensiones insitu. Sin embargo, la investigación denominada “Geomecánica aplicada al control de las labores mineras para la minimización las caídas de rocas de la Mina Madrugada Cia. Minera Huinac SAC-Ancash-2009”, obtuvo características del macizo rocoso mediante el análisis litológico estructural del mismo, estableciendo el comportamiento mecánico del macizo rocoso. Aportando valores del cartografiado geotécnico-estructural y procesamiento mediante el software Phase2 V8,0, acotando que la excavación es estable en los dos primeros tramos, por el análisis tensional de esfuerzos analizados con valoraciones de roca buena y el tercer tramo conformado roca de calidad mala, con deformaciones progresivas ocasionando pandeos en hastiales y techo. Por consiguiente,

obteniendo rangos de abertura máxima en cada tramo y tiempo de autosostenimiento por avance de labor (Torres et al., 2009).

Dlanto et al., (2013). Analizó la “Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles por pilares corridos”. Aseverando mediante la estimación de esfuerzos verticales según el criterio insitu con valores obtenidos: 2,34 a 3,12 MPa. Y profundidades promedio de 90 m. a 120 m., y estimaciones de variación del k: 0,90 a 1,10 utilizando el criterio de **Sheorey (1994)**. Mediante los cálculos MGE, obtuvo la longitud máxima de tajeos en cámaras en cada bloque de extracción y finalmente realizando una serie de simulaciones numéricas (Phase2 V8.0) de esfuerzos y deformaciones; en los cinco bloques o áreas de minado, con valores de estabilidad aceptables para operaciones de minado. Revalidando dichos cálculos anteriormente detallados con el gráfico de estabilidad de pilares, con factores de seguridad mayores que 1,40 (estable), lo cual adecua para este tipo de estructura.

Aronés, (2012). Refiere en su estudio: “Comportamiento de roca blanda en un túnel de exploración diseñado con el sistema Q” que La magnitud de la convergencia del túnel, es decir la deformación alrededor del túnel dependerá de las condiciones geológicas y geotécnicas, del estado del esfuerzo in-situ " en relación con resistencia de la roca, el flujo de agua subterránea, y las propiedades del macizo rocoso. También dependen en gran medida las técnicas de excavación y el tipo de sostenimiento que se utiliza. Si la instalación de sostenimiento se retrasa, se mueve la masa de roca en el túnel y una redistribución de la tensión tiene lugar alrededor de ella. El comportamiento de squeezing durante la excavación del túnel ha intrigado a los expertos durante años, y con frecuencia ha provocado grandes dificultades para completar las obras de gran envergadura. Hay numerosos casos en Europa y en todo el mundo donde han ocurrido fenómenos de squeezing.

Reyes (1980). “Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajabamba”. Enfocándose al contexto Geológico regional en los aspectos de la estratigrafía, tectónica y plutonismo, con breves descripciones de los yacimientos y prospectos reconocidos en la región.

2.1.3. ANTECEDENTES LOCALES

Paredes (2011). Realizó la “Evaluación geológica preliminar proyecto Paredones”. Realizaron Mapeos Geológicos superficiales pero sí se ejecutándose travesías, donde se hizo un reconocimiento geológico superficial que nos ha permitido verificar los puntos de interés en la visita en función de las vetas en los niveles 5 y 6 y recorridos en el flanco derecho del valle de San pablo.

Montoya, (2018). Refiere en su tesis: “Relación geotécnica y Litomorfoestructural del túnel de la mina Paredones”. Que Los impactos ambientales en el interior de Nivel 5, están relacionados con varios aspectos como: los desprendimientos de rocas en las instalaciones mineras es constante no teniendo un control adecuado para su estabilización de igual manera la limpieza, siendo acumulados en los hastiales de excavación y en los tajeos de explotación; otro aspecto importante es la putrefacción y el apollamiento de las maderas utilizadas para el sostenimiento que están generando gases tóxicos constantemente como metano originando una oxigenación viciada en el ambiente, afectando al trabajador por el tipo de oxigenación que presenta las labores.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. ESTADO TENSIONAL

A la hora de plantear la construcción de un túnel, necesitamos conocer el estado de tensiones al que se encuentra sometido el terreno objeto de la excavación. Hemos de tener en cuenta que la construcción de un túnel, modifica el estado de tensiones, de manera que se genera un desequilibrio en el momento de abrir la excavación y que dicho desequilibrio puede provocar que el terreno colapse entorno al túnel. Necesitamos, por tanto, algún método o técnica que nos permita determinar a qué tensiones se encuentra sometido el terreno. En este capítulo estudiaremos las maneras de obtener dicho estado de tensiones para, posteriormente, poder calcular-proyectar un tipo de sostenimiento acorde con las características de la litología que encontremos a lo largo de la traza del túnel.

2.2.1.1. *CALCULO DE LA CONSTANTE K*

Con el fin estimar el estado tensional del macizo, es necesario conocer a priori el campo de esfuerzos que actúa sobre el terreno, por lo que es necesario calcular el valor de las tensiones máximas vertical (σ_V) y horizontal (σ_H). El esfuerzo vertical al que está sometido un punto del macizo rocoso a una profundidad queda definido por la siguiente ecuación (González de Vallejo et al., 2002):

$$\sigma_V = p \cdot g \cdot z = \gamma \cdot z$$

Donde

γ es el peso unitario de la roca;

z es la profundidad desde la superficie en metros;

p es la carga litostática de la columna de roca;

g es la aceleración de la gravedad.

Para conocer el esfuerzo horizontal por métodos empíricos, es necesario calcular el coeficiente de reparto de las tensiones naturales (coeficiente K_0); permite obtener el valor del esfuerzo horizontal (σ_h) mediante la siguiente ecuación:

$$\sigma_h = K_0 \cdot \sigma_v$$

En 1952, Terzaghi y Richart consideraron el cálculo del valor del coeficiente K_0 independiente de la profundidad a partir coeficiente de Poisson (ν):

$$\frac{\sigma_h}{\sigma_v} = \frac{\nu}{1-\nu} = k_0$$

Ésta igualdad, no se cumple en zonas superficiales de la corteza que hayan sufrido procesos de descarga por erosión (González de Vallejo et al., 2002). La erosión tiende a aumentar el valor del coeficiente K_0 , provocando que los valores de los esfuerzos horizontales (σ_h) pasen a ser mayores que los verticales (σ_v) a profundidades someras. Por otro lado, el hecho de haberse considerado rocas sedimentarias no tectonizadas con estratificación horizontal, descarta el uso de ésta ecuación a efectos de cálculo para ese trabajo.

Según Hoek y Brown (1980), a profundidades menores de 500 m, las tensiones horizontales son significativamente más grandes que las verticales, pudiendo oscilar entre valores de K menores de la unidad a incluso mayores de 3. A partir de profundidades superiores a 1000 m tienden a igualarse las tensiones; por lo tanto, si existieran tensiones horizontales importantes a estas profundidades, podrían inducirse procesos de fracturación (sobrecavaciones), plastificación intensa (squeezing), etc.

$$0.3 + \frac{100}{z} < K_0 < 0.5 + \frac{1500}{z}$$

El modelo de Sheorey de 1994, basado en las propiedades termo-elásticas del macizo, no considera los factores tectónicos que afectan el estado de esfuerzos del macizo rocoso. De todos modos, proporciona una ecuación simplificada que permite estimar el coeficiente de reparto (K_0) a partir del módulo de deformación elástica horizontal medio (E_h) y la profundidad del túnel (z):

$$K = 0.25 + 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

Los esfuerzos tectónicos, uno de los factores principales a considerar en el análisis de las tensiones naturales, se generan por dos mecanismos básicos: las fuerzas de borde y las fuerzas inducidas por cargas de compensación isostática. Dicho razonamiento se refuerza a partir de distintos estudios de entre los que cabe destacar la aportación realizada por el Dr. Evert Hoek. Hoek reunió información correspondiente a estados de tensiones obtenidos para túneles en roca de proyectos de distinta índole realizados a escala global, e intentó hallar una relación entre dichos estados y la profundidad a la que se encontraba la excavación. Los resultados que obtuvo fueron se resumen en la siguiente figura (Hoek, 1988):

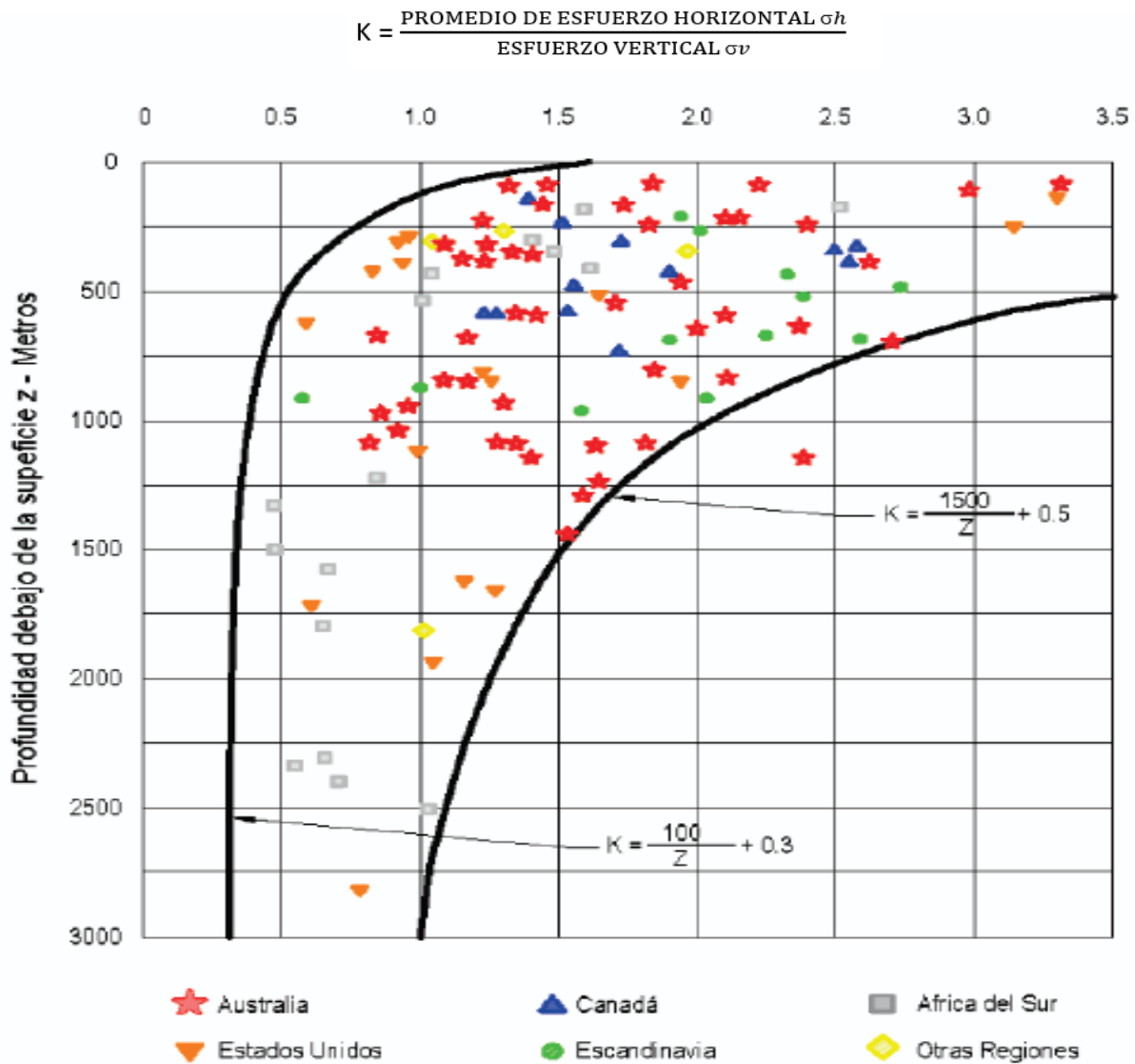


Figura 2.1 Variación de K con la profundidad (Hoek & Brown)

Como se puede apreciar, la variación de la constante k obtenida es independiente de las constantes elásticas y del tamaño de la excavación. En otras palabras, es indiferente excavar el túnel en una litología o en otra y no importa si el diámetro de la cavidad es de pequeño o de gran diámetro. Evidentemente, este resultado es del todo inaceptable desde un punto de vista ingenieril, pues la experiencia nos ha demostrado que en realidad esto no es así. Pero, lo interesante de todo este razonamiento no es la solución en sí, sino lo que se desprende de ella. En primera aproximación, da una idea de que las tensiones no están controladas por las características del material sino por la geometría del túnel. Este hecho, que aparentemente es irrelevante, resulta de vital importancia y nos será muy útil a la hora de proyectar un sostenimiento.

2.2.1.2. METODO DE DETONACIÓN DE TALADROS MDT

Este procedimiento brinda, en tiempo real, la dirección de la tensión principal, el parámetro k , y el valor de las tensiones, según la interpretación de la orientación elíptica de la tensión principal mayor. Estos conocimientos son necesarios para diseñar secciones y formas de excavaciones subterráneas autosoportadas en el contorno de la línea de corte, como los de tipo: baúl, herradura y circular, adaptadas a las tensiones in situ a la excavación.

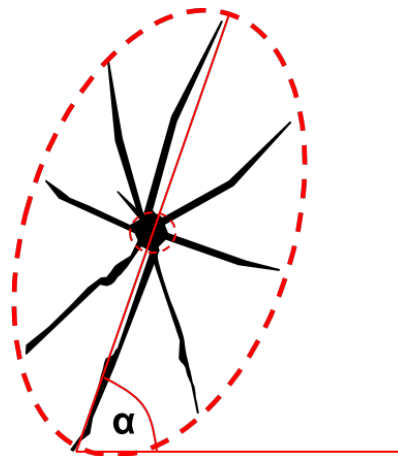


Figura 2.2 Elipse de deformación originada por la detonación de un taladro

Consiste en realizar un taladro (hoyo), en un lugar tal como la dirección de avance, o en otra dirección que se requiere conocer. En este taladro, se introducen los explosivos y luego los detonamos.

En la figura 2.2, se observa el resultado del taladro detonado, donde: el círculo rojo representa al taladro detonado, las líneas negras deformadas, simulan a las fisuras abiertas o cerradas. Al unir los extremos de las fisuras, con la línea discontinua, obtenemos la figura de la elipse o también puede ser el círculo. La elipse tiene sus ejes mayor y menor y el círculo los diámetros. La elipse está compuesta por dos ejes: mayor y menor. La dirección de la tensión; se obtiene midiendo el ángulo α , entre el eje vertical con la línea horizontal, el que a su vez, representa la dirección del esfuerzo principal mayor. (Fig. 2.2) El ángulo α ; es el resultado de las masas o corrientes de agua, cargas estructurales, fallas, etc.; los cuales sobreyacen al lugar de la medición, en el macizo rocoso. Del proceso MDT; se obtiene también el parámetro k , el mismo que se calcula, dividiendo la longitud del eje horizontal, sobre la longitud del eje vertical, en la elipse. En términos prácticos; las fisuras creadas en el MDT, son las expresiones vivas del macizo rocoso. Nuestro trabajo es interpretarlos. (Berrocal, 2015)

2.2.2. CRITERIO DE ROTURA DE HOEK-BROWN

El criterio de rotura de Hoek-Brown es válido para evaluar la resistencia de los macizos rocosos y la matriz rocosa, y tiene carácter lineal, donde representa la gráfica de rotura mediante una curva de tipo cóncava. Desarrollado inicialmente para su aplicación a macizos rocosos fracturados sin alterar su matriz rocosa resistente, sólo debe aplicarse a macizos rocosos donde la estructura analizada es grande y los bloques son pequeños en comparación y en los que hay un número suficiente de discontinuidades muy próximas entre sí, con características superficiales similares, para asumir al comportamiento de fractura como isotrópico. Se define por (Hoek et. al. 2002):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \times \left(m_b \times \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Donde:

m_b Es un valor reducido de la constante del material m_i y está dado por:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

s y a son constantes del macizo rocoso dadas por las siguientes relaciones:

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right)$$

D depende del factor de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por efectos de voladura o por la relajación de los esfuerzos. Varía desde 0 para macizos rocosos in situ inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados (Hoek et al. 2002).

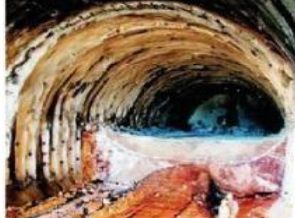


Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor D sugerido
	<p>Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel.</p>	<p>D=0</p>
	<p>Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínima en el macizo circundante</p> <p>Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance. La alteración puede ser severa a menos que se coloquen una contrabóveda temporal, tal como se muestra en la figura.</p>	<p>D=0</p> <p>D=0.5 No invert</p>
	<p>Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 metros en el macizo rocoso circundante.</p>	<p>D=0.8</p>
	<p>Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil y geotécnica dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo la alteración de tensión resulta en alguna alteración.</p>	<p>D=0.7 Good blasting</p> <p>D=1.0 Poor blasting</p>
	<p>Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al resistir el estéril de recubrimiento.</p> <p>En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.</p>	<p>D=1.0 Production blasting</p> <p>D=0.7 Mechanical excavation</p>

Figura 2.3 Guías para la estimación del factor de alteración (D) del criterio de rotura de Hoek y Brown.

Tabla 2.1 parámetros de Hoek y Brown

	Rocas carbonatadas con división bien desarrollada - piedra Caliza, Mármol.	Roca arcillosa Lodo, Limolita, Esquistos, Pizarra	Roca arenisca - Arenisca, Cuarcita	Roca ígnea de grano fino cristalino Andesita, Basalto, Riolita	Roca metamórfica e ígnea secundaria- Gabro, Gneis, Granito
Material de roca intacto Muestras de laboratorio sin discontinuidades RMR=100 Q=500	m = 7.00 s = 1.00 mr = 7.00 sr = 1.00	m = 10.00 s = 1.00 mr = 10.00 sr = 1.00	m = 15.00 s = 1.00 mr = 15.00 s = 1.00	m = 17.00 s = 1.00 mr = 17.00 s = 1.00	m = 25.00 s = 1.00 mr = 25.00 s = 1.00
Masa de roca de muy buena calidad Rocas sin bloques aislados con discontinuidades no degradadas RMR=85 Q=100	m = 2.40 s = 0.082 mr = 4.10 sr = 0.189	m = 3.43 s = 0.082 mr = 5.85 sr = 0.189	m = 5.14 s = 0.082 mr = 8.78 sr = 0.189	m = 5.82 s = 0.082 mr = 9.95 sr = 0.189	m = 8.56 s = 0.082 mr = 14.63 sr = 0.189
Masa de roca de buena calidad Rocas ligeramente dañadas con discontinuidades no degradadas espacio desde 1 a 3 m RMR=65 Q=10	m = 0.575 s = 0.00293 mr = 2.006 sr = 0.0205	m = 0.821 s = 0.00293 mr = 2.865 sr = 0.0205	m = 1.231 s = 0.00293 mr = 4.298 sr = 0.0205	m = 1.395 s = 0.00293 mr = 4.871 sr = 0.0205	m = 2.052 s = 0.00293 mr = 7.163 sr = 0.0205
Masa de roca de baja calidad con discontinuidades parcialmente degradadas espacio desde 0,3 a 1 m RMR=44 Q=1	m = 0.128 s = 0.00009 mr = 0.947 sr = 0.00198	m = 0.183 s = 0.00009 mr = 1.353 sr = 0.00198	m = 0.275 s = 0.00009 mr = 2.030 sr = 0.00198	m = 0.311 s = 0.00009 mr = 2.301 sr = 0.00198	m = 0.458 s = 0.00009 mr = 3.383 sr = 0.00198
Masa de roca de pobre calidad Con discontinuidades degradadas espacio desde 30 a 500 mm RMR=23 Q=0,1	m = 0.029 s = 0.000003 mr = 0.447 sr = 0.00019	m = 0.041 s = 0.000003 mr = 0.639 sr = 0.00019	m = 0.061 s = 0.000003 mr = 0.959 sr = 0.00019	m = 0.069 s = 0.000003 mr = 1.087 sr = 0.00019	m = 0.102 s = 0.000003 mr = 1.598 sr = 0.00019

Fuente: (Rodríguez Dono, 2011)

2.2.3. MÉTODOS EMPÍRICOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Las clasificaciones geomecánicas tienen como objetivo permitir el análisis del macizo rocoso a partir de métodos empíricos, y observaciones de campo, estas clasificaciones fueron establecidas y mejoradas subsecuentemente por diversos autores debido a la complejidad que presentan los macizos rocosos. Las tres clasificaciones utilizadas son: el RQD (Índice de calidad de roca), RMR₈₉ (Valoración de la masa rocosa), Q (Índice de calidad Q), y GSI (Índice de resistencia geológica). A continuación se describen estas cuatro clasificaciones.

2.2.3.1. ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA (RQD)

El índice Rock Quality Designation (RQD), propuesto por Deere y adaptado por Clayton en 1995 dice: “El índice RQD representa la relación entre la suma de las longitudes de los fragmentos de testigos mayores de 10 cm y la longitud total del tramo considerado” citada por González de Vallejo (2004, p.326). Para el caso de la aplicación del RQD en taludes lo estimaremos aplicando la modificación de Priest y Hundson (1976), realizando la medición de las discontinuidades en una superficie con la consideración que exista una longitud mínima de 10 cm. Donde λ es el número promedio de discontinuidades por metro.

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

λ = Numero de discontinuidades/ Longitud

Tabla 2.2 Índice de calidad de la roca (RQD)

RQD (%)	Calidad de roca
< 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: (Deere, 1967)

2.2.3.2. VALORACIÓN DE LA MASA ROCOSA (RMR89)

La clasificación geomecánica o Sistema Rock Mass Rating (RMR), postulado en 1976 con actualizaciones hasta 1989, en el cual propone valores para los parámetros en función de calidad del macizo rocoso el cual permite estimar los parámetros de resistencia y deformabilidad del macizo, constituyendo un sistema de clasificación de los macizos rocosos que permiten a su vez relacionar el índice de calidad con los parámetros geotécnicos del macizo (González de Vallejo, 2004). Esta clasificación considera los siguientes parámetros:

Tabla 2.3 Parámetros de clasificación RMR-Bieniawski 89.

Parámetro	Rango de valores									
1	resistencia de la roca intacta	ensayo carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 Mpa	2 - 4 Mpa	1.2 Mpa				
		Compresión simple	>250 Mpa	100 - 250MPa	50 - 100MPa	25 - 50 Mpa	5 - 25 Mpa	1-5 Mpa	< 1 Mpa	
	Valor	15	12	7	4	2	1	0		
2	RQD	90 - 100%	75 - 100%	50 - 75%	25 - 75%	< 25%				
	Valor	20	17	13	6	3				
3	Espaciado de las discontinuidades	> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	6 - 20 m	< 6 m				
	Valor	20	15	10	8	5				
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m			
		Valor	6	4	2	1	0			
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm			
		Valor	6	5	3	1	0			
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave			
		Valor	6	5	3	1	0			
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm			
		Valor	6	4	2	2	0			
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta			
Valor	6	5	3	1	0					
5	Flujo de agua en las juntas	Relación Pagua / Ppric.	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5			
		Condiciones Generales	Completamente secas	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteando	Agua Fluyente			
	Valor	15	10	7	4	0				

Fuente: (González de Vallejo 2004)

El RMR es una clasificación geomecánica, en la que se tienen en cuenta los siguientes parámetros del macizo rocoso.

1. Resistencia del material intacto que se obtiene mediante ensayo de carga puntual o compresión simple.
2. RQD.
3. Espaciado de las discontinuidades, hace referencia a la longitud entre discontinuidades dentro de la zona a estudio.
4. Condición de las discontinuidades, que incluye:
 - Longitud de la discontinuidad
 - Abertura
 - Rugosidad
 - Relleno
 - Alteración
 - Presencia de agua subterránea

A cada uno de los parámetros anteriores se le asigna un valor, el RMR se obtiene como la suma de todos ellos.

$$\text{RMR} = 1 + 2 + 3 + 4 + 5$$

Hay que tener en cuenta que existen dos versiones para la obtención del RMR, el RMR76, del año 1976 y el RMR89, del año 1989. La diferencia reside en los valores que se le asignan a los parámetros de: presencia de agua subterránea, condición de las discontinuidades, y RQD conjuntamente con el espaciado de las discontinuidades.

Se añadieron también a la clasificación recomendaciones para el sostenimiento de túneles según las cinco clases de roca. En la tabla se muestra las recomendaciones para excavación y sostenimiento de túneles (Bienawski 1989). Esta clasificación es muy conocida y se aplica sistemáticamente para muchos estudios de túneles, junto con la clasificación de Barton (1974).

Tabla 2.4 Recomendaciones indicativas para la excavación y el sostenimiento de túneles

CLASE	RMR	EXCAVACION	SOSTENIMIENTO		
			BULONES (Longitud en m)	HORMIGON PROYECTADO	CERCHAS METÁLICAS
I Muy Buena	81-100	Sección completa (3m)	Ocasionalmente	No necesario	No necesarias
II Buena	61-80	Sección completa (1-15m). Sostemiento terminado a 20m del avance.	Localmente en clave L=3m. Espaciados a 2.5 m.	50mm en clave donde sea necesario	No necesarias
III Media	41-60	Avance y destroza (1.5-3m en avance) sostenimiento empezado en el frente y terminado a 10 m del frente	Sistemáticamente en clave y hastial. L=4m. Espaciados 1.5 a 2.0 m.	50-100mm en clave 30mm en hastiales	No necesarias
IV Mala	21-40	Avance y destroza (1.0-1.5m en avance) sostenimiento empezado simultáneamente con la excavación y hasta 10 m del frente	Sistemáticamente en clave y hastial. L=4 a 5 m espaciados a 10-15m.	100-150mm en clave 100mm en hastiales	Ligeras a medias espaciadas a 1.5m donde sea necesario
V Muy Mala	1-20	Galerías múltiples (0.5-1.5 en avance) Sostemiento simultaneo con la excavación. Hormigón proyectado inmediatamente después de la voladura	Sistemáticamente en clave y hastial. L=5 a 6m espaciados a 1.0-1.5m. Con Mallas bulonar la contraboveda.	150-200mm en clave 150mm en hastiales 50mm en el frente	Medias a pesadas espaciadas a 0.75m con forro y donde sea necesario contraboveda

Fuente: (Bieniawski, 1976)

2.2.3.3. ÍNDICE GEOLÓGICO DE RESISTENCIA (GSI)

El índice de Resistencia Geológica (GSI, Geological Strength Index), desarrollada por Hoek y Brown (1997) citada por González de Vallejo (2004). Se basa en estimaciones cualitativas, y en modelos simples, que rara vez coinciden con las condiciones reales. Ya que las observaciones debían ser realizadas por geólogos o Ingenieros geólogos cuantificadores, es por lo cual Hoek (2013), presenta. Una cuantificación de la tabla GSI sobre la base de dos parámetros bien establecidos, las condiciones de las discontinuidades y el RQD



Figura 2.4 Sistema de clasificación de la masa rocosa, 2000
Fuente: (Marinos, December 2000)

Tabla 2.5. Índice de Resistencia Geológica (GSI)

Calidad del macizo	Clase	GSI
Muy mala	V	0 - 20
Mala	IV	21 - 40
Regular	III	41 - 60
Buena	II	61 - 80
Muy buena	I	81 - 100

Fuente: Hoek 1998; Marinos y Hoek, 2000.

2.2.3.4. ÍNDICE DE CALIDAD Q

El método de clasificación de Barton (1974) se desarrolló para estimar la fortificación de túneles en función del índice Q de calidad geotécnica, definido como:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n}\right) * \left(\frac{J_r}{J_a}\right) * \left(\frac{J_w}{SRF}\right)$$

RQD: La designación de la calidad de la roca definida por Deere, que puede variar de 0 en macizos rocosos de muy mala calidad y a 100 en macizos rocosos de excelente calidad.

Jn: Un coeficiente asociado al número de sets de estructuras presentes en el macizo rocoso “Joint Set Number”. Este puede variar de 0.5 en macizo masivo o con pocas estructuras y a 20 en roca totalmente disgregada o triturada.

Tabla 2.6 Valores del coeficiente Jn

Caso	Condición	Jn	
- AUMENTA LA BLOCOSIDAD DEL MACIZO →	A	Macizos rocosos masivos, sin o con muy pocas estructuras.	0.5 a 1
	B	Macizos rocosos con un único set de estructuras.	2
	C	Macizos rocosos con un set de estructuras más estructuras aleatorias.	3
	D	Macizos rocosos con dos sets de estructuras.	4
	E	Macizos rocosos con dos sets de estructuras más estructuras aleatorias.	6
	F	Macizos rocosos con tres sets de estructuras.	9
	G	Macizos rocosos con tres sets de estructuras más estructuras aleatorias.	12
	H	Macizos rocosos con cuatro o más sets de estructuras, con muchas estructuras aleatorias, con bloques cúbicos, etc.	15
	J	Macizo rocoso totalmente desintegrado, similar a un suelo granular.	20

Fuente: (Barton N, 2002)

Jr: Coeficiente asociado a la rugosidad de las estructuras presentes en el macizo rocoso o “Joint Roughness Number”. Puede variar de 0.5 para estructuras planas y pulidas. A 5 en estructuras poco persistentes espaciadas a más de 3 m.

Tabla 2.7 Valores del coeficiente Jr

Caso	Condición	<i>Jr</i>	
---- DISMINUYE LA RUGOSIDAD DE LA ESTRUCTURA ---->	(a) Hay contacto entre las cajas de la estructura.		
	(b) Desplazamientos de corte menores que 10 cm producen contacto entre las cajas de la estructura.		
	A	Estructuras discontinuas o que presentan puentes de roca.	4
	B	Estructuras onduladas y rugosas (o irregulares).	3
	C	Estructuras onduladas y lisas.	2
	D	Estructuras onduladas y pulidas	1.5
	E	Estructuras planas y rugosas.	1.5
	F	Estructuras planas y lisas.	1
	G	Estructuras planas y pulidas	0.5
	(c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las cajas de la estructura.		
H	Estructura con rellenos arcillosos de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas de la estructura.	1.0	
J	Estructura con rellenos de roca molida y/o materiales granulares de espesor suficiente como para impedir el contacto entre las cajas de la estructura.	1.0	

Fuente: (Barton N, 2002)

Ja: “Joint Alteration Number”, este coeficiente está asociado a la condición o grado de alteración de las estructuras presentes en el macizo rocoso que puede variar de 0.75 vetillas selladas en roca dura con rellenos resistentes y no degradables y a 20 estructuras con rellenos potentes de arcilla.

Tabla 2.8 Valores del coeficiente Ja

Caso	Condición	ϕ	Ja	
ESTRUCTURA →	(a) Hay contacto entre las cajas de la estructura.			
	A	Estructuras bien trabadas y selladas con rellenos duros, impermeables, y que no se ablandan (cuarzo, epidota, etc.).	---	0.75
	B	Estructuras con cajas no alteradas, que solo presentan pátinas locales.	25° a 35°	1
	C	Estructuras con cajas ligeramente alteradas. Pátinas de materiales que no se ablandan y libres de finos: arenas, roca molida, etc.	25° a 30°	2
	D	Estructuras con pátinas limo arenosas, con poco contenido de arcillas, que no se ablandan.	20° a 25°	3
ALTERACIÓN DE LA	E	Estructuras con pátinas de minerales arcillosos de baja fricción y que se ablandan (caolinita, micas, etc.). Estructuras con pátinas de clorita, talco, yeso, grafito, etc. Estructuras con pequeñas cantidades de arcillas expansivas (pátinas discontinuas, de 1 a 2 mm de potencia).	8° a 16°	4
	(b) Desplazamientos de corte menores que 10 cm producen contacto entre las cajas de la estructura.			
	F	Estructuras con rellenos de arenas y/o roca molida, libres de arcilla.	25° a 30°	4
	G	Estructuras con rellenos de arcillas muy preconsolidadas, que no se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm).	16° a 24°	6
	H	Estructuras con rellenos de arcillas algo a poco preconsolidadas, que se ablandan (rellenos continuos, con espesores < 5 mm).	12° a 16°	8
LA AUMENTA	J	Estructuras con rellenos de arcillas expansivas (montmorillonita, rellenos continuos, con espesores < 5 mm). El valor de Ja depende del contenido de arcilla, de la exposición al agua, etc.	6° a 12°	8 a 12
	(c) Los desplazamientos de corte no producen contacto entre las cajas de la estructura.			
	K, L, M	Estructuras con rellenos de desintegrada o triturada y arcillas (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso).	6° a 24°	6, 8 o 8-12
	N	Estructuras con rellenos potentes de arenas limosas o limo-arcillosas, con poco contenido de arcillas (que no se ablandan).	---	5
	O, P, R	Estructuras con rellenos potentes de salbanda arcillosa (ver G, H, J para descripciones del material arcilloso).	6° a 24°	10, 13 o 13-20

Fuente: (Barton N, 2002)

Jw: Es un coeficiente asociado a la condición de aguas en las estructuras presentes en el macizo rocoso “Joint Water Reduction Factor”, que puede variar de 0.05 flujo notorio de aguas, permanente o que no decae en el tiempo y a 1, estructuras secas o con flujos mínimos de agua.

Tabla 2.9 Valores del coeficiente J_w

Caso	Condición		p_w (MPa)	J_w
--- AUMENTAN LAS INFILTRACIONES ↑	A	Túneles secos o con infiltraciones menores (5 Lt/min localmente o solo en algunos sectores)	< 0.1	1
	B	Infiltraciones y presiones moderadas, que ocasionalmente causan el lavado del relleno de las estructuras.	0.1 a 0.25	0.66
	C	Infiltraciones y presiones importantes en roca competente con estructuras sin relleno.	0.25 a 1.0	0.5
	D	Infiltraciones y presiones importantes que causan lavado de los rellenos de las estructuras.		0.33
	E	Infiltraciones muy importantes y a presión gavilladas por las tronaduras, pero decaen con el tiempo.	> 1.0	0.1 a 0.2
	F	Infiltraciones excepcionalmente altas con presiones que continúan sin decaer con el tiempo.		0.05 a 0.1

Fuente: (Barton N, 2002)

SRF: “Stress Reduction Factor” es un coeficiente asociado al posible efecto de la condición de esfuerzos en el macizo rocoso, que puede variar de 0.05 concentraciones importantes de esfuerzos en roca competente y a 400 potencial ocurrencia de estallidos de roca.

Tabla 2.10 valores del coeficiente SRF

Caso	Condición	SRF
(a) Zonas débiles intersectan la posición que tendrá la excavación subterránea, lo que puede causar aflojamiento (loosening) del terreno cuando se desarrolle la excavación subterránea.		
A	Aparecen múltiples zonas débiles que contienen salbanda arcillosa o roca químicamente desintegrada, con roca suelta en su periferia (a cualquier z).	10
B	Aparece una zona débil que contiene salbanda arcillosa o roca químicamente desintegrada, con roca suelta en su periferia ($z \leq 50$ m).	5
C	Aparece una zona débil que contiene salbanda arcillosa o roca químicamente desintegrada, con roca suelta en su periferia ($z > 50$ m).	2.5
D	Aparecen múltiples zonas débiles, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcilla (a cualquier z).	7.5
E	Aparece una zona débil, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcilla ($z \leq 50$ m).	5
F	Aparece una zona débil, con roca suelta en su periferia, en un macizo rocoso competente y libre de arcilla ($z > 50$ m).	2.5
G	Macizo rocoso muy fracturado, con estructuras abiertas que definen bloques en forma de cubos (a cualquier z).	5

(b) Macizos rocosos competentes, problemas asociados a concentraciones de esfuerzos.		<i>UCS/S₁</i>	σ_{θ} / UCS	<i>SRF</i>
H	Estado tensional de magnitud baja, estructuras superficiales abiertas.	> 200	< 0.01	2.5
J	Estado tensional de magnitud moderada, condición de esfuerzos es favorable.	10 a 200	0.01 a 0.3	1
K	Estado tensional de magnitud alta, estructuras bien trabadas (usualmente favorable para la estabilidad, aunque puede presentar problemas en las cajas).	5 a 10	0.3 a 0.4	0.5 a 2.0
L	Macizo rocoso masivo que presenta lajamientos moderados 1 hora después del desarrollo de la excavación subterránea.	3 a 5	0.5 a 0.65	5 a 50
M	Macizo rocoso masivo que presenta lajamientos e incluso estallidos de roca poco después del desarrollo de la excavación subterránea.	2 a 3	0.65 a 1.0	50 a 200
N	Macizos rocosos que sufren notorios estallidos de roca y deformaciones inmediatas después del desarrollo de la excavación subterránea.	< 2	> 1	200 a 400
(c) Macizos rocosos que fluyen plásticamente (squeezing rock).				
O	El flujo plástico genera presiones leve a moderadas.	1 a 5	5 a 10	
P	El flujo plástico genera presiones importantes.	> 5	10 a 20	
(d) Macizos rocosos expansivos (swelling rock), expansión o hinchamiento debido a reacciones químicas causadas por la presencia de agua.				
R	El hinchamiento genera presiones leves a moderadas.	5 a 10		
S	El hinchamiento genera presiones importantes.	10 a 15		
S ₁	El esfuerzo mayor in situ			
σ_{θ}	es el máximo esfuerzo tangencial en el contorno de la excavación			

Fuente: (Barton N, 2002)

Respecto a la precisión de la calificación del macizo rocoso mediante el índice Q, puede considerarse lo siguiente:

Tabla 2.11 Índice de la calidad de la roca de acuerdo al factor Q

Calidad Excepcionalmente Buena:	$400 \leq Q < 1000$	→	$\Delta Q \approx \pm 100$
Calidad Extremadamente Buena:	$100 \leq Q < 400$	→	$\Delta Q \approx \pm 40$
Calidad Muy Buena:	$40 \leq Q < 100$	→	$\Delta Q \approx \pm 8$
Calidad Buena:	$10 \leq Q < 40$	→	$\Delta Q \approx \pm 3$
Calidad Regular:	$4 \leq Q < 10$	→	$\Delta Q \approx \pm 1.5$
Calidad Mala:	$1 \leq Q < 4$	→	$\Delta Q \approx \pm 0.3$
Calidad Muy Mala:	$0.1 \leq Q < 1$	→	$\Delta Q \approx \pm 0.01$
Calidad Extremadamente Mala	$0.01 \leq Q < 0.1$	→	$\Delta Q \approx \pm 0.005$
Calidad Excepcionalmente Mala	$0.001 \leq Q < 0.01$	→	$\Delta Q \approx \pm 0.0005$

Fuente: (Barton, Lien y Lunde, 1974)

2.2.3.5. DIMENSIÓN EQUIVALENTE (*De*)

La dimensión equivalente es la relación de la dimensión mayor de la excavación D a un diámetro “equivalente”, que se define como $De = D/ESR$.

La expresión para la dimensión equivalente *De* esta dada por:

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

2.2.3.6. RELACIÓN DE SOPORTE DE LA EXCAVACIÓN (*ESR*)

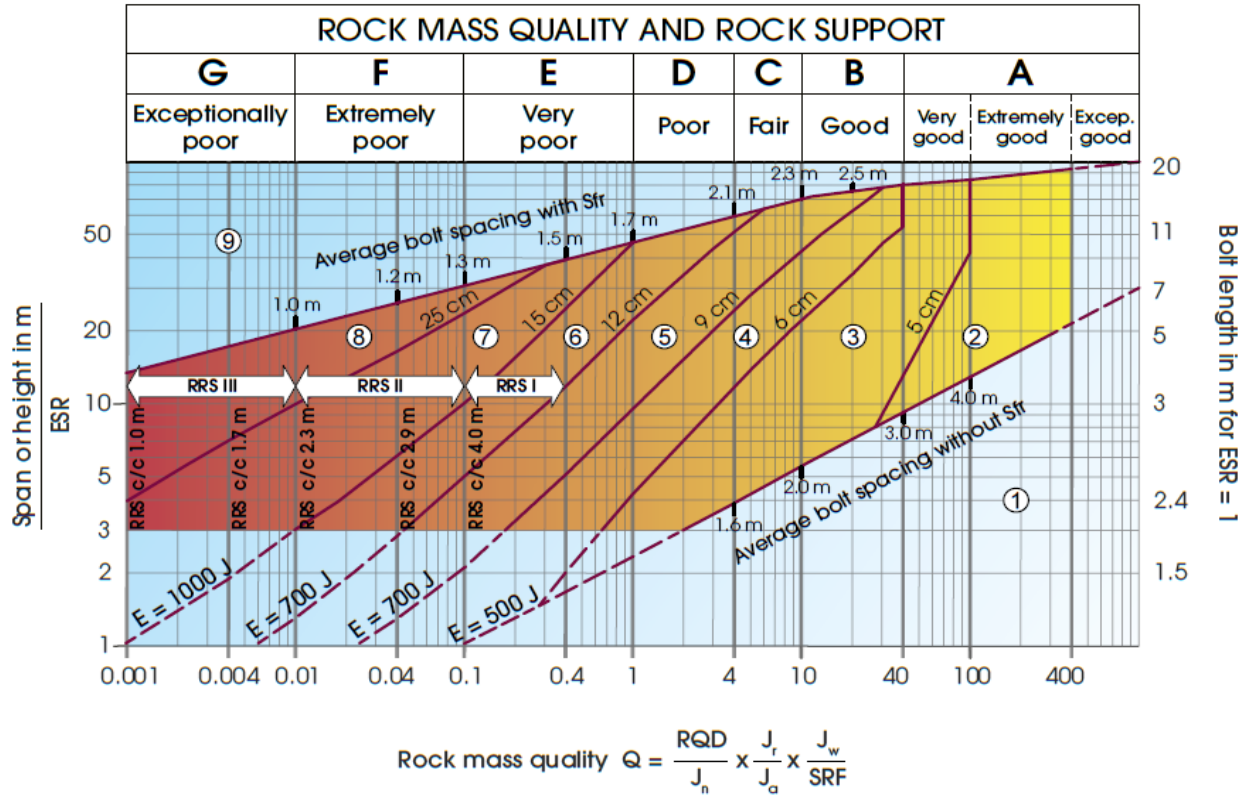
El grado de importancia de la excavación es definido mediante el índice ESR (Excavation Support Ratio) que viene a ser un factor de seguridad. Los valores de ESR aparecen en la tabla 2.9 la referencia (ESR=1.6) corresponde típicamente a “excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de aguas para hidroeléctricas, (con la excepción de las cámaras de alta presión para

compuertas), túneles pilotos (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.

Tabla 2.12 Tipo de excavación versus ERS (Relación de soporte de la excavación)

Tipos de excavación	ESR
A. Excavaciones mineras temporales	3-5
B. Piques verticales i) sección circular ii) sección cuadrada y rectangular	2.5 2.0
C. Excavaciones mineras permanentes túneles de conducción de aguas para hidroeléctricas, (con la excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles pilotos (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
D. Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión,	1.3
E. Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1
F. Estaciones nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.8
G. Cavernas y túneles muy importantes de una gran vida útil, túneles para cañerías de gas	0.5

Fuente: (Barton N, 2002)






Support categories

1. Unsupported or spot bolting
2. Spot bolting, **SB**
3. Systematic bolting, fibre reinforced sprayed concrete, 5 - 6 cm, **B+Sfr**
4. Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 6 - 9 cm **Sfr (E500) + B**
5. Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 9 - 12 cm **Sfr (E700) + B**
6. Fibre reinforced sprayed concrete and bolting, 12 - 15 cm + reinforced ribs of sprayed concrete and bolting, **Sfr (E700) + RRS I + B**
7. Fibre reinforced sprayed concrete > 15 cm + reinforced ribs of sprayed concrete and bolting, **Sfr (E1000) + RRS II + B**
8. Cast concrete lining, **CCA** or **Sfr (E1000) + RRS III + B**
9. Special evaluation

Bolts spacing is mainly bases on $\varnothing 20$ mm
 E = Energy absorption in fibre reinforced sprayed concrete
 ESR = Excavation Support Ratio
 Areas with dashed lines have no empirical data

RRS - spacing related to Q-value

- | | |
|--|--|
|  | Si30/6 $\varnothing 16 - \varnothing 20$ (span 10 m)
D40/6 + 2 $\varnothing 16 - 20$ (span 20 m) |
|  | Si35/6 $\varnothing 16 - 20$ (span 5 m)
D45/6+2 $\varnothing 16 - 20$ (span 10 m)
D55/6+4 $\varnothing 20$ (span 20 m) |
|  | D40/6+4 $\varnothing 16 - 20$ (span 5 m)
D55/6+4 $\varnothing 20$ (span 10 m)
Special evaluation (span 20 m) |

Si30/6 = Single layer 6 rebars,
 30 cm thickness of sprayed concrete
 D = Double layer of rebars
 $\varnothing 16$ = Rebar diameter is 16 mm
 c/c = RSS spacing, centre - centre

Figura 2.5 Categorías de sostenimiento estimadas, basadas en el índice de calidad tunelera Q.
 Fuente: (Barton, 1993)

Tabla 2.13 La relación entre clases de roca (sistema Q) y clases de seguridad

Clase de roca	Condiciones de la roca Q - valor(1)	Apoyo o tipo de sostenimiento (2)
A/B	Macizo rocoso débilmente articulado medida de espaciamiento entre las juntas > 1m. Q = 100-10	Clase de apoyo I - Pernos dispersos. - Shotcrete B35 E700, grosor 80 mm.
C	Macizo rocoso moderadamente articulado medida de espaciamiento entre las juntas 0.3-1 m. Q = 10 - 4	Clase de apoyo II - Empernado sistemático, centros/centros (c/c) 2 m. - Shotcrete B35 E700, grosor 80 mm.
D	Macizo rocoso fuertemente articulado medida de espaciamiento entre las juntas < 0.3 m. Q = 4 - 1	Clase de apoyo III - Shotcrete B35 E1000, grosor 80 mm. - Empernado sistemático, c/c 1.75 m.
E	Macizo rocoso muy pobre Q = 0.1-1	Clase de apoyo IV - Empernado en Q <0,2, ϕ 25 mm, máx c / c 300 mm - Shotcrete B35 E1000, grosor 150 mm. - Empernado sistemático, c/c 1.5 m. - Rocío de hormigón armado con arcos en Q <0.2 dimensión del arco E30 / 6 ϕ 20 mm, c / c 2 - 3 m, los arcos se atornillan sistemáticamente a 1,5 m, longitud 3 - 4 m.
F	Macizo rocoso extremadamente pobre Q = 0.01-0.1	Clase de apoyo V - Empernado, c / c 200 - 300 mm, ϕ 32 mm o estancias autoperforantes. - Shotcrete B35 E1000, grosor 150 - 250 mm. - Empernado sistemático, c / c 1.0 - 1.5 m. - Shotcrete , dimensión del arco D60 / 6 + 4, ϕ 20 mm, c / c 1.5 - 2 m, los arcos se atornillan sistemáticamente a 1,0 m, longitud 3 - 6 m.
G	Masa de roca excepcionalmente pobre, masa rocosa suelta. Q < 0.01.	Clase de apoyo VI - La conducción y la sujeción permanente están especialmente diseñadas.

(1) Los valores Q se dan de acuerdo a la compresión uniaxial. UCS = 100 MPa (Barton 2007).

(2) Dimensiones del arco.

Fuente: (Barton y Grimstad, 1994)

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Argilización: Proceso de transformación de los feldespatos y otros silicatos aluminicos en arcilla. Las rocas argilizadas, generalmente son incompetentes (Ramírez, 2004).

Autosostenimiento: También llamado autosoporte, de una excavación subterránea en rocas masiva y estructural, según el contorno de la línea de corte; estabilidad de una excavación en un tiempo definido, sin elementos de soporte. (Marinos, 2000)

Deformación: Deformación referida a la sección de excavación, afectando la geometría de la abertura, como consecuencia de la aplicación de un campo de tensiones. (Córdova, 2004)

Discontinuidades: Son superficies de debilidad que imparten a las rocas una condición de anisotropía de resistencia, es decir, denotan una interrupción en la integridad mecánica de la roca. Para fines descriptivos se emplea el término genérico, discontinuidad, con el objeto de referirse indistintamente a diaclasas, fallas, foliaciones, estratificación y pseudoestratificación; teniendo en cuenta que la resistencia al cizallamiento en estas superficies, siempre es menor que la resistencia de la roca intacta que constituye el macizo (Sloss, 1963).

Estructural: Está estrechamente relacionado a aspectos de las ciencias del comportamiento de materiales, de la física en estado sólido, con los avances en el campo de la geología estructural. Estableciendo la historia de desplazamientos, deformaciones, esfuerzos, velocidades de deformación, temperaturas y presiones sufridas por la corteza y la parte superior del manto terrestre asociado a ella. Desde luego son estas estructuras tales como: pliegues, fallas, foliaciones, lineaciones y diaclasas. (Bruce Edward, et al., 1981, p 339).

Factor de seguridad: Es un concepto que se origina del método de equilibrio límite en el análisis de estabilidad. Este factor es un índice que expresa la relación entre: la resistencia la corte media del material del macizo a lo largo de una potencial superficie de ruptura vs. La resistencia de corte estrictamente necesaria para mantener el terreno en equilibrio (Suárez, 2016).

Gauge: material Blando (panizo), a lo largo de las paredes de la roca encajonante, en depósito mineral o una falla. (Ordoñez, 2016)

Geomecánica: Es la ciencia que estudia la respuesta mecánica de los materiales geológicos, es decir la conducta de los suelos y rocas y esta es la unión de la Mecánica de Suelos más la Mecánica de Rocas (Mitchell, 2012)

Junta: Indica un plano de división, a lo largo del cual no existen desplazamientos sensibles. Una junta puede ser abierta o cerrada. (Romana, 2001)

Línea de corte: fractura de la roca, especificando la frontera delineada, que existe en la roca fija al macizo rocoso y la roca suelta. (Ortiz, 2009)

Tensiones: Es un sistema de fuerzas internas dentro de un cuerpo. Que se establece como reacción a una fuerza externa tendente a cambiar su forma o volumen. Cualquier sistema de esfuerzos se descompone en dos fuerzas que actúan en direcciones opuestas en cada uno de los lados del plano: el plano de máximo esfuerzo. Los geólogos tienden a utilizar el término esfuerzo para describir los efectos que surgen a partir de fuerzas externas. (Ruiz, 2001)

Sistemas de Discontinuidades: El número de sistemas de discontinuidades condiciona de forma importante el aspecto del macizo rocoso y su comportamiento mecánico. La orientación de las diferentes sistemas o familias con respecto a una obra o instalación sobre el terreno condiciona, además, la estabilidad o inestabilidad de la misma. (Brown, 1988)

Alteración de Paredes: El grado de alteración o meteorización debe ser estimado para el macizo rocoso en su conjunto. Se precisa de la observación directa de la roca, aunque en ocasiones será necesario fragmentar un trozo de roca para observar la alteración de la matriz rocosa.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA

La zona de estudio del túnel del nivel 5 de la Mina Paredones, se encuentra SW de la ciudad de Cajamarca, perteneciente al Departamento de Cajamarca, Provincia de San Pablo y Distrito de San Bernardino, en la zona Norte del país. Correspondiente al cuadrángulo de Cajamarca (15 - f), con coordenadas: UTM – DATUM – WGS84 – ZONA - 17S. Las coordenadas de bocamina son: 9204708N – 740509E



Figura 3.6 Ubicación de las instalaciones de la Mina Paredones.

3.2. ACCESIBILIDAD

El acceso al área de estudio tiene como punto de partida desde la ciudad de Cajamarca con orientación NW a Porcón siguiendo la misma carretera pavimentada, hasta cierto tramo y finalmente cambiando de orientación SW a carretera pavimentada en buenas condiciones, hasta llegar a San Pablo y finalmente llegando a la zona de estudio Mina Paredones.

Tabla 3.14 Acceso al área de investigación Nivel 5

Tramo		Estado de vía	Vía	Transporte	Recorrido	
De	A				Distancia (Km.)	Tiempo (h.)
Cajamarca	Porcón	Regular	Terrestre	Camioneta	24	00:40
San Pablo	Mina Paredones	Buena	Terrestre	Camioneta	80	01:10

3.3. CLIMA

El clima predominante es cálido en el día y templado durante la noche con una temperatura promedio de 18 - 20°C y 88% de humedad en invierno, buen sol y escasas lluvias durante el año. La estación meteorológica tipo: convencional – San Pablo – 000319, con Latitud: 7° 7' 04'', Longitud: 78° 49' 51'' y cota: 2190 msnm.; se encuentra en el Distrito: San Pablo, Provincia: San Pablo y Departamento: Cajamarca.

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
Temperatura media (°C)	22.5	22.9	22.6	21.6	20.1	19.1	18.6	18.7	19.3	19.8	20.5	21.2
Temperatura mín. (°C)	16.5	17.1	16.8	15.8	14	12.9	12.6	12.7	13.5	13.9	14.4	14.9
Temperatura máx. (°C)	28.5	28.8	28.4	27.5	26.3	25.3	24.7	24.8	25.2	25.7	26.6	27.6
Temperatura media (°F)	72.5	73.2	72.7	70.9	68.2	66.4	65.5	65.7	66.7	67.6	68.9	70.2
Temperatura mín. (°F)	61.7	62.8	62.2	60.4	57.2	55.2	54.7	54.9	56.3	57.0	57.9	58.8
Temperatura máx. (°F)	83.3	83.8	83.1	81.5	79.3	77.5	76.5	76.6	77.4	78.3	79.9	81.7
Precipitación (mm)	39	52	79	31	6	2	1	0	5	16	9	15

Figura 3.2. Diagrama valores estadístico de la precipitación en Chilette

Fuente: SENAMHI, 2017.

3.4. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación es no experimental, es decir una investigación de campo; dónde se utilizó el método deductivo – inductivo, ya que a partir de datos particulares de muestreo se llegó a una generalización, en este caso, la caracterización geomecánica de los macizos rocosos del túnel Nivel 5 de la Mina Paredones

Tabla 3.15 Clasificación de la investigación

Clasificación	Categorías
Tipo	Básica
Nivel	Analítica
Diseño	No experimental
Método de investigación	Inductivo - deductivo

Fuente: (Hernández 2014)

3.5. TIPO, NIVEL, DISEÑO Y MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

La metodología empleada consiste en una investigación descriptiva e interpretativa, tomando como base los datos obtenidos en campo, para su interpretación en la etapa de gabinete, así mismo reconocer las unidades litológicas y estructurales que abarca el área de estudio, con lo que se genera las conclusiones y recomendaciones.

Exploración – observación – correlacional – explicativa.

3.6. PROCEDIMIENTO

4.7.1. ETAPA DE PRE-CAMPO

Planificación, recopilación de información y análisis de ortofotos satelitales.

4.7.2. ETAPA DE CAMPO

En esta etapa se realizaron las siguientes actividades:

- ✓ Revisión y análisis de la información disponible.
- ✓ Reconocimiento geológico-geomorfológico de la zona.
- ✓ Mapeo geotécnico de exposiciones rocosas subterráneas.
- ✓ Ensayos in-situ con la picota para estimar la resistencia compresiva de la roca.
- ✓ Mapeo geotécnico del macizo rocoso mediante el registro geomecánico de tablas didácticas y toma de muestras rocosas para reconocimiento macroscópico de las unidades litológicas
- ✓ Recopilación de información adicional (planos, informes, etc.), de interés para el estudio.

4.7.3. ETAPA DE GABINETE

En esta etapa se procederá a la interpretación y procesamiento de la información, realizando la evaluación integral y diferenciada de los macizos rocosos, lo que permite efectuar su caracterización Geomecánica. Sobre la base de lo cual se proponen los modelos geomecánicos más representativos del comportamiento de los macizos rocosos, para lo cual se realizaron las siguientes actividades:

- ✓ Revisión de literatura especializada e información concerniente a los trabajos geomecánicos previos efectuados en Mina Condestable.
- ✓ Elaboración de los planes de trabajo, referentes a los detalles prácticos de la ejecución del estudio.

- ✓ Procesamiento y análisis de la información registrada en el mapeo geotécnico: Aplicación de técnicas estereográficas y estadística convencional.
- ✓ Evaluación de las propiedades físico-mecánicas de la roca intacta, discontinuidades y masa rocosa.
- ✓ Clasificación geomecánica de la masa rocosa, a partir de la información procesada del mapeo geotécnico.
- ✓ Zonificación geomecánica.
- ✓ Evaluación de los factores complementarios de influencia sobre la estabilidad (Agua subterránea, esfuerzos, voladura).
- ✓ Preparación de los datos de entrada y ejecución de los análisis de estabilidad (diseño).
- ✓ Establecimiento de las alternativas de minado, referentes a las medidas de control de la estabilidad y a la recuperación del mineral remanente.
- ✓ Redacción de la tesis.

3.7. DEFINICIÓN DE VARIABLES

Tabla 3.16 Variable independiente y dependiente

	VARIABLES INDEPENDIENTES	VARIABLE DEPENDIENTE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	PARÁMETRO
Componentes	V-01 : Litología				
	1	Formación litológica	Originada por eventos volcánicos	Potencia	m.
	2	Alteraciones	Por estar expuesta a agentes meteóricos	Área Longitud	Km ² . m.
Componentes	V-02 : Estructuras				
	1	Discontinuidades	Estructura definida por planos de debilidad	Longitud	m.
	2	Fallas	Estructura con movimiento cinemático	Longitud	m.
Componentes	3	Veta	inestabilidad Estructura mineralizada	Área/Volumen	Km ² ./Tn
	V-03 : Hidrogeológicos				
	1	Acuíferos	Capacidad de almacenar y transmitir agua subterránea	Área/ Espesor promedio	Km ² . m.
Componente	2	Líneas de flujo	Recorrido de las líneas de flujo en los acuíferos	Dirección	NW
	V-04 : Tensiones				
	1	Orientación	Dato adimensional	Grados	C°
Componente	2	Magnitud	Datos numéricos de tensiones	Esfuerzo	MPa.
	3	Sostenimiento	Fortificación en la periferie de la excavación	Área/ longitud	m ² . m.

3.7.1 EQUIPOS Y MATERIALES

Durante el desarrollo de la presente tesis, fue necesario aplicar técnicas de observación, descripción e interpretación, a través de trabajos de campo y gabinete, así como el empleo de materiales y equipos, tales como:

3.7.1.1. *EQUIPOS*

GPS (Global Positional System) Equipo Garmin para medir en superficie mediante el SIG; a través de sus coordenadas UTM (Universal Transversal de Mercator), Brújula Brunton, Lupa de 20x, Protactor, Picota.

3.7.1.2. *MATERIALES*

- ✓ **Plano topográfico:** se utilizó como base para el cartografiado geológico en el sistema (WGS 84) escala: 1/50 000.
- ✓ **Plano geológico:** del cuadrángulo geológico de Cajamarca (1/100 000) obtenidos de la Carta Geológica Nacional del INGEMMET.
- ✓ **Picota:** para medir la resistencia de la de la roca a la compresión Uniaxial
- ✓ **Linterna y batería:** fue necesaria ya que el túnel no cuenta con iluminación.
- ✓ **Respirador:** la ventilación del túnel no está en funcionamiento y hay partículas en suspensión las cuales dificultan la respiración.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. GEOLOGÍA REGIONAL

La región de Chilete está conformada litológicamente por basamento Cretáceo (compuesto por rocas silicocásticas del Grupo Goyllarisquizga, la cual infrayace a unidades litológicas como la formación Inca, Chulec, Pariatambo y del cretáceo superior) llegando a los volcánicos del Paleógeno – Neógeno (Grupo Calipuy, Volcánico Chilete). Las rocas sedimentarias Cretácico tienen dos orientaciones bien marcadas (NW-SE). Estas rocas sedimentarias de origen marino en el norte del Perú fueron depositados en la cuenca oeste peruana (Wilson, 2000) en un régimen de subducción marina (Mégard, 1984). Es claro que los sedimentos fueron depositados en una serie de depresiones interconectadas, cada una de las cuales fueron caracterizadas por el desarrollo de facies propias para luego ser plegadas y subsecuentemente levantadas, definiendo notoriamente la discordancia angular con la secuencia suprayacente,

El Cenozoico se encuentra caracterizado por una potente y extensa secuencia de rocas volcánicas (Grupo Calipuy) del Eoceno al Oligoceno. El área de estudio de las rocas volcánicas incluye algunas litologías como: flujos piroclásticos, y domos andesíticos porfiríticos, de composición intermedia, la andesita es de color gris verdoso y probablemente son en su mayoría de la edad Miocénica. Las rocas volcánicas están mayormente expuestas de norte a sur. Constituyendo en discordancia angular sobre todas la unidades descritas anteriormente se tiene una variedad de depósitos Cuaternarios y Coluviales localizándose en las zonas elevadas, los Aluviales en las quebradas, laderas de valle y finalmente fluvio aluviales en los lechos de los ríos

Tectónicamente las rocas sedimentarias Cretácicas del norte del Perú, fueron deformadas por esfuerzos de empuje, durante el Cenozoico por episodios orogénicos como la Fase Inca (I-IV) y Quechua (I y II) (Mégard, 1984; Benavides, 1999). Estos episodios se deben al cambio de la subducción tipo marina desde el Cenozoico temprano, siendo marcada desde este tiempo por repetitivos episodios de compresión con diferentes intensidades. Las Rocas ígneas de la Era Cenozoica durante el Paleógeno temprano de la región Chilete se relacionan con tres episodios magmáticos: el primer evento ocurre durante el Paleógeno (57 + 35 Ma.) resultando la depositación de la secuencia volcánica del Grupo Calipuy (Volcánico Llama inferior) tiene sus primera manifestaciones 54.8 Ma. Y yace discordancia sobre las rocas sedimentarias infrayacentes deformadas y plegadas por la Fase Inca I. (Davies 2002) muestra emplazamientos contemporáneas de rocas intrusivas, a las rocas volcánicas del Grupo Calipuy. Relacionando con el pico magmático Eoceno con los dos principales periodos de rápida convergencia (49.5 – 42 Ma.). La segunda de deformación ocurre en la Fase Inca II, generando estructuras geológicas producidas por la compresión directa NE-SW (Wilson, 2000) desde 43 a 42 Ma. (Benavides, 1999) hacia delante con posibles ratios de convergencia mucho más altos, entre todo esto es asociado a un continuo giro en sentido del reloj de la placa de Farallón. Durante la Época Oligocénica ocurrió la calma de la actividad magmática en el norte del Perú. Desde el Oligoceno tardío los Andes han sido sometidos a esfuerzos compresivos de cortos periodos de duración.

La Fase Quechua I (17 Ma.), define la culminación del magmatismo relacionado a los pórfidos Miocénicos ubicados en el sector oriental de la zona de estudio. Originado plegamientos en el volcánico Paleógeno – Neógeno, que en ciertos sectores son de gran extensión, por lo general son suaves, y bien amplios de orientación NW – SE, los que acompañan numerosas fallas de rumbo y conjugadas. (Macharé 1992)

4.2. GEOLOGÍA LOCAL

El túnel de la Mina Paredones se encuentra emplazada sobre pseudo-estratificaciones de roca volcánica, pertenecientes al Cenozoico del Paleógeno – Neógeno del Grupo Calipuy (conformada por el Volcánico Chilete) que es el producto del vulcanismo post-tectónico de la región cordillerana y representa un magmatismo efusivo que siguió al emplazamiento definido del batolito de la costa. Posiblemente correspondiente chimeneas volcánicas que alimentaron los niveles superiores del Grupo.

4.2.1 GRUPO CALIPUY

4.2.1.1. VOLCÁNICO CHILETE

Es predominantemente piroclástica que aflora en el pueblo de Chilete, litológicamente consiste en intercalaciones de toba de cristales, toba lítica, tobas cristalolíticas, aglomerados lenticulares y rocas volcánicas mayormente Andesitas pseudo-estratificadas que oscilan sus buzamientos entre 25 – 30°. Con proporciones volcánicas que van desde un color verdusco, por la alteración Propilítica, hasta gris claros. También hay evidencias de domos dacíticos- de color gris blanquecino.

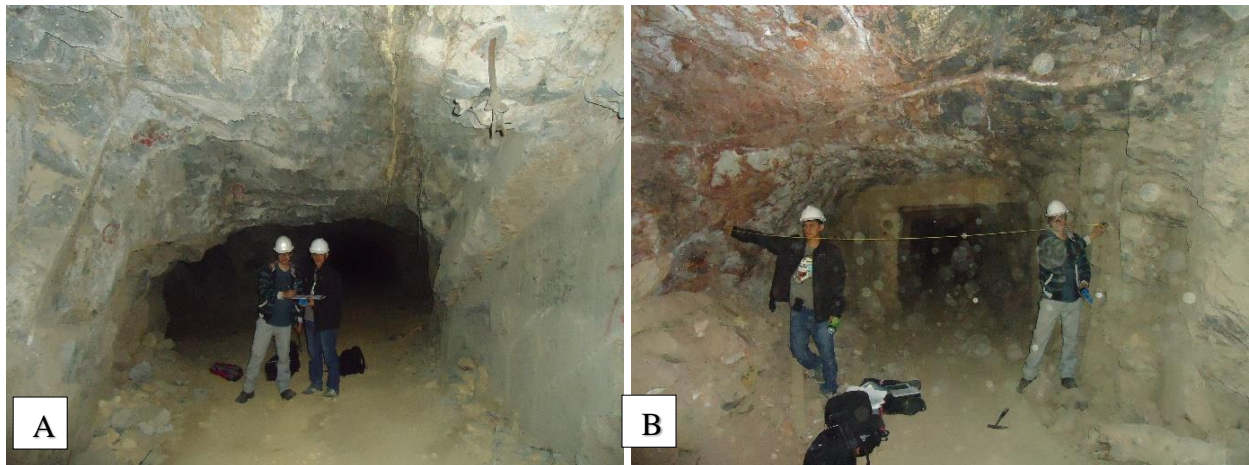


Figura 4.7 A. Roca andesita gris verdusca de calidad regular. B. Roca Traquiandesita con presencia de óxidos ubicado en el hastial derecho y alteración argílica avanzado de color rojizo de muy mala calidad conformando el hastial izquierdo.

4.3. HIDROGEOLOGÍA

Las zonas hidrogeológicas que presenta la excavación subterránea del Nivel 5 es de origen ígneo por sus condiciones geoestructurales, que permiten la circulación del agua subterránea limitada principalmente por la permeabilidad que rigen las geoestructuras presentes en el macizo rocoso. El abastecimiento y afectación de agua en las instalaciones subterráneas está relacionadas con los niveles freáticos que aparecen sobre todo a la clave y hastiales del túnel del Nivel 5, favorecida por los procesos de fracturamiento del macizo rocoso, redistribución de tensiones, y geoestructuras originan procesos de alteraciones como: Alteración Argílica, Alteración argílica Avanzada y Alteración Propilítica, al mismo tiempo facilitando la circulación de agentes meteóricos y químicos en el macizo rocoso, que han propiciado la zonificación de alteración en la roca andesítica.

Cabe señalar, no obstante lo señalado, que se dan casos esporádicos de presencia de zonas de humedad y áreas locales de goteos, asociadas al agua proveniente de las operaciones mineras que hubo como por ejemplo la perforación. El agua ha aprovechado para infiltrarse a través de las discontinuidades hacia el interior de la masa rocosa pudiendo en algunos casos tener un efecto adverso sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas.

Siendo la principal geoestructura la falla de rumbo dextral (Veta Murciélagos), interactuando como una zona de drenaje y suministro de agua subterránea en las instalaciones mineras, según (Barton N, 2002) en la tabla 2.9 del capítulo II, las infiltraciones para el túnel es $< 5 \text{ Lt/s.}$ por lo tanto el coeficiente J_w tiene un valor de 1; esto ha originado áreas específicas de flujo y goteo por humedad constante formando algunos minerales como: epsomita, calcantita, anglesita, y al mismo tiempo deterioro de los cuadros de madera y corrosión de los pernos de anclaje colocados para el sostenimiento de las labores mineras.



Figura 4.8 A. Roca andesita de coloración gris verdusca de calidad regular. B. Roca Traquiandesita con presencia de óxidos de Fe. Rellenando fracturas en el hastial derecho y una alteración Argílica Avanzada la cual le da una tonalidad rojiza sumada a ello la alteración ha originado una roca de muy mala calidad.

4.4. GEOMECÁNICA

La determinación de las características geomecánicas de la masa rocosa está basada mayormente en procedimientos empíricos debido a la aleatoriedad de los mismos. Cuando se utilizan los métodos de cálculo de la estabilidad, como los modelamientos numéricos con elementos finitos por ejemplo, se pasa a una fase de utilización de procedimientos científicos. Sin embargo, hay un componente de incertidumbre debido a la utilización de datos empíricos, por lo que se deberá tener sumo cuidado en la utilización de estos datos como por ejemplo:

La orientación de las discontinuidades de la masa rocosa, expresada en rumbo y buzamiento o en dirección de buzamiento y buzamiento, las características estructurales de las discontinuidades, como el RQD (Designación de la Calidad de la Roca), el espaciamiento, la persistencia, la apertura, la rugosidad, el relleno, la alteración o intemperización y el agua subterránea y la calidad de la masa rocosa, expresada en valores RMR o Q o GSI

Las estaciones geomecánicas de la excavación subterránea del Nivel 5 fueron nueve estaciones. Para la elaboración del modelo geotécnico fue necesario realizar una correcta evaluación de las propiedades geomecánicas de cada una de ellas. La siguiente tabla muestra un resumen de los parámetros geotécnicos, los cuales han sido empleados en el análisis de estabilidad.

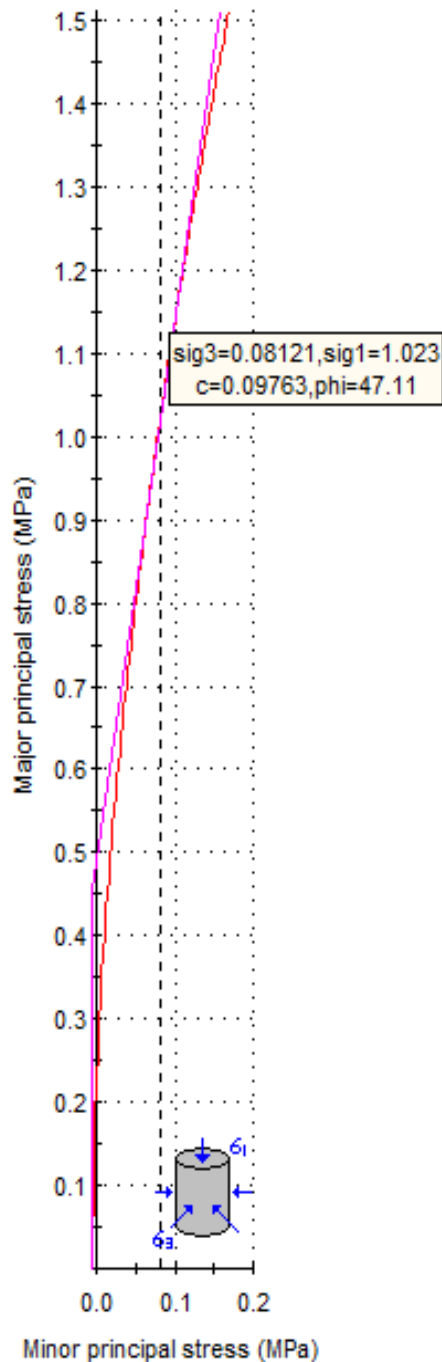
Tabla 3.17 Clasificación geomecánica de las estaciones del Nivel 5

Estación geomecánica	σ_{ci} (MPa)	RQD	RMR	GSI	Q	$D_e = \frac{\text{Ancho o altura (m)}}{ESR}$
E-1	38	36.03	46	41	4.00	2.13
E-2	75	80.88	63	58	13.48	2.09
E-3	82	76.15	64	59	7.19	2.13
E-4	85	76.03	62	57	8.45	2.03
E-5	96	90.15	59	64	10.18	1.81
E-6	105	86.18	74	69	12.56	1.81
E-7	122	83.64	65	60	13.94	2.06
E-8	115	79.36	77	72	11.76	1.75
E-9	102	75.41	59	54	12.15	2.13

Tabla 4.18 Valores del RocData en relación de las constantes de Hoek – Brown y Mohr – Coulomb de las estaciones geomecánicas

Estaciones	Criterio Hoek - Brown						Criterio Mohr - Coulomb		
	mi	D	E_i (MPa)	mb	s	E_m	a	c (MPa)	φ^o
E-1	21	1.00	12000	0.310	0.0001	550.90	0.511	0.072	49.06
E-2	29	0.80	26250	2.381	0.0017	3970.95	0.503	0.372	63.15
E-3	25	0.80	37720	2.178	0.0020	6066.71	0.503	0.571	58.57
E-4	25	0.50	38250	3.548	0.0042	9480.24	0.503	0.842	59.29
E-5	24	0.80	45120	2.816	0.0043	9722.28	0.502	0.939	58.33
E-6	25	0.80	50400	3.950	0.0091	1478.87	0.501	1.299	60.34
E-7	30	0.00	63700	7.190	0.0117	33124.00	0.503	1.555	64.37
E-8	23	0.80	43700	4.344	0.0144	13984.00	0.501	1.823	59.30
E-9	28	0.80	49500	1.811	0.0009	5829.93	0.504	0.851	53.27

Estación 1: Esta estación geomecánica se caracteriza por la presencia de dos tipos de litologías: el hastial izquierdo y la clave compuesta de alteración Argílica Avanzada, y el hastial derecho de roca Traquiandesita, con Alteración Argílica que va desde los 50 m., con medidas de sección subterránea 4.00 m. H: 2.50 m. V; correspondiente a la zona de alteración. Las inestabilidades originan caídas de bloques (zona de alteración que afecta la estabilidad). Geomecánicamente la zona de alteración argílica tiene una $\sigma_{ci} < 20$ MPa, y conforme va acercándose en contacto con el gouge (veta Murciélagos con valores: RQD = 10%, RMR < 10, GSI = 12) va aumentando su resistencia hasta llegar a la roca Traquiandesita (roca caja piso).



Hoek-Brown Classification

intact uniaxial comp. strength (σ_{ci}) = 38 MPa
 GSI = 41 m_i = 21 Disturbance factor = 1
 intact modulus (E_i) = 12000 MPa

Hoek-Brown Criterion

m_b = 0.310 s = 0.0001 a = 0.511

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 0.072 MPa friction angle = 49.06 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.007 MPa
 uniaxial compressive strength = 0.251 MPa
 global strength = 2.666 MPa
 modulus of deformation = 500.90 MPa

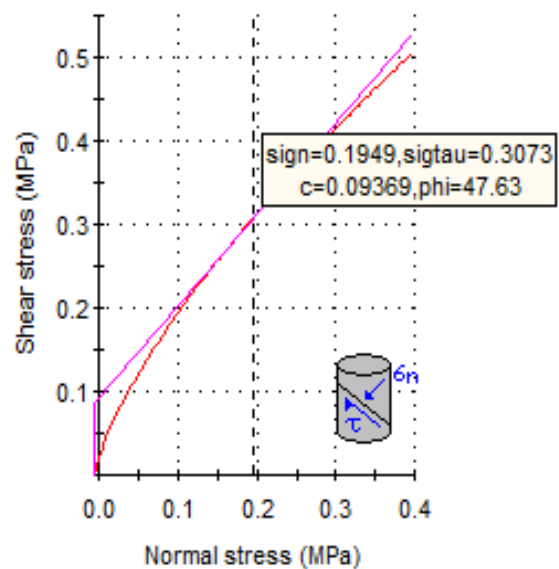


Figura 4.9. Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 1, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

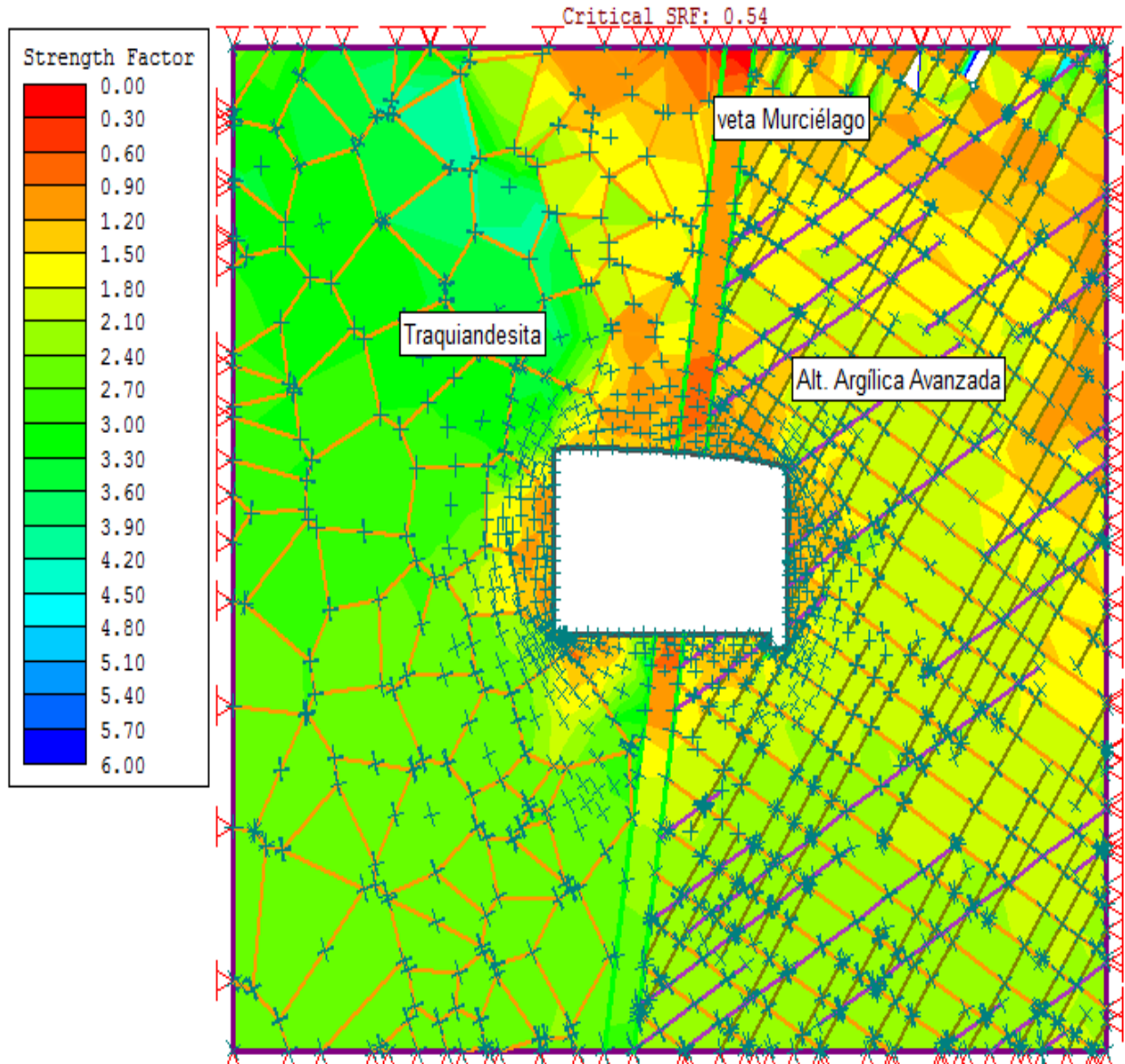


Figura 4.10 Distribución de esfuerzos en la periferie de la excavación, interactuado con tres tipos de litología.

En Figura 3.10 de la estación 1 aplicando el método numérico de elementos finitos de tres nodos, muestra la variación tensional en la periferie de la excavación subterránea afectando progresivamente concentrada en: la clave y hastial izquierdo, generando una distribución de tensiones en relación del esfuerzo 1 y 3, como se observa en la Figura 3.6 con un factor de seguridad de 0.54.

Estación 2: La sección de la excavación abarca desde 50 + 65 m. generando gran cantidad de caída de bloques en relación de las otras estaciones geomecánicas analizadas, presenta las siguientes dimensiones 3,05 m. H: 3,20 m. V, compuesta de la roca caja techo y piso de roca andesítica buena calidad, en condiciones secas ligeramente alteradas definida por el buen trabados bloques en su superficie de diaclasamiento formando grandes paquetes tabulares observados en los hastiales y la clave. Afectándose de manera acelerada la clave formando aberturas abiertas superiores a los 2.5 a 4 cm.

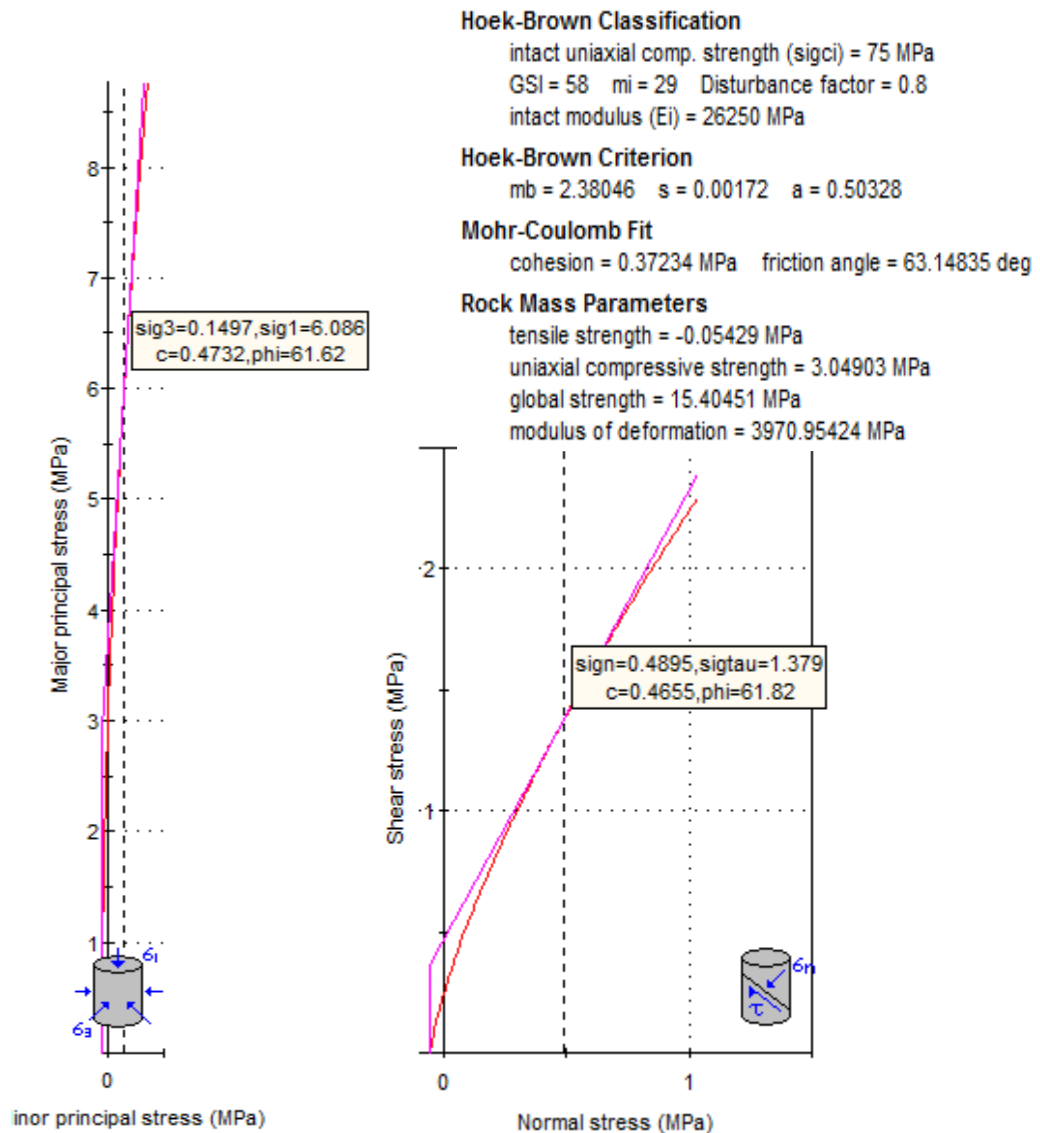
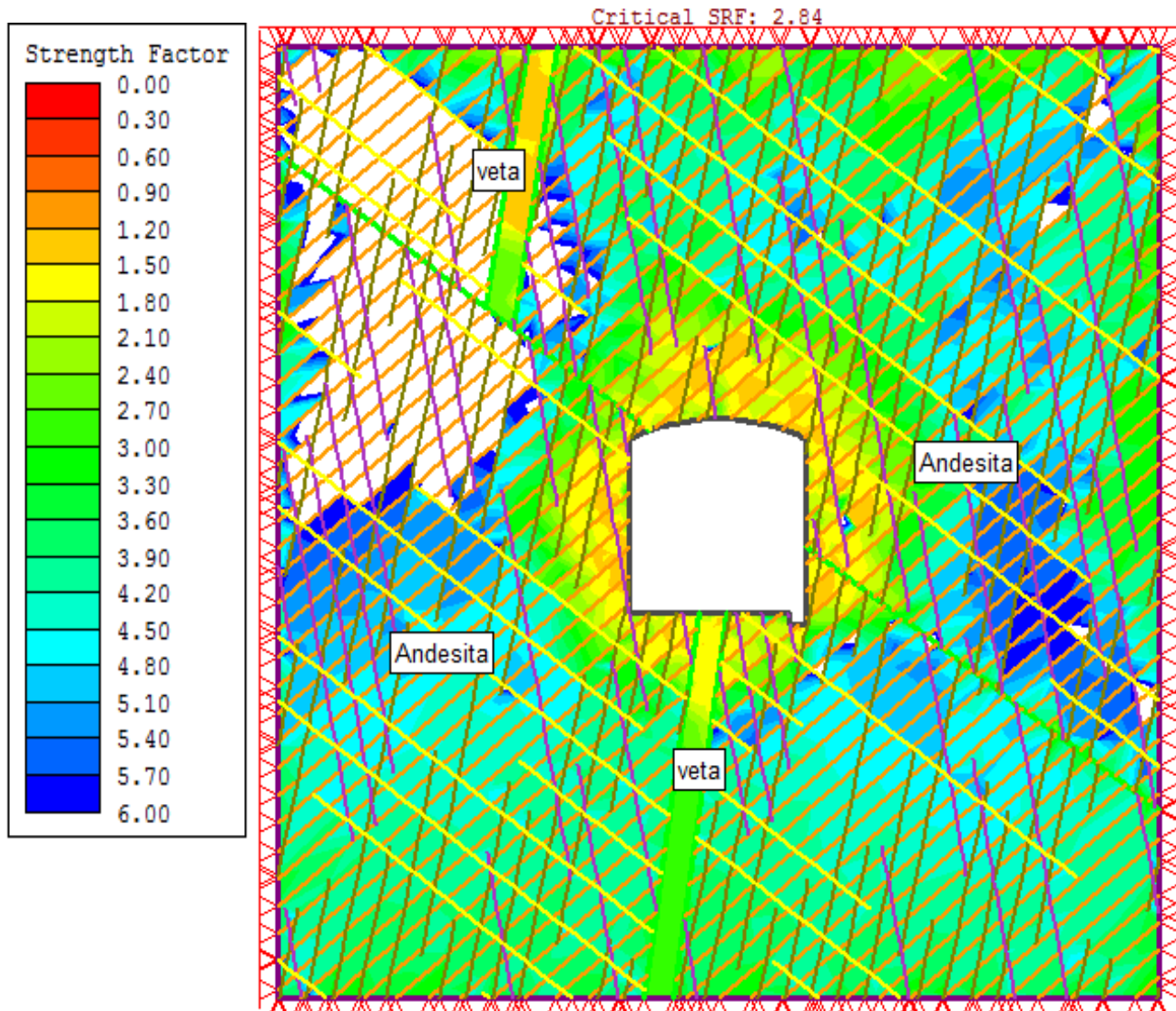


Figura 4.11 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 2, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

La Figura 3.12 de la estación geomecánica 2 muestra su factor de seguridad de 2.84 superiores a 1.50 requeridos por el análisis de estabilidad, observando que la afectación de la falla está generando caída de bloques de roca constantemente por las aberturas que se genera en esta área zonas de desprendimiento de grandes bloques por la interacción de la falla y las juntas de que conforman la matriz rocosa.



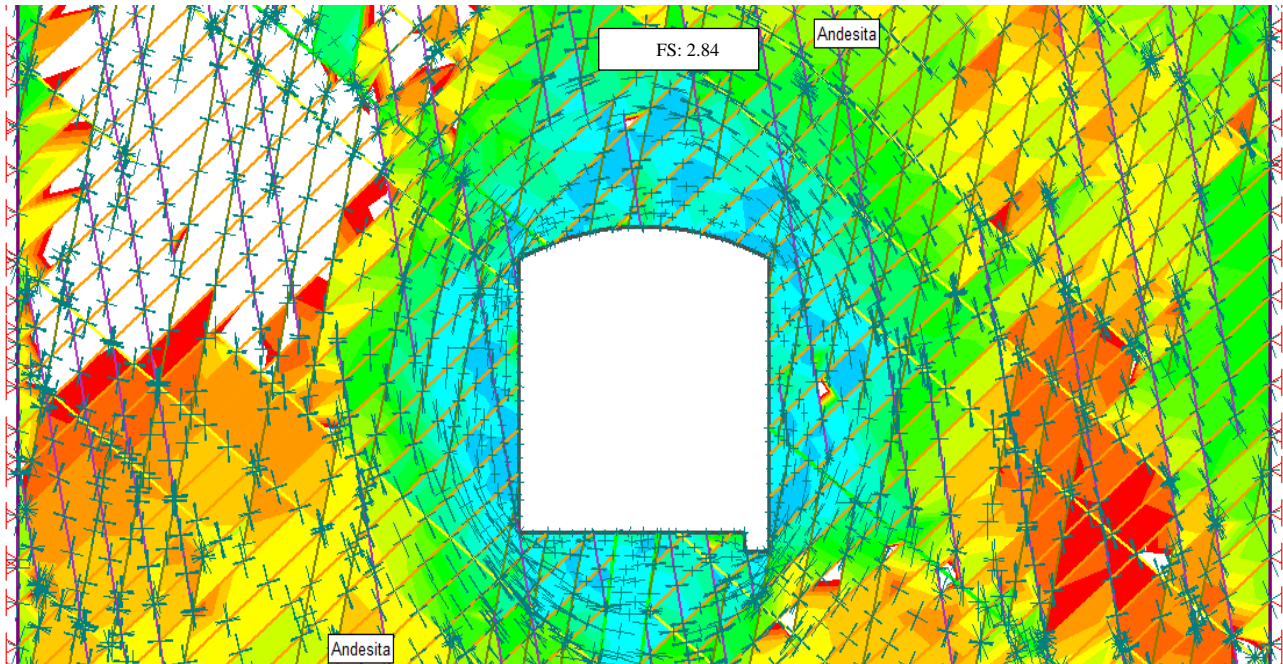


Figura 4.12 Obtención del modelo numérico, con comportamiento simétrico en la periferie de la excavación.

Estación 3: Está definida por el desplazamiento de la Veta Murciélago, ocasionando perturbaciones progresivas que abarcan desde 143 + 149 m., presentando las siguientes dimensiones 3.00 m. H: 3.10 m. V, compuesta de la roca caja techo y piso de roca andesítica de calidad media, en condiciones secas ligeramente alteradas definida por la familia de diaclasas o juntas formados el hastial y la clave.

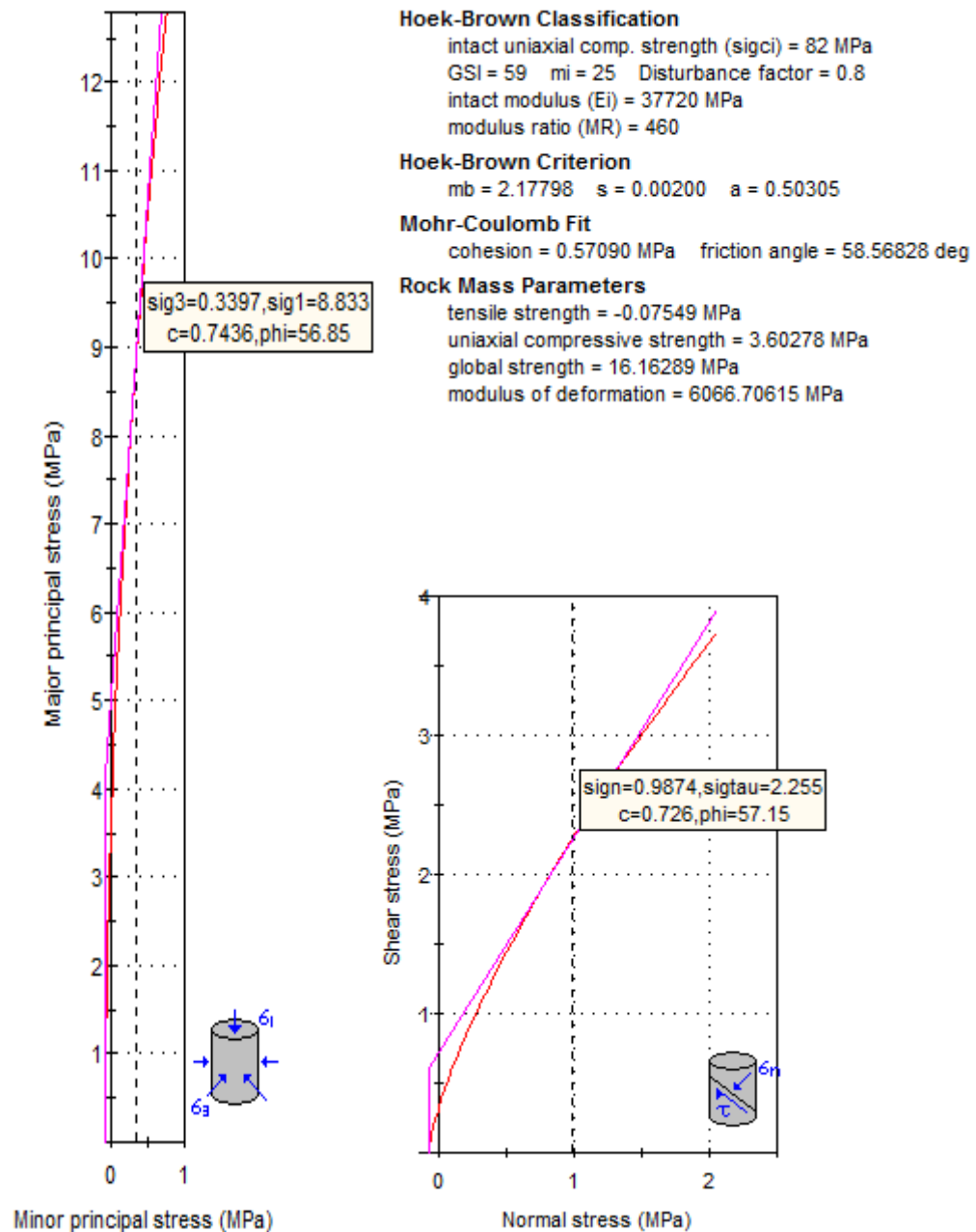


Figura 4.13. Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 3, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

La Figura 4.14 de la esta estación geomecánica 3, muestra una buena calidad de la roca y un control tensional adecuado, reportado por la aplicando el método tenso-deformacional como se muestra en la figura que presenta ligeras variaciones de tensiones ente los hastiales (roca caja) y la veta, siendo concordante con una familia ocasional de discontinuidades, a la vez que también la roca presenta trabamientos de roca andesítica competente que se interceptan al resto diaclasas originando estabilizaciones en esta sección subterránea como también lo muestra el factor de seguridad de 3.94.

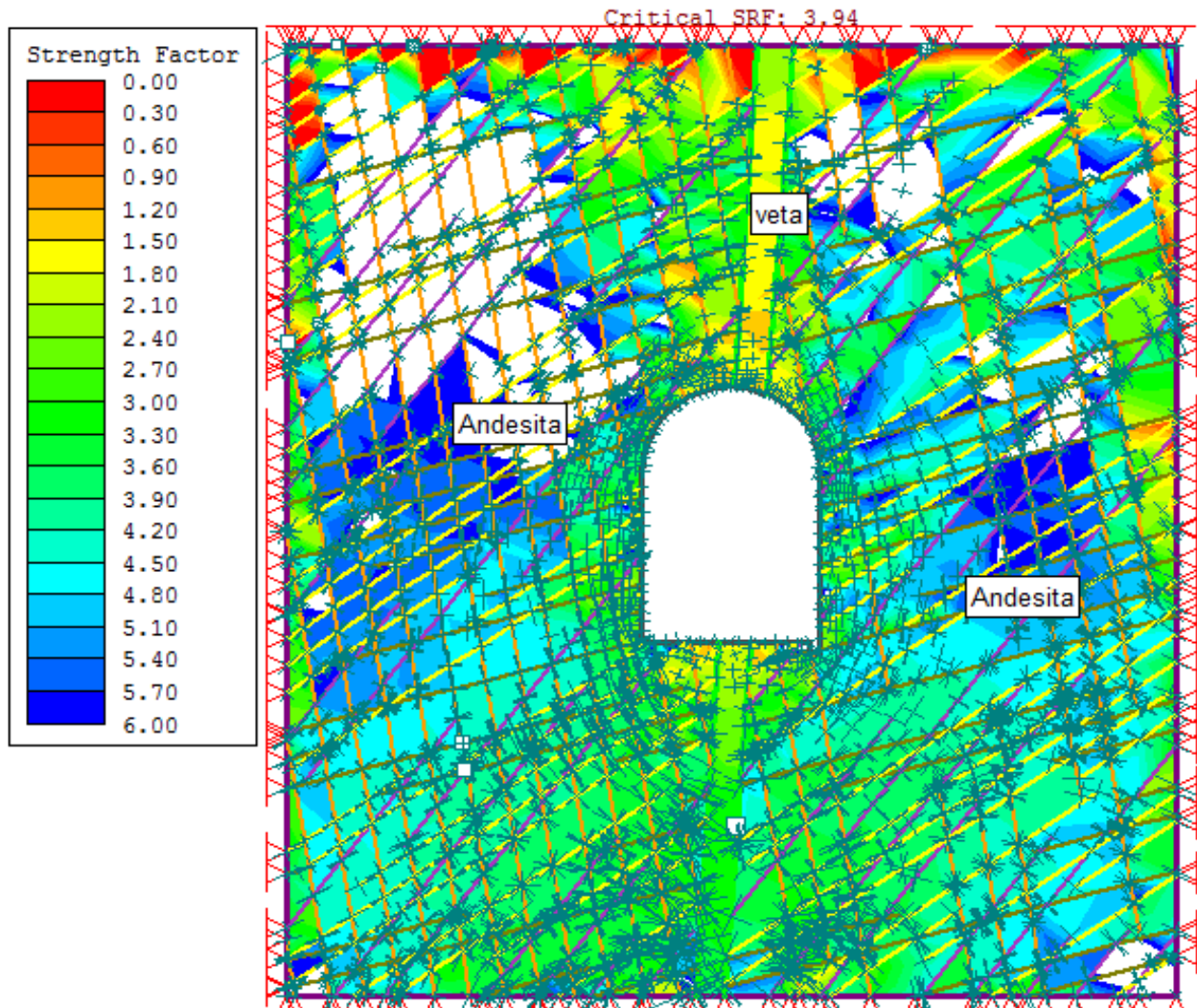


Figura 4.14 Muestra la variación tenso-deformacional, con comportamientos homogéneos en la sección transversal de la excavación subterránea de la estación geomecánica 3.

Estación 4: Situada desde los 233.85 - 269.70 m.; con medidas de sección subterránea 2,92 m. H. 3,55 m. V; las condiciones geomecánicas lo conforman la roca caja techo y piso de roca andesítica; en condiciones secas ligeramente alteradas, con superficies de juntas ondulada-lisa y aberturas promedio < 5 mm conformada por cuatro familias de discontinuidades que definen este tramo evaluado; y la veta Murciélagu, delimitando subverticalmente a la caja techo y piso con orientación N125° - 80°SW y una potencia 0,50 m. – 0,35 m.

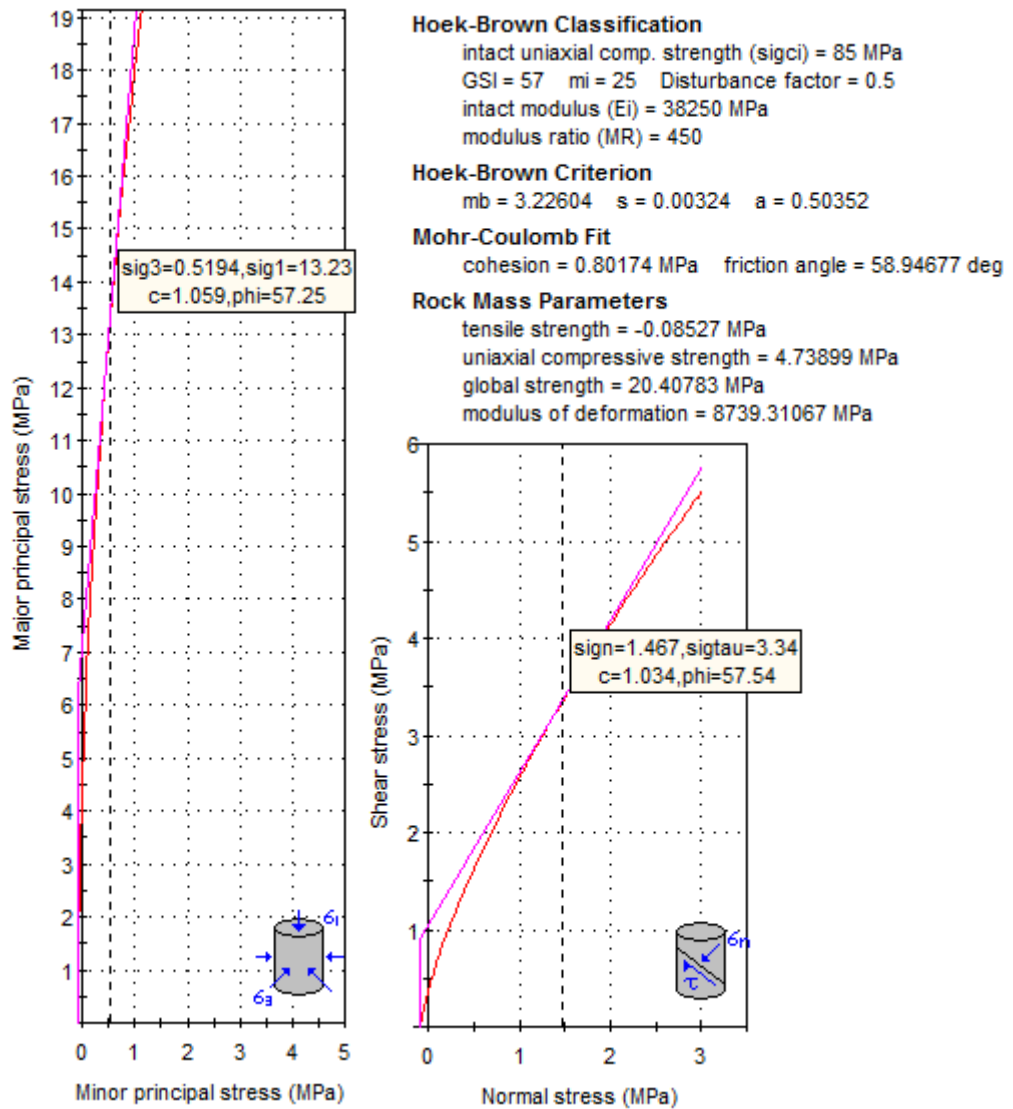
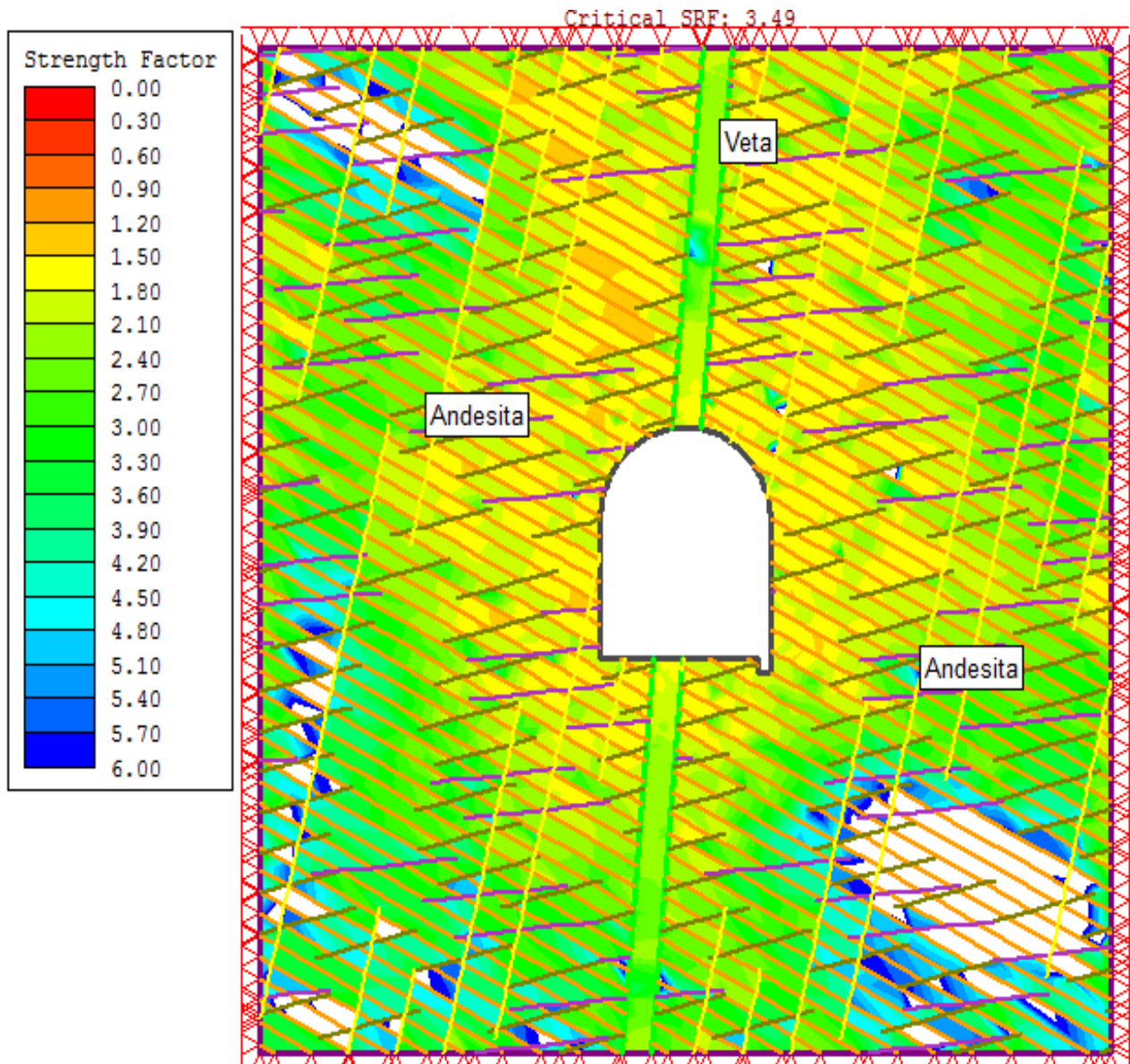


Figura 4.15 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 4, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

La Figura 3.16 muestra interacciones del macizo rocoso con el espacio vacío de la excavación subterránea en función de los parámetros geomecánicos determinados en campo, obteniendo como factor de seguridad 3.49 en la estación geomecánica 4. Realizando la interpretación dicromática relación de la leyenda el FS de estas figuras la dispersión deformacional está concentradas sobre todo en las cajas fluctuando desde 0.80 a 1.60 de FS, en el medio plástico y conforme se va alejando de la periferia de la excavación, hay mejoramientos tenso-deformacionales progresivos relacionados con presiones de confinamientos del macizo rocoso.



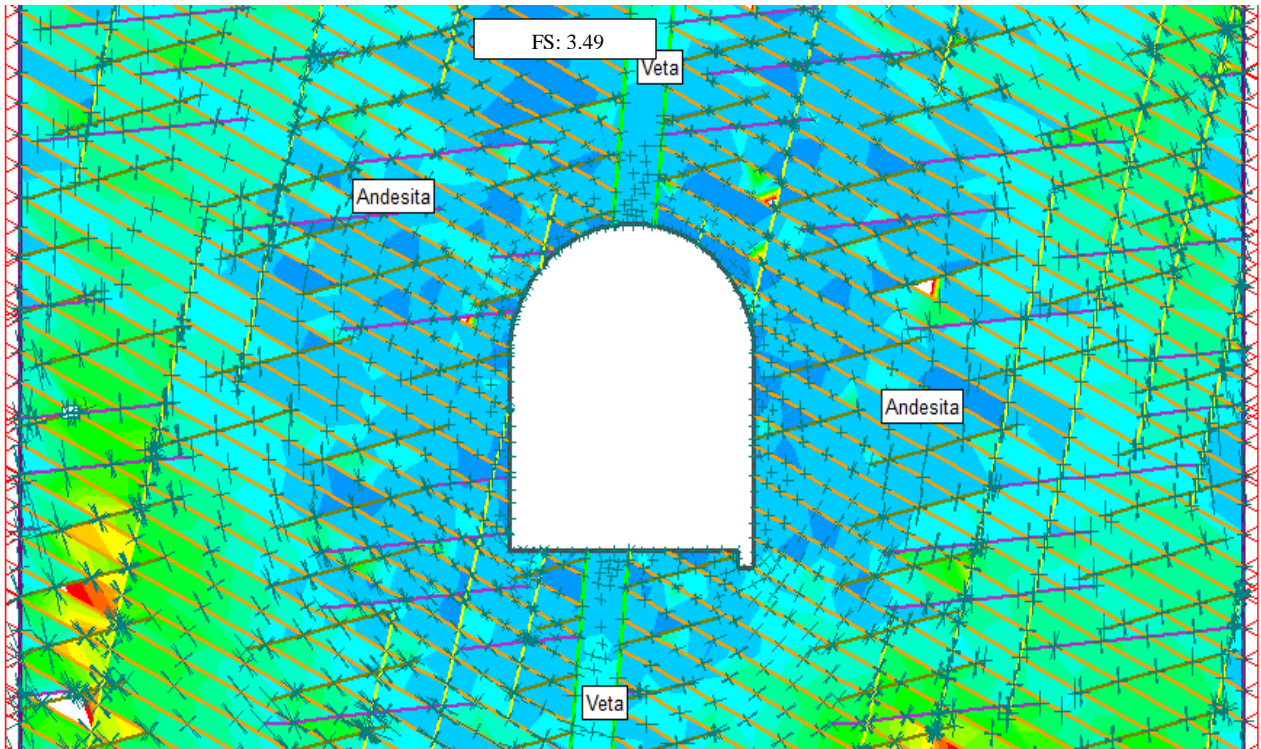


Figura 4.16 Muestra la fluctuación periférica en la excavación con variaciones de factores de seguridad que superan el 1.50, como se muestra en el espectro de la estación geomecánica 4.

Estación 5: Situada a los (269.70 m.) 10 + 23 m.; con medidas de sección subterránea 1,20 m. H: 2.10 m. V; el mapeo geomecánico define que la roca caja techo y piso es roca andesítica; en condiciones secas ligeramente alteradas con valor Q (Barton) bueno, con superficies de juntas ondulada y aberturas cerradas, tres familias de discontinuidades que definen esta sección de evaluación, con orientación N50°

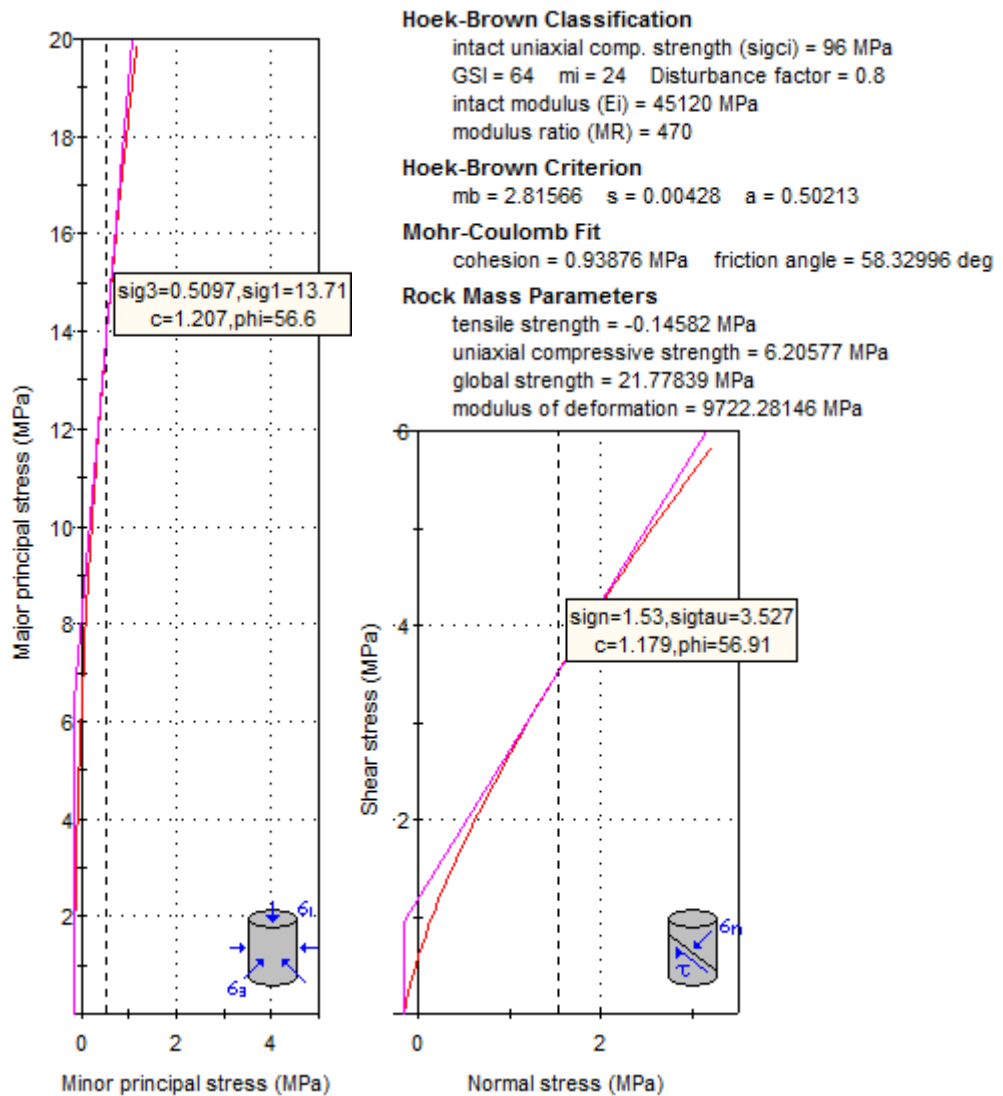


Figura 4.17. Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 5, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

La Figura 3.18, muestra como valor promedio un FS = 13.17 en esta sección subterránea, mostrando en su leyenda valores muy altos por la consistencia del macizo rocoso y por la interacción de cavidad hueca, la forma de excavación y la distribución de tensiones, originando la mayor concentración de tensiones en la solera en comparación de la clave y hastiales

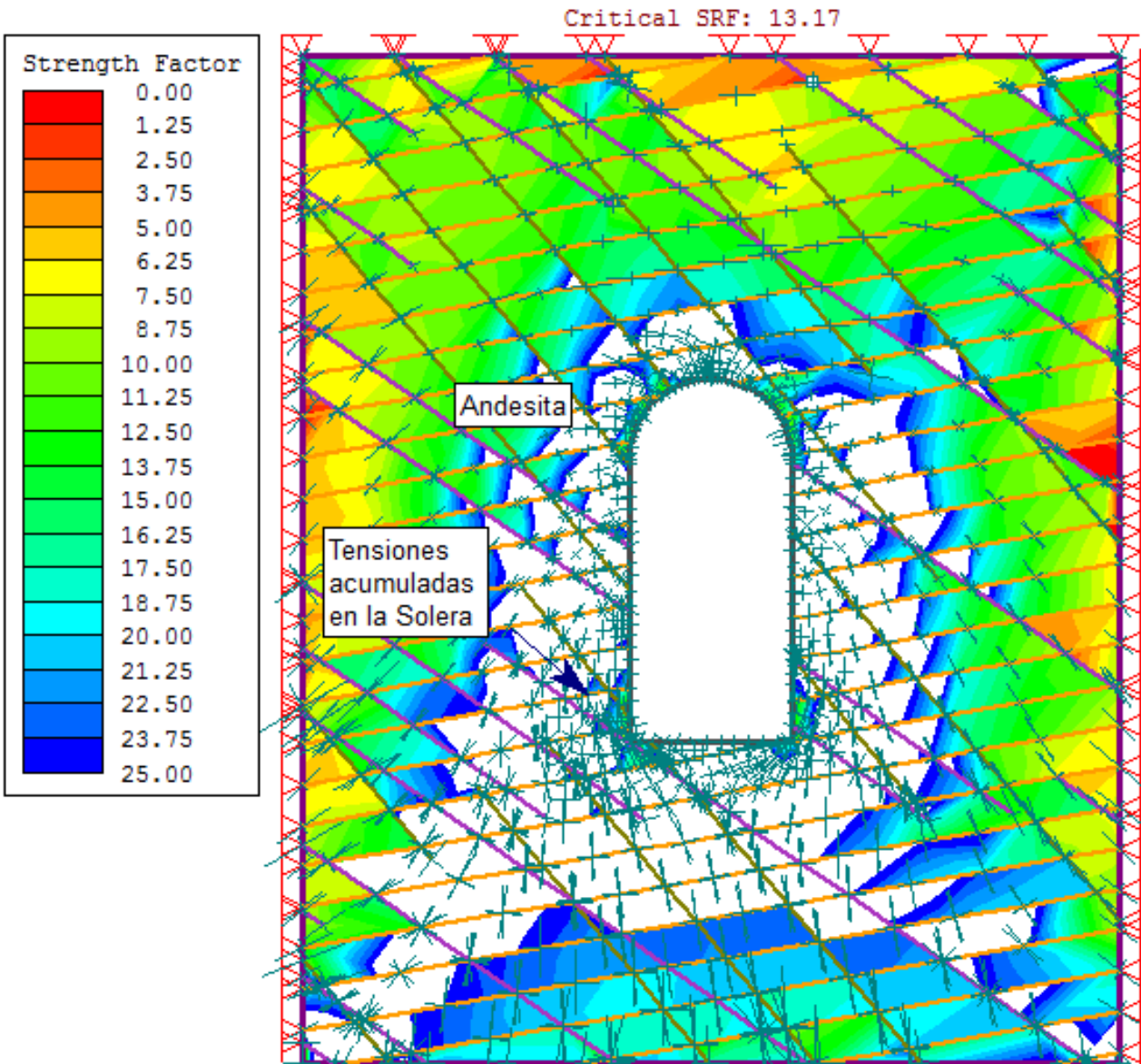


Figura 4.18 Concentración tensional en la solera de la estación geomecánica 4, mostrando valores de FS muy favorables en su estabilización y diseño de esta sección.

Estación 6: Situada a los 269 m.; con medidas de sección subterránea 1,30 m. H: 2.00 m. V; el mapeo geomecánico define que la roca caja techo y piso es roca andesítica; inalteradas alteradas de color verduzco con valor Q (Barton) bueno, con superficies onduladas y aberturas cerradas, mostrando tres familias de discontinuidades más una ocasional, que definen la geomecánica, con orientación N40°

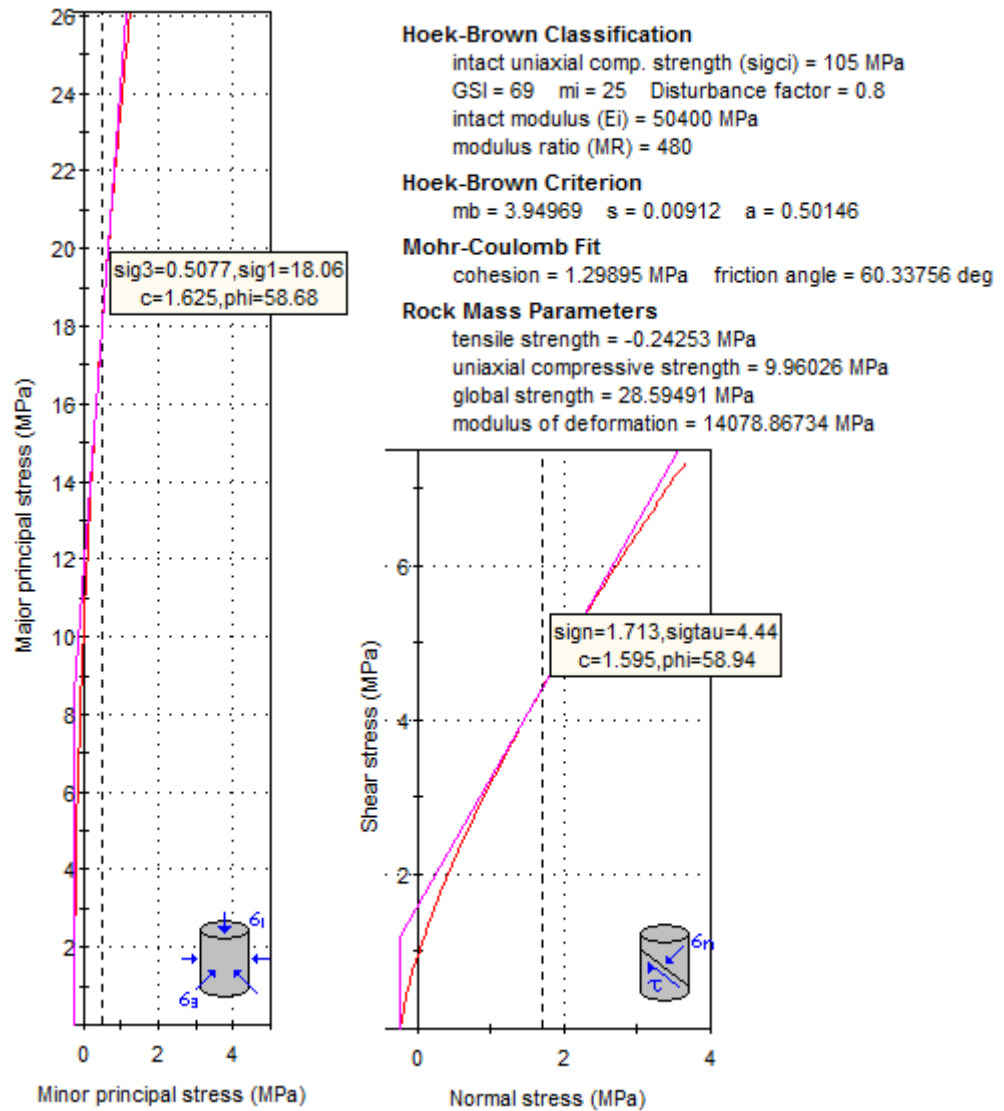


Figura 4.19 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 6, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

La Figura 4.20 muestra aureolas de deformación perimétrica delimitando por la persistencia de las juntas, mostrando contorneos deformacionales equidistantes alrededor de la excavación sobre todo los vectores están ubicados en la solera, en comparación de la distribución de esfuerzos con la clave. Obteniendo un factor de seguridad de 15.07, superando los parámetros de estabilización geomecánica.

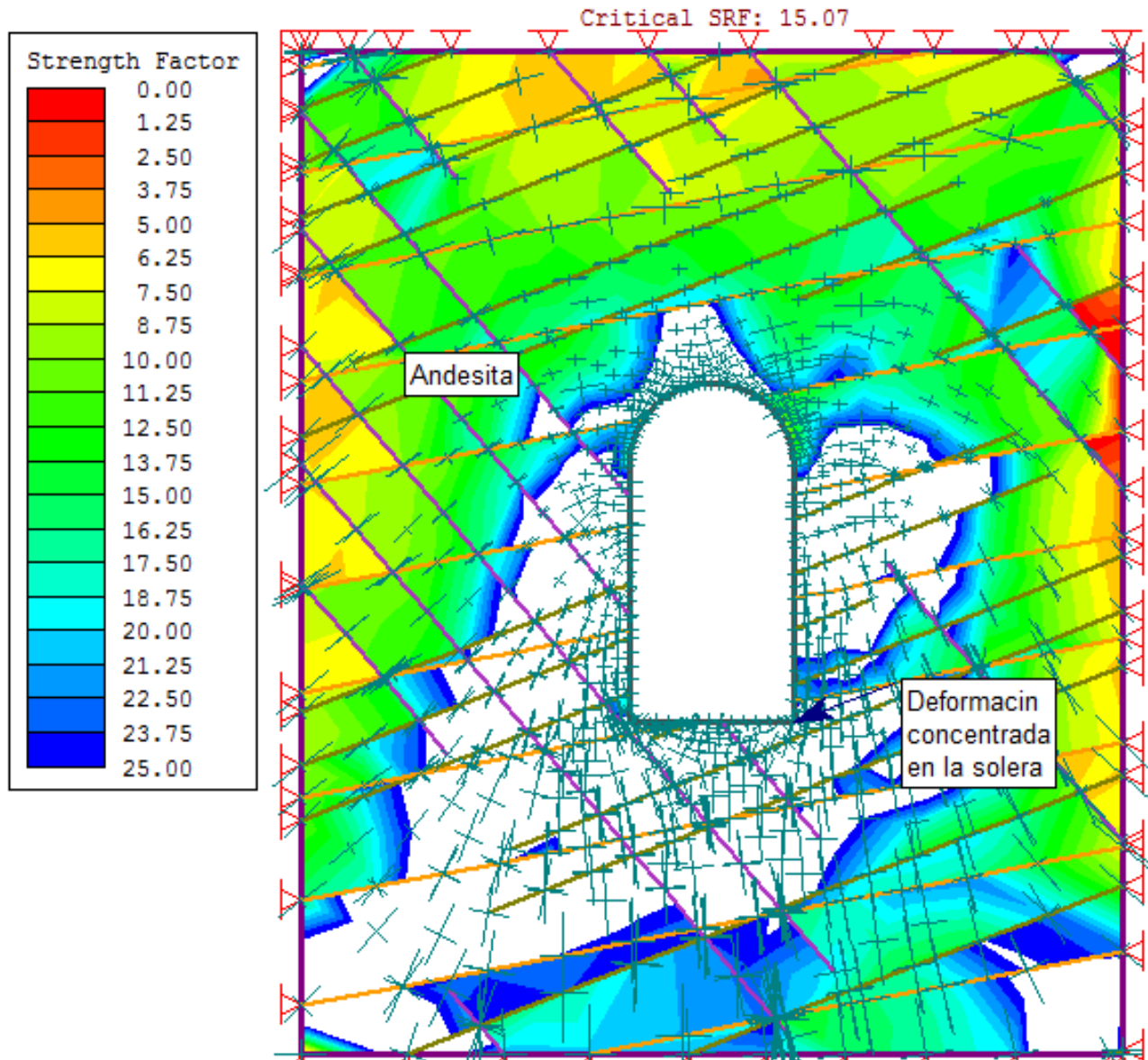


Figura 4.20 La excavación ubicada muestra variaciones tensionales en la solera de mayor magnitud por la fluctuación deformacional que presenta la estación geomecánica 4.

Estación 7: Geomecánicamente ubicada a los 338 + 370 m.; conformada de roca andesítica de color gris verdusco la roca caja techo y piso, y la Veta Murciélagos; con medidas de sección subterránea 3,00 m. H: 600 m. V, presentando condiciones secas inalteradas, con superficies suaves en las juntas, con aberturas promedio de 2,50 mm. Formado por tres familias de discontinuidades que definen este tramo evaluado.

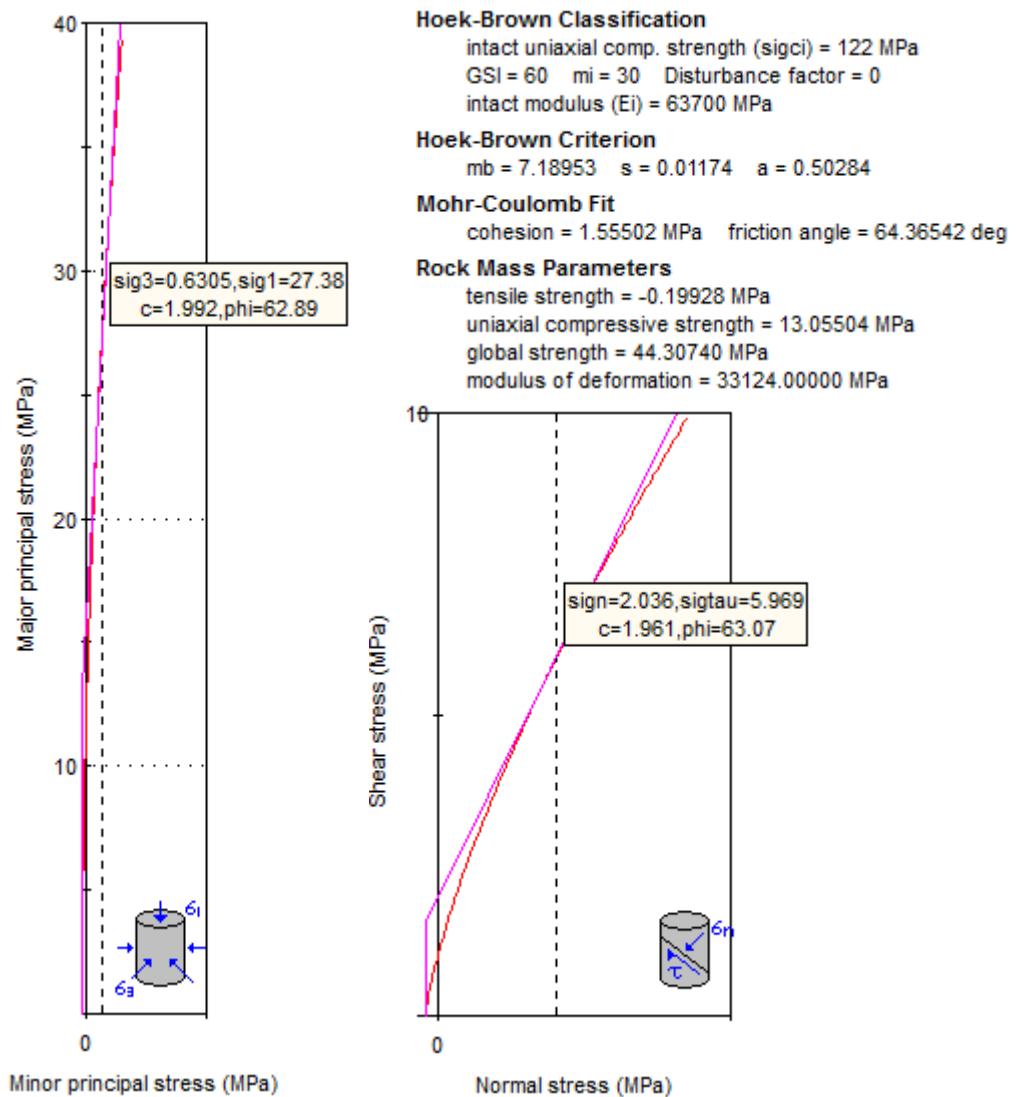


Figura 4.21 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 7, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

En la Figura 4.22 se muestra claramente la delimitación litológica de rocas andesitas y alteración Argílica mostrando valores progresivos de estabilidad en relación del factor de seguridad y también por zonificación geotécnica que se ha realizado en campo

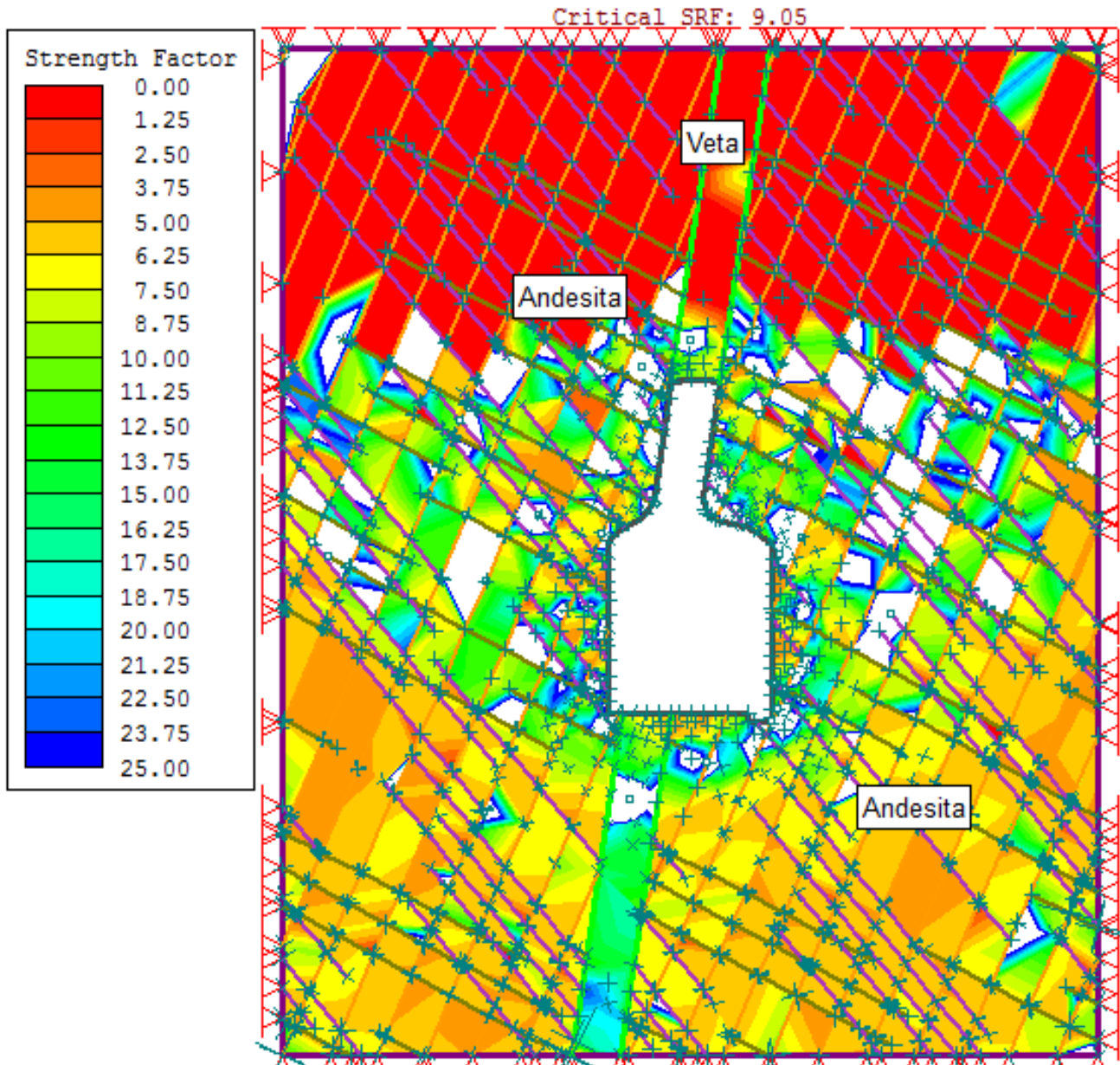


Figura 4.22 Zona de delimitación entre la parte superior de alteración argílica y la parte inferior roca andesita de la estación geomecánica 7

Estación 8: Esta estación lo conforman rocas andesitas de grano medio, ubicada a los 438 m. Con medidas de sección subterránea 1,00 m. H: 1.70 m. V; conformado la roca caja techo y piso de roca andesítica; en condiciones húmedas ligeramente alteradas con valor Q (Barton) bueno, con superficies de juntas ondulada y aberturas abiertas, conformado por tres familias de juntas que definen esta sección de evaluación, con orientación N45°

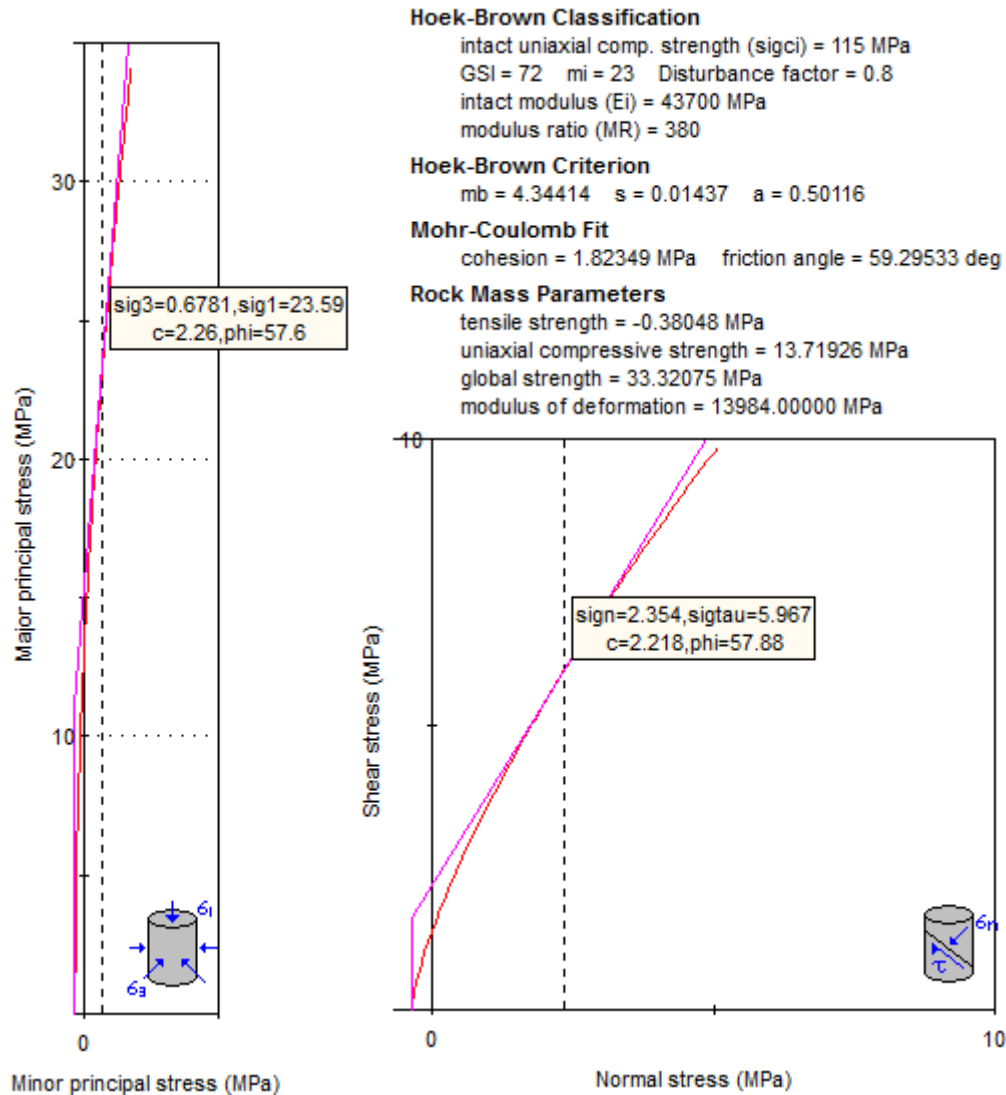


Figura 4.23 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 8, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

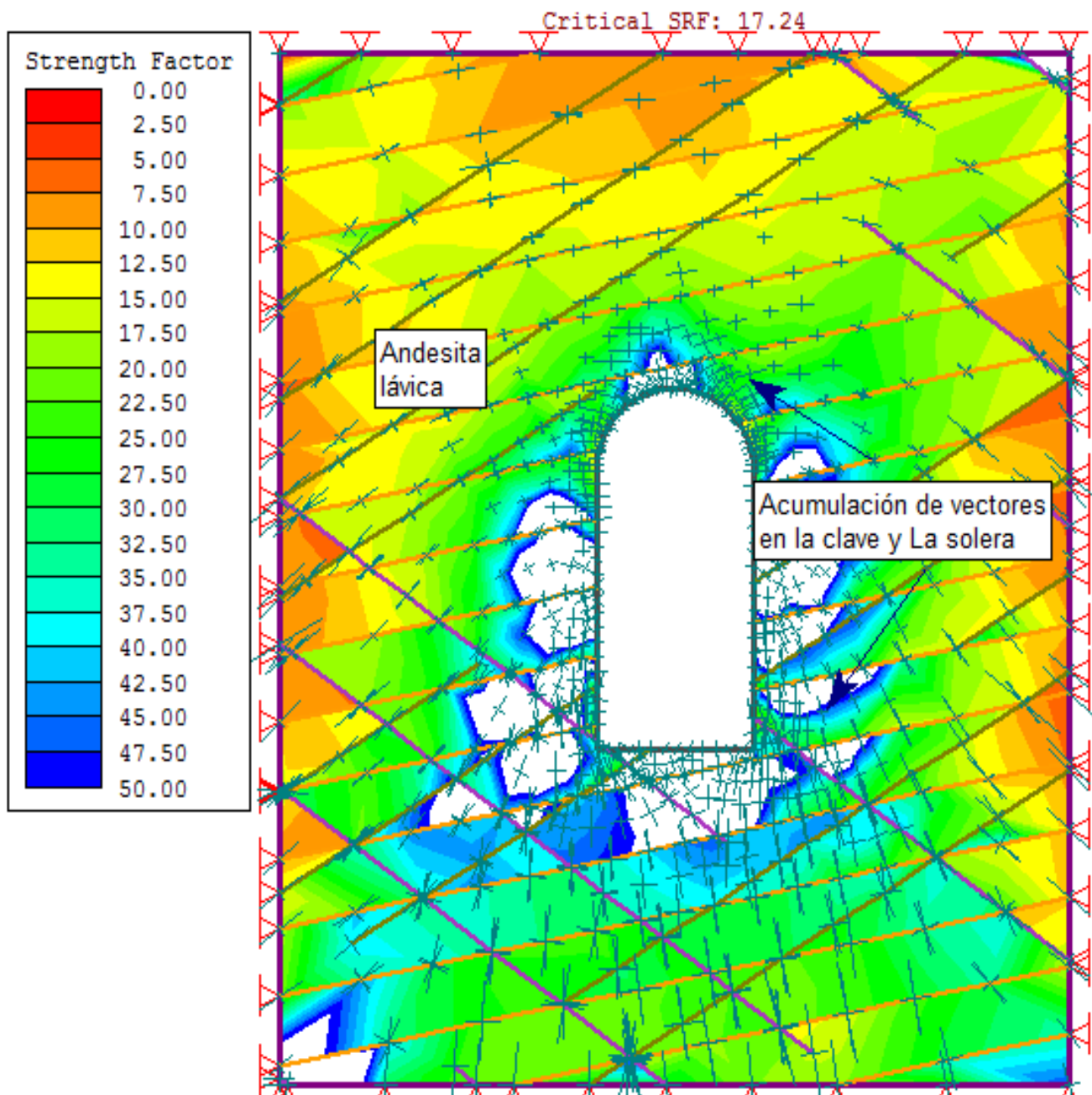


Figura 4.24 Sección geomecánica muestra la interacción vectorial de esfuerzos enmarcada y afectada en la solera y la parte media de los hastiales.

Estación 9: Está ubicada a los 450 - 467 m compuesto litológicamente por dos tipos de litologías: el hastial izquierdo y la clave por la constante filtración de aguas subterráneas está altamente meteorizada, ocasionando en todo su lineamiento colapsos paulatinos dicha sección, compuesta por rocas volcánicas con alteración argílica y el hastial derecho de la estación geomecánica está compuesta de rocas Andesíticas del Volcánico Chilote, de color gris verdusco, con contenidos de plagioclasas moderadamente meteorizadas. Por consiguiente, en toda la superficie de la sección transversal se forman minerales que se abastecen o se enriquecen de la humedad. Las cuatro juntas de discontinuidades determinan el domino geológico del macizo rocoso.

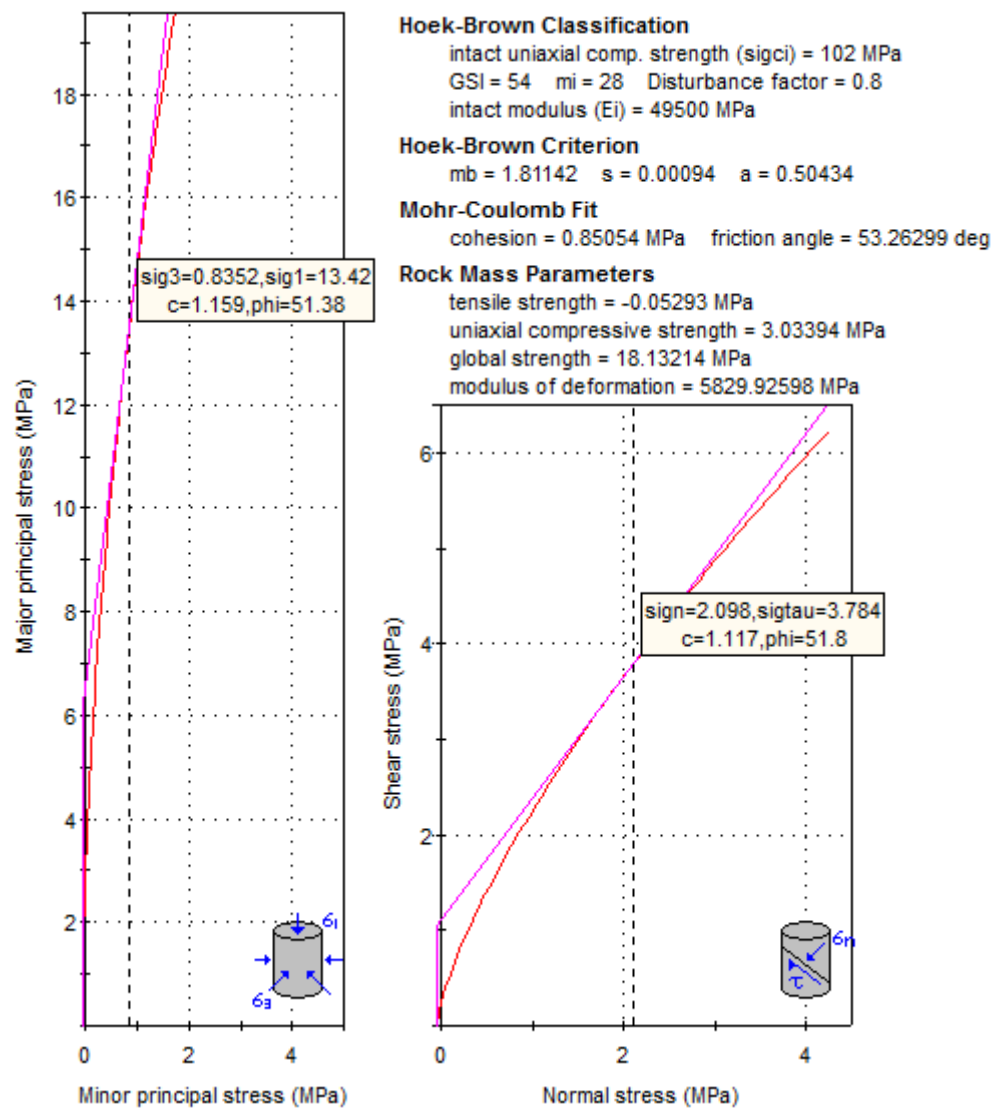


Figura 4.25 Determinación de los parámetros geomecánicos de la estación 9, aplicando el análisis de estabilidad mediante el criterio de linealización de rotura de Hoek y Brown.

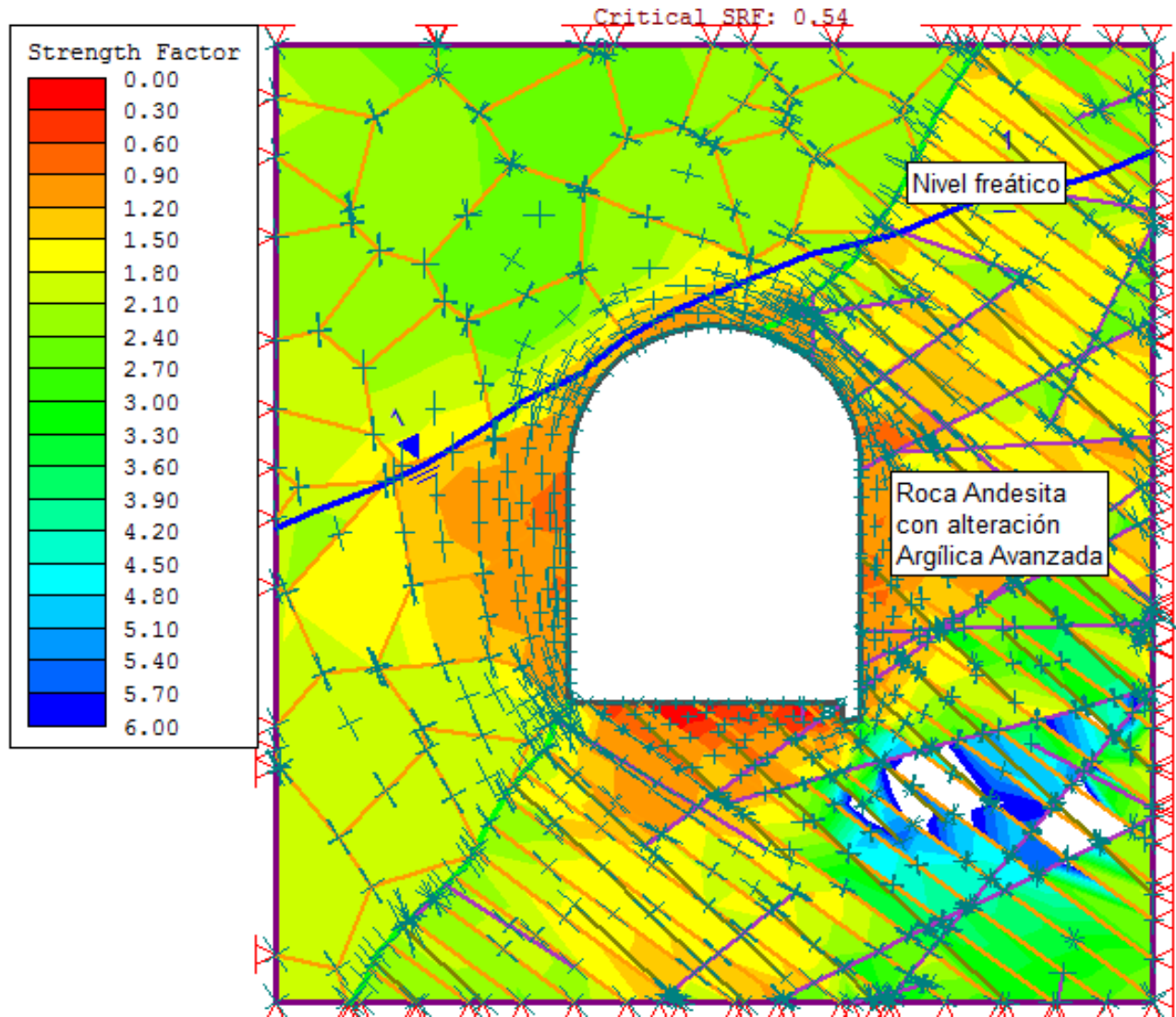


Figura 4.26 Periferie de delimitación tenso-deformacional con factor de seguridad de 0.54

4.5. GEOESTRUCTURAS

Para establecer las características de distribución de discontinuidades tanto mayores como menores, el procesamiento de datos orientación se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica, utilizando la versión avanzada del programa de computo DIPS V6.0. Se ha preferido utilizar esta versión por las facilidades de salidas gráficas que presenta. Los análisis que en seguida se efectúan están referidos a las estructuras en general (Nivel 5), a las estructuras mayores y a las estructuras menores. Se analizarán las características de sus discontinuidades y a su vez la interacción de las propiedades y discontinuidades dentro del conjunto.

Estructuras en general: Aquí se incluyen a los diferentes tipos de discontinuidades registradas en la excavación subterránea: diaclasas, fallas, vetas, pseudo estratos, vetillas. Los resultados del procesamiento de datos con el programa DIPS V6.0, se presentan en las Figuras respectivas como: los diagramas de polos, y círculos mayores.

Tabla 3.19 Resumen de información de geoestructuras

Tipo de material	Formación	Características	Detalles prioritarios
roca	Volcánico Chilete	Rocas formadas por cristales de minerales	Veta, fracturas, discontinuidades

Como se puede apreciar en estos resultados, están marcadamente bien definidos tres sistemas típicos de discontinuidades estructurales:

Sistema 1.- Es el más importante y dominante, conformado principalmente por diaclasas y fallas. Tiene dirección de buzamiento promedio de 210° y buzamiento promedio de 80°. Expresado en rumbo y buzamiento: N60°W y 80°SW.

Sistema 2.- Sigue en importancia, conformado mayormente por diaclasas y en menor grado por fallas. Tiene dirección de buzamiento promedio de 120° y buzamiento promedio de 64°. Expresado en rumbo y buzamiento: N30°W y 64°NW.

Sistema 3.- El menos importante, conformado principalmente por pseudo estratos y en mínimo grado por diaclasas y otros tipos de discontinuidades. Tiene dirección de buzamiento promedio de 235° y buzamiento promedio de 36°. Expresado en rumbo y buzamiento: N35°W y 36°SW.

Estación 1: Realizando la proyección estereográfica se observa tres tipos de roturas por la intersección de discontinuidades: cuña 1 - 2 se ubican en el hastial derecho del túnel y la cuña 3 de mayores dimensiones en la clave la excavación subterránea. Analizando las cuatro familias de discontinuidades del cartografiado geotécnico en función del ángulo de fricción y el compósito de círculos máximos, en la falsilla de Schmidt, demuestra claramente la zona crítica de rotura en función con la intersección del ángulo de fricción; definiendo cuñas inestables que corta: D-1, D-3 y pseudoestratificación, originando el desplome de bloques sobre todo a las cuñas 2 – 3.

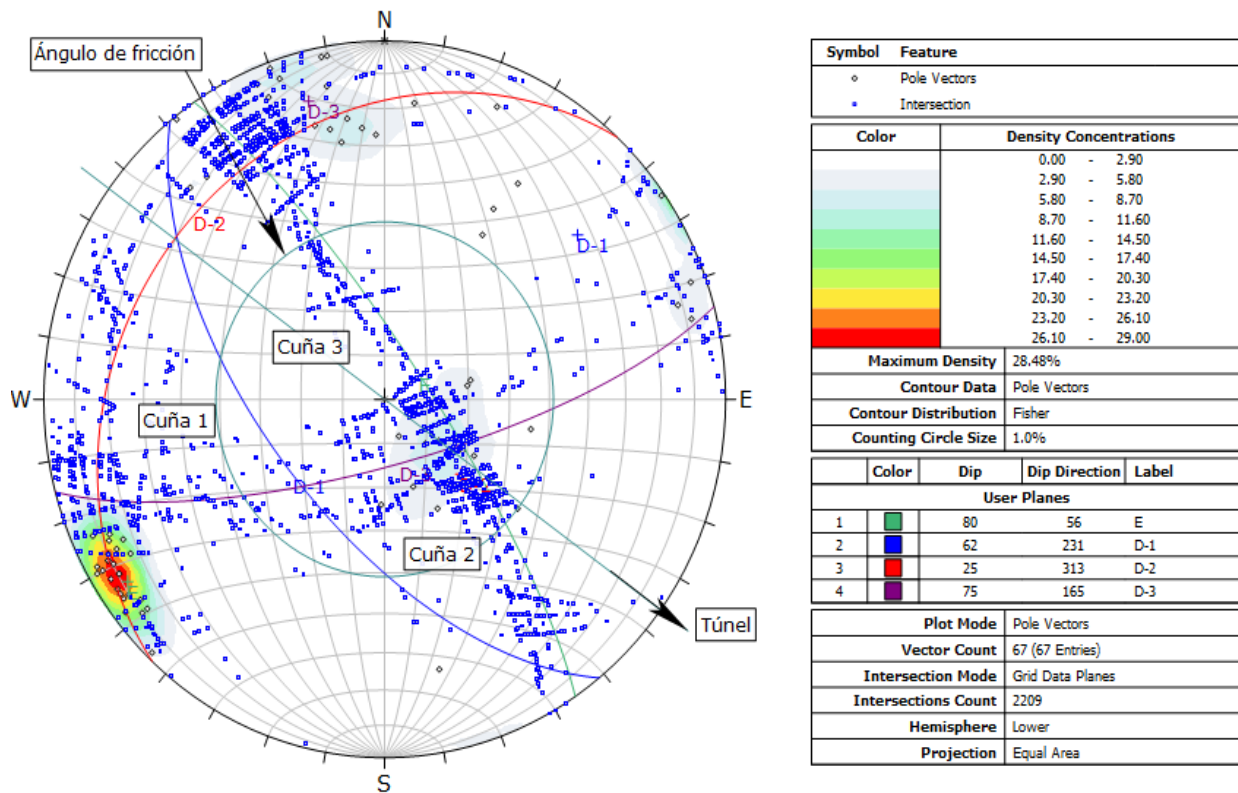


Figura 4.27 Proyección estereográfica de la estación 1

Estación 2: La proyección estereográfica plotada muestra un tipo en rotura (cuña 1) en la clave la excavación subterránea casi paralela a la orientación del túnel. La falsilla de Schmidt muestra tres familias de discontinuidades que definen esta sección en función de la del ángulo de fricción y los círculos máximos, observándose claramente la zona crítica de rotura delimitado por el ángulo de fricción y las discontinuidades D-1 y E, ocasionando el desplome de bloques consecutivamente en esta sección de análisis geomecánico con aberturas abiertas superiores a los 2.5 a 4 cm. en toda su estructura rocosa.

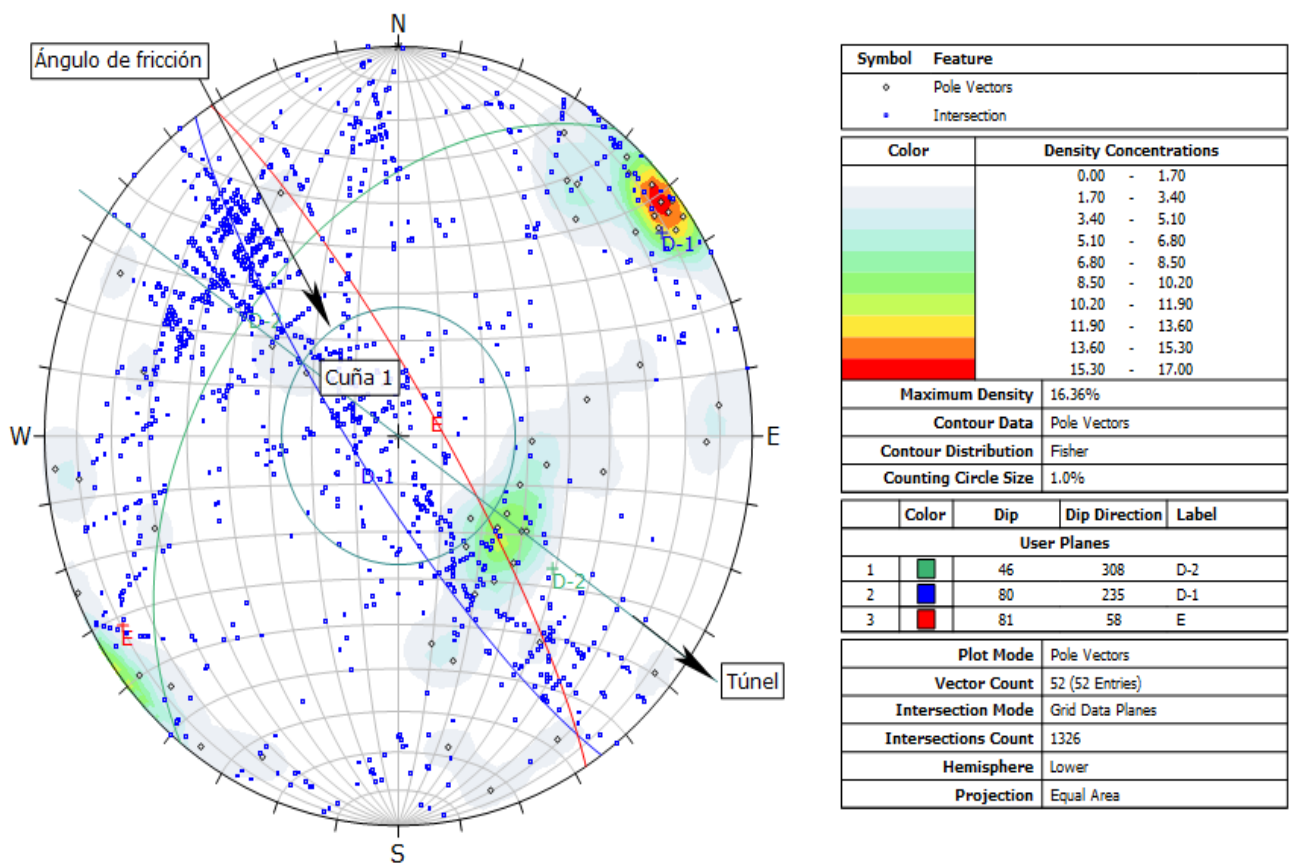


Figura 4.28 Proyección estereográfica de la estación 2

La estación geomecánica 2 muestra factores de seguridad superiores a 1.50 requeridos por el análisis de estabilidad, observando que la afectación de la falla está generando caída de bloques de roca constantemente por las aberturas que se genera en esta área zonas de desprendimiento de grandes bloques por la interacción de la falla y las juntas de que conforman la matriz rocosas.

Estación 3: La falsilla de Schmidt muestra cuatro familias de discontinuidades en la excavación subterránea proyectada en la falsilla de Schmidt, donde observamos claramente la zona crítica de rotura delimitado por el ángulo de fricción y las diaclasas. La inestabilidad de cuñas ocasionadas están en función de las discontinuidades: D-3, D-2 y la pseudoestratificación ocasionando la caída de bloques. La proyección estereográfica muestra tres tipos de rotura: cuña 1 (tetraedro) y cuña 3 (prismoide cuadrangular) ubicados en la clave la excavación subterránea casi paralela a la orientación del túnel, y la cuña 2 (prisma triangular) no generando inestabilidad en relación de las dos primera que son inestables.

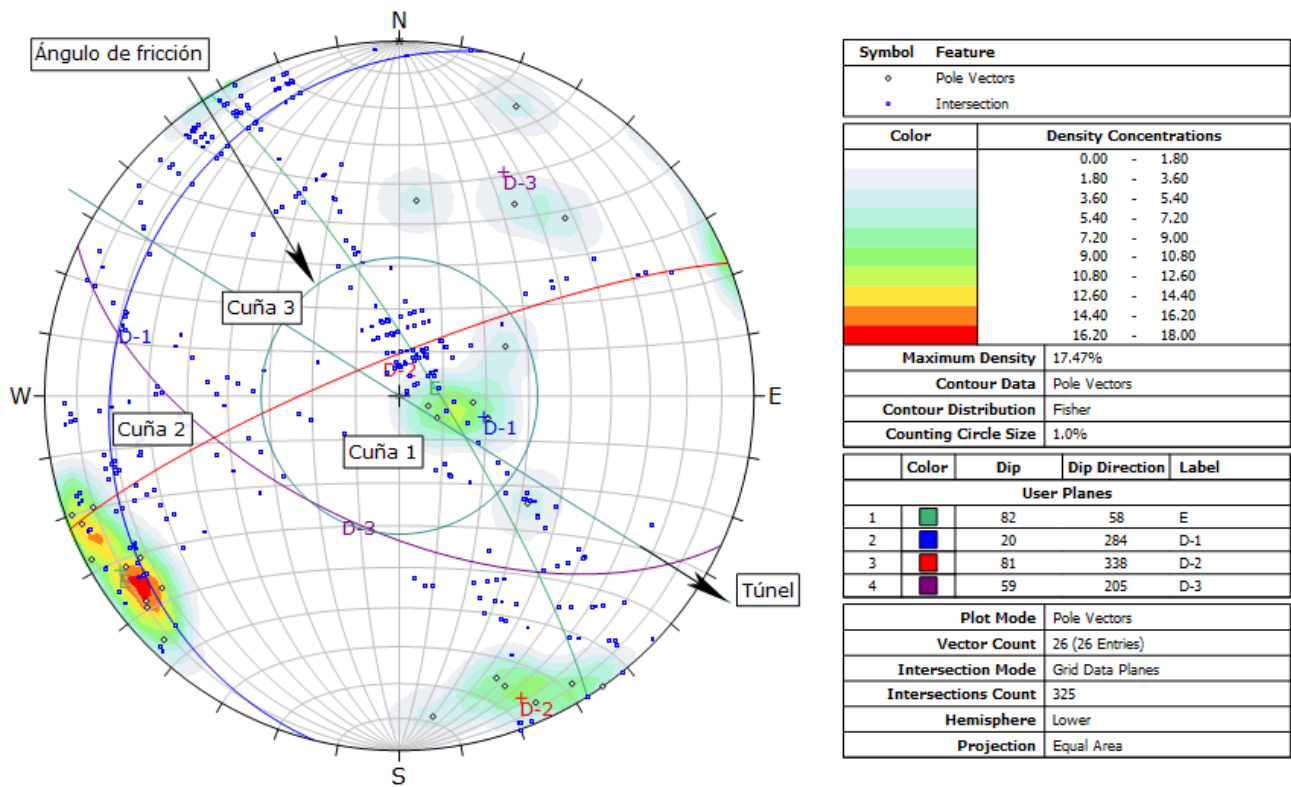


Figura 4.29 Proyección estereográfica de la estación 3

Estación 4: La falsilla de Schmidt en el diagrama muestra los gráficos del ángulo de fricción y el compósito de los círculos máximos de las discontinuidades, cada uno de ellos relacionado con la intersección de planos de rotura delimitada: ángulo de fricción, la orientación del túnel y las discontinuidades, originando la cuña 1 de gran volumen que se ubica transversalmente a la orientación del túnel. Ocasionando la caída del bloque por el intersección con la D-2

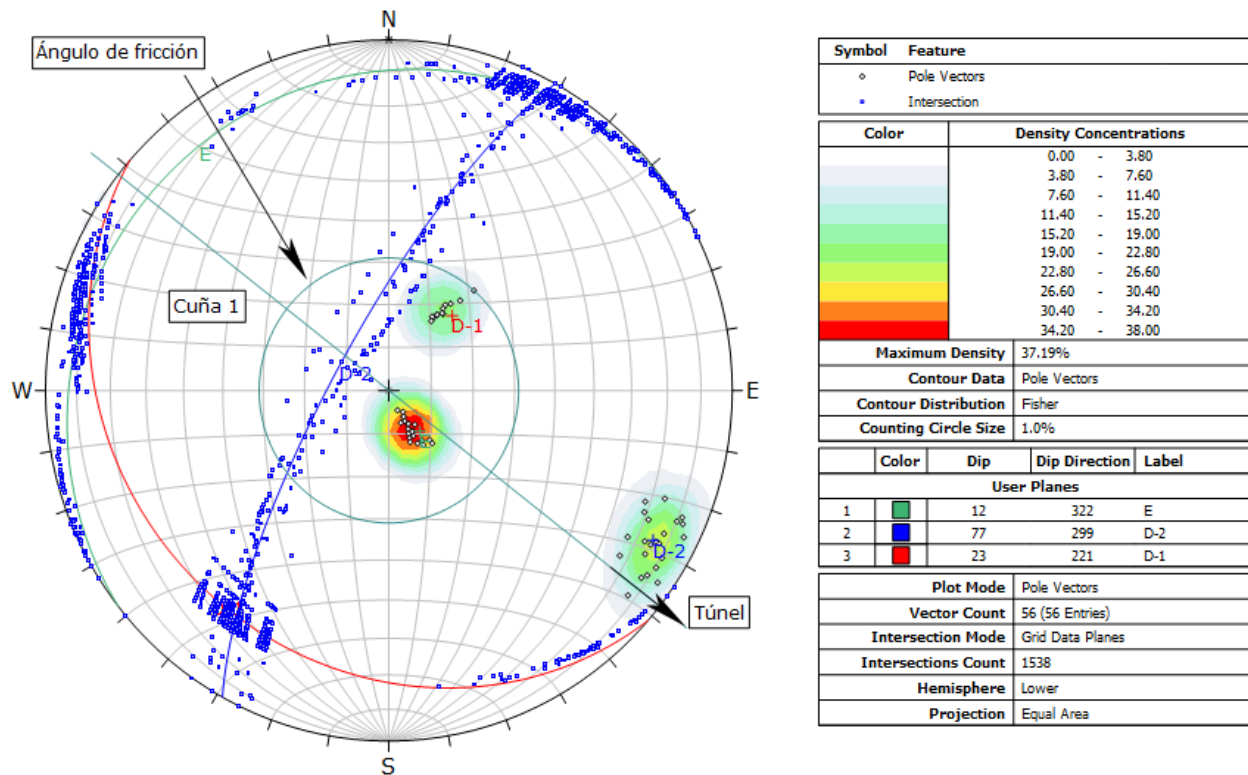


Figura 4.30 Proyección estereográfica de la estación 4

Estación 5: La proyección muestra la intersección que se origina entre cada una de las discontinuidades, siendo la de mayor afectación la D-1 por la intersección del ángulo de fricción, mostrando que la zona crítica de rotura está delimitado por el ángulo de fricción y la orientación del túnel, ubicándose transversalmente a la orientación del túnel. La caída del bloque se muestran por la intersección con la D-1, D-2 y E

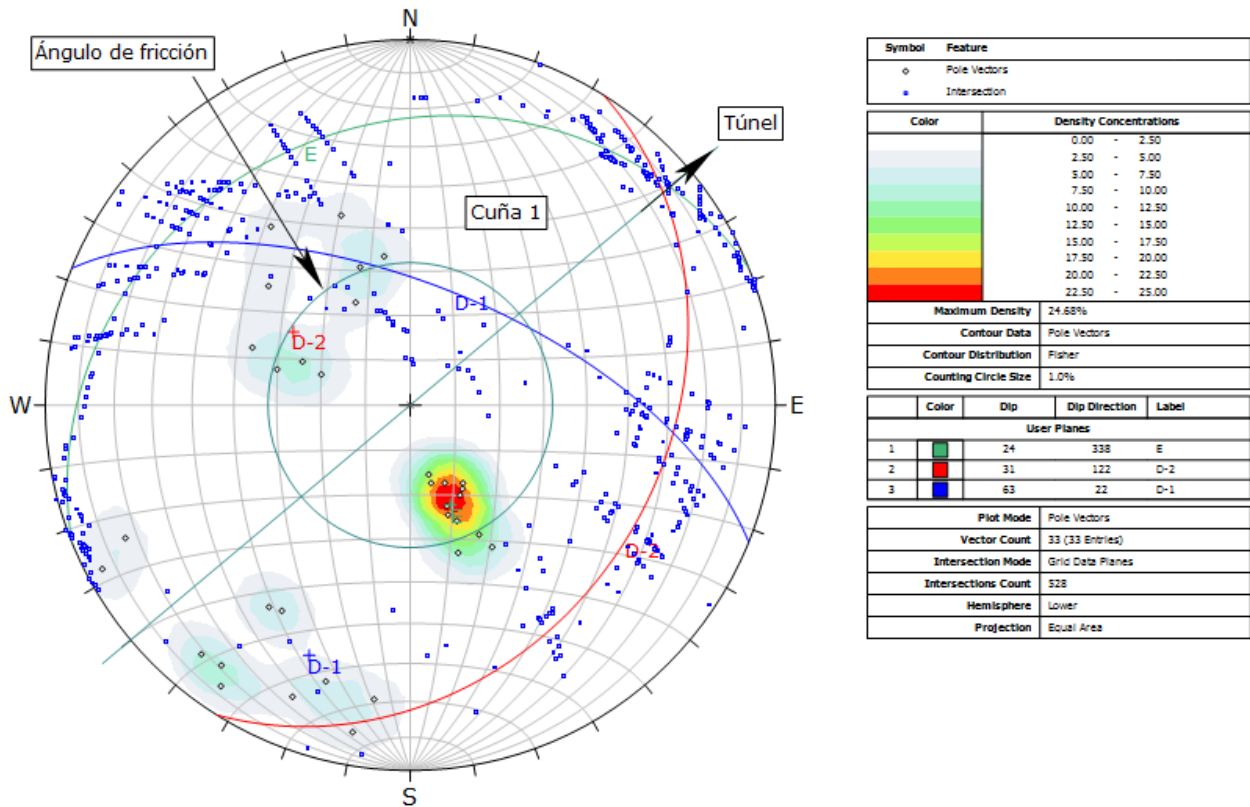


Figura 4.31 Proyección estereográfica de la estación 5

Estación 6: En la proyección estereográfica generada por los sistemas de discontinuidades del macizo roco en función de su diagrama de polos y la falsilla de schmidt, se observa un primer sistema de discontinuidades con dirección de buzamiento promedio de 130° y buzamiento promedio de 57° . Expresado en rumbo $N40^\circ E$ y en buzamiento $57^\circ SE$. Un segundo sistema de discontinuidades con dirección de buzamiento promedio de 209° y buzamiento promedio de 59° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N69^\circ W$ y $59^\circ SW$. Y la Andesita lávica con dirección de buzamiento promedio de 338° y buzamiento de 27° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N22^\circ E$ y $27^\circ NW$. Se observa que gráficamente los sistemas de discontinuidades y las Andesitas hay un corte, formando rotura del tipo cuña. Por lo que la probabilidad de rotura y desprendimiento de bloques es media.

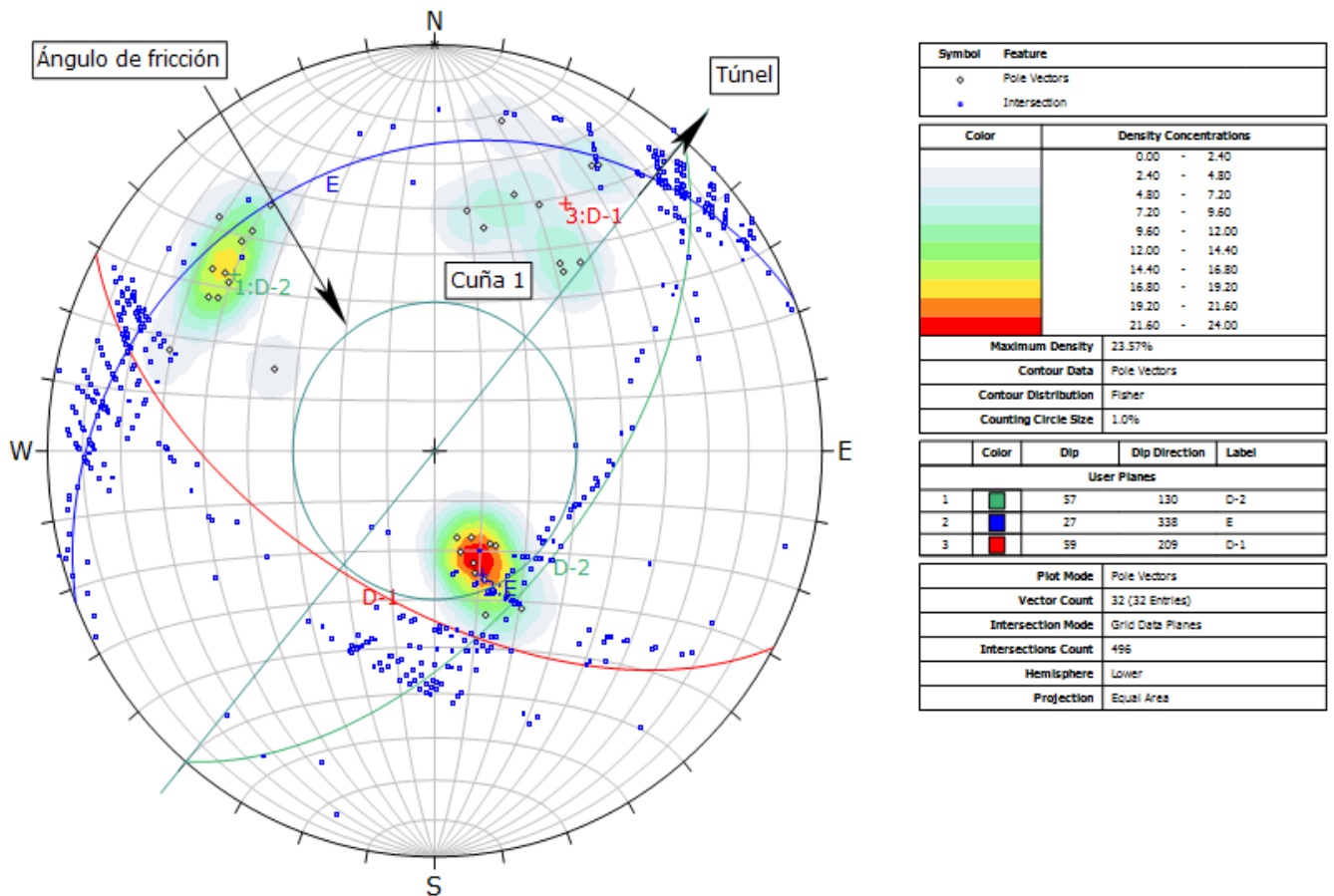


Figura 4.32 Proyección estereográfica de la estación 6

Estación 7: La proyección estereográfica generada por los sistemas de discontinuidades del macizo roco en función de su diagrama de polos y la falsilla de schmidt, se observa un primer sistema de discontinuidades con dirección de buzamiento promedio de 15° y buzamiento promedio de 72°, expresados en rumbo y buzamiento: N75°W y 72°NE. Un segundo sistema de discontinuidades con dirección de buzamiento promedio de 108° y buzamiento promedio de 29°, expresados en rumbo y buzamiento: N18°E y 29°SE. Y la Andesita lávica con dirección de buzamiento promedio de 263° y buzamiento promedio de 54°, expresados en rumbo y buzamiento: N7°W y 54°SW. Se observa que gráficamente los sistemas de discontinuidades y las Andesitas hay un corte, formando rotura del tipo cuña. Por lo que la probabilidad de rotura y desprendimiento de bloques es media.

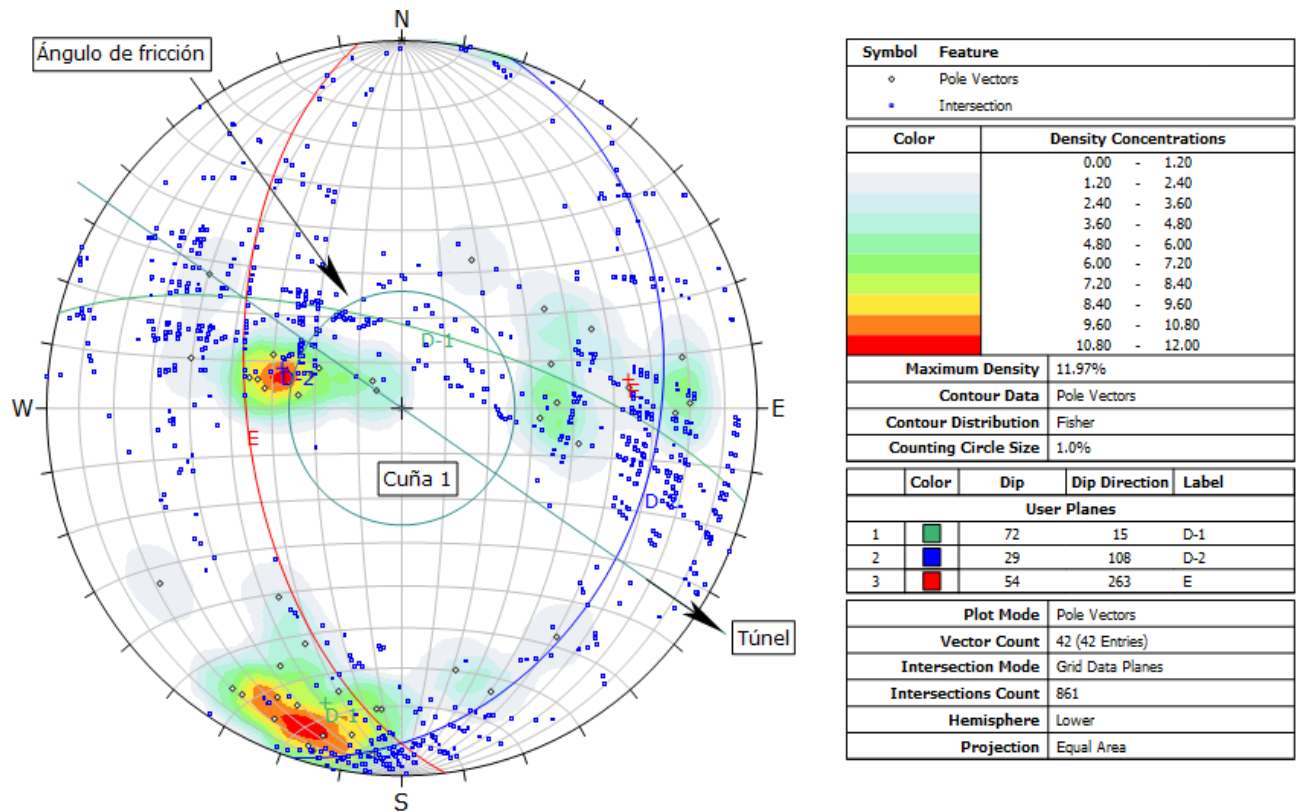


Figura 4.33 Proyección estereográfica de la estación 7

Estación 8: En esta proyección estereográfica se observa con dirección de buzamiento promedio de 117° y buzamiento promedio de 39°, expresado en rumbo y buzamiento: N27°E y 39°SE, un primer sistema de discontinuidades. Luego con dirección de buzamiento promedio de 225° y buzamiento promedio de 41°, expresado en rumbo y buzamiento: N45W y 41°SW un segundo sistema de discontinuidades. Además está representada gráficamente el estrato con una dirección de buzamiento de 337° y un buzamiento de 27°, expresados en rumbo y buzamiento: N23°E y 27°NW. Estos sistemas de discontinuidades y el estrato de Andesitas lávicas gráficamente no cortan a la gráfica del ángulo de fricción, por lo que la probabilidad de rotura es baja. De esta forma la probabilidad de desprendimiento de bloques es baja.

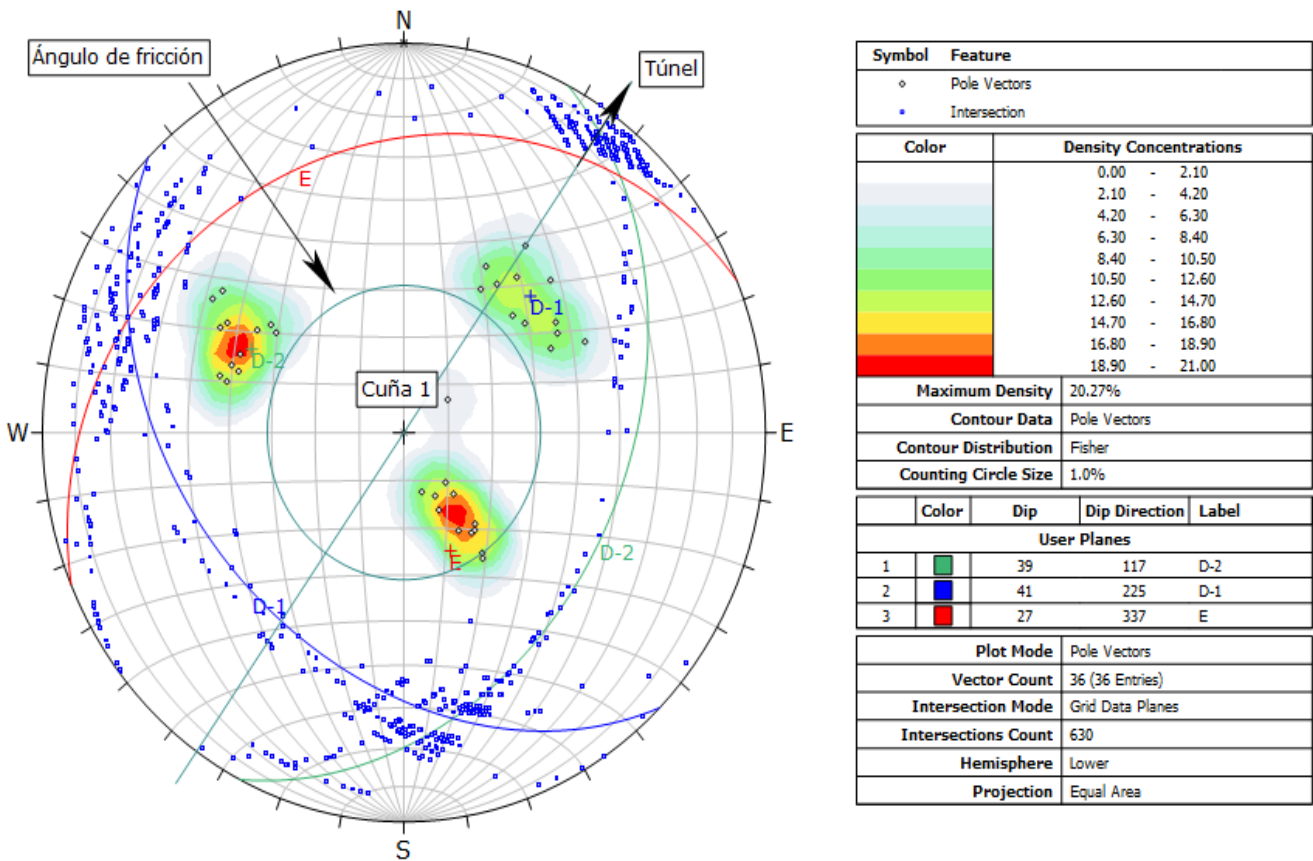


Figura 4.34 Proyección estereográfica de la estación 8

Estación 9: En esta proyección estereográfica se observa con dirección de buzamiento promedio de 22° y buzamiento promedio de 56°, expresado en rumbo y buzamiento: N68°W y 56°NE, un primer sistema de discontinuidades. Luego con dirección de buzamiento promedio de 159° y buzamiento promedio de 68°, expresado en rumbo y buzamiento: N69°E y 68°SE, un segundo sistema de discontinuidades. Además está representada gráficamente el estrato con una dirección de buzamiento de 240° y un buzamiento de 70°, expresados en rumbo y buzamiento: N30°W y 70°SW. Estos sistemas de discontinuidades están cortando a la gráfica del ángulo de fricción, por lo que la probabilidad de rotura es media. Generando una rotura del tipo cuña, con posible desprendimiento de bloques.

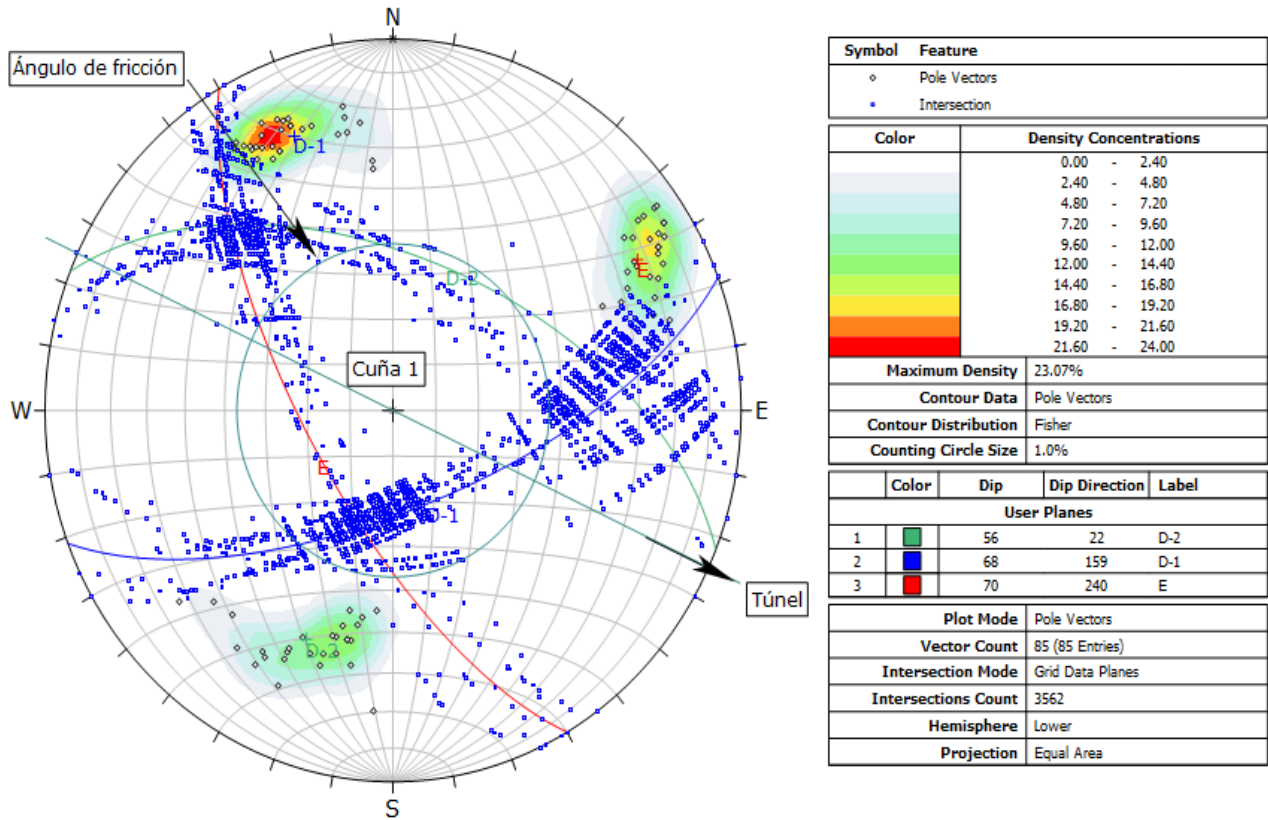


Figura 4.35 Proyección estereográfica de la estación 9

4.6. SOSTENIMIENTO SUBTERRÁNEO

El sostenimiento utilizado en el Nivel 5 se adecua con la estabilización de la excavación subterránea y con las condiciones litológicas la sección a estabilizar, en muchos de los casos no cumplen con las exigencias de estabilización geomecánica. Por ejemplo, en muchos de los tramos presentan cuadros de madera deterioradas, anclajes en el mismo sentido de la junta principal, que no cumplen ninguna función de sostenimiento. Los mapeos geomecánicos de estabilización no están en muchos de los casos relacionados con el análisis tensional de interacción roca excavación subterránea

A diferencia de otros sistemas de clasificación geotécnica, las tablas para calcular los parámetros que definen Q prácticamente no han cambiado desde la introducción del método en 1974 (en 1993 se introdujo una modificación al parámetro SRF , para permitir el considerar condiciones con riesgo de estallidos de roca (Grimstad & Barton, 1993), y en 2002 se introdujeron cambios menores para mejorar las correlaciones (Barton, 2002)).

Tabla 4.20 tipos de sostenimiento según la valoración Q

Estaciones	ESR	Ancho	Q	$D_e = \frac{\text{Ancho o altura (m)}}{ESR}$
E-01	1.6	3.4	2.00	2.13
E-02	1.6	3.35	13.48	2.09
E-03	1.6	3.4	7.19	2.13
E-04	1.6	3.25	8.15	2.03
E-05	1.6	2.9	10.18	1.81
E-06	1.6	2.9	12.56	1.81
E-07	1.6	3.3	13.94	2.06
E-08	1.6	2.8	11.76	1.75
E-09	1.6	3.4	4.15	2.13



Figura 4.36. A. Pernos de anclaje colocados en el mismo sentido de la Veta Murciélago y no cumpliendo ninguna estabilización. B. Cuadros de madera deteriorados por la fluctuación de agua subterránea.

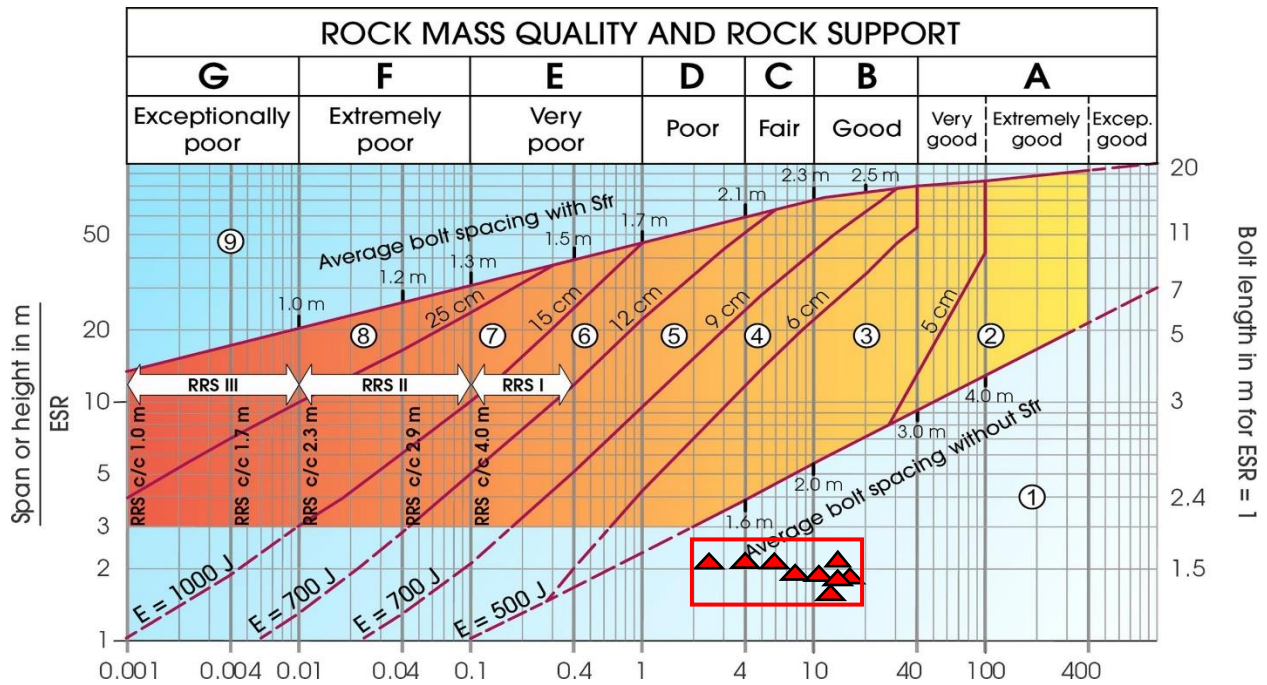


Figura 4.37 Recomendaciones de soporte permanentes basados en los valores de Q y ESR.

Fuente: (Barton N. 2002)

Tabla 4.21 Recomendaciones de soporte permanentes de acuerdo a los resultados obtenidos

Clase de roca	Condiciones de la roca Q - valor(1)	Apoyo o tipo de sostenimiento (2)
A/B	Macizo rocoso débilmente articulado medida de espaciamiento entre las juntas > 1m. Q = 100-10	Clase de apoyo I - Pernos dispersos.
C	Macizo rocoso moderadamente articulado medida de espaciamiento entre las juntas 0.3-1 m. Q = 10 - 4	Clase de apoyo II - Empernado sistemático, centros/centros (c/c) 2m.
D	Macizo rocoso fuertemente articulado medida de espaciamiento entre las juntas < 0.3 m. Q = 4 - 1	Clase de apoyo III - Shotcrete B35 E1000, grosor 80 mm. - Empernado sistemático, c/c 1.75 m.

(1) Los valores Q se dan de acuerdo a la compresión uniaxial. UCS = 100 MPa (Barton 2007).

(2) Dimensiones del arco.

Fuente: (Barton N, 2002)

4.7. PRESENTACIÓN RESULTADOS

La excavación subterránea del Nivel 5 de la Mina Paredones está emplazada en el Volcánico Chilete, compuesto generalmente por rocas Andesitas, de color verde conformada por minerales esenciales como: Plagioclasas Feldespatos y mínimas cantidades de Cuarzo. Y accesorios como: Hornblenda, Biotita, Piroxenos, Anfíboles, etc. Con texturas afanítica de grano fino a medio, delimitado por el cartografiado litológico estructural del área de estudio. Las facies litológicas de depositación volcánica tienen orientación: Az = 220° y Bz = 25° NW, con inclusiones de diques de color blanquecino que cortan a las andesitas.

Al mismo también presenta zonificaciones de alteración Argílica en la parte inicial del ingreso a bocamina y la parte final cerca al cuarto de máquinas, ocasionado por las aguas meteóricas que van alterando a los minerales sulfatados por con siguiente afectando a las rocas cajas techo y piso, ocasionando zonas inestables en las labores de la excavación por la alta alteración que presenta la roca e influenciando en gran parte por las aguas subterráneas que aceleran los procesos de alteración.

4.7.4. TIPO DE SOSTENIMIENTO EN BASE A LOS RESULTADOS

El sostenimiento en el Nivel 5, esta relacionando con el análisis geomecánicos y las variables propuestas por la investigación de tesis a siendo interpretada en cada estación de estudio reportando valores desde mala a buena calidad de acuerdo con los parámetros geomecánicos.

Tabla 4.22 Tipo de sostenimiento aplicado al túnel del nivel 5 de la mina Paredones, basado en el índice de calidad de roca Barton.

Tipo de roca	Estaciones geomecánicas	Valoración Q	Tipo de sostenimiento
B	E-02	13.48	Generalmente no requiere sostenimiento. De ser requerido colocar pernos aislados de 2 a 3 metros (cementados o con resina) ya sea en las paredes y/o techos y en intersecciones del túnel.
	E-05	10.18	
	E-06	12.56	
	E-07	13.94	
	E-08	11.76	
C	E-03	7.19	Colocar en forma sistemática pernos (cementados o con resina) separados de 1.6 - 2 metros, dependiendo del comportamiento del macizo se podría utilizar una malla electrosoldada y alternativamente shotcrete de 2" de espesor.
	E-04	8.15	
	E-09	4.15	
D	E-01	2.00	Colocar en forma sistemática pernos (cementados o con resina) espaciados cada 1 metro con malla metálica y una capa de shotcrete de 3" de espesor. Alternativamente en lugar de la malla se puede reforzar el shotcrete con fibras de acero.

Las caracterizan geométricas transversal de la excavación E-1, presentar dos tipo de zonamientos litológicos: el hastial izquierdo está compuesto de rocas de mala calidad, y el hastial derecho de rocas de calidad media, ambas presentando un comportamiento muy distinto, pero sobre todo la afectación que se genera es sobre todo vertical y deformacional en este tramo de 50 m., sugiriendo pernos cementados una capa de shotcrete por la generación de deformacional vertical que lo muestra el modelo numérico Phase². Y para mejores contactos de sobre carga utilizar shotcrete reforzado con fibras de acero entre el sobre y la clave.

La estación E-03, E-04, presenta parámetros geotécnicos de calidad regular, pero el comportamiento de la roca ocasiona gran cantidad de aberturas que van desde 5 mm. A 1cm. Sugiriendo que se debe estabilizar con pernos de anclaje en toda su sección de estabilización con ayuda de mallas metálicas electrosoldadas, para mejores trabajos de funcionamiento estabilizador.

Las estaciones: E-2, E-7, no requiere de sostenimiento por las condiciones geomecánicas de la roca de buena calidad de roca, también los bloques de rocas que presenta están bien trabados en su matriz rocosa generando una estabilización permanente en toda la sección de análisis.

En cambio las estaciones: E-5 y E-6, son excavaciones de tajeos de orientación NE, geomecánicamente rocas de buena calidad, requiriendo desquinchados en la sección de avance por las condiciones que se presenta la excavación subterránea.

El sostenimiento de la estación E-8 se caracteriza por tener otra veta la cual en su emplazamiento ha formado con la roca encajonante (Andesita) una zona de contacto, originando una alteración argílica, sugiriendo que el sostenimiento de esta zona debe ser con pernos de anclaje distribuidos en toda su sección a sostener 30.00 m.

La estación E-9 lo conforma un tramo de 17 m. para realizar un sostenimiento por medio de pernos de anclaje con malla metálica y shotcrete, por la mala calidad de roca que presenta este tramo, considerada como una zona de hundimiento gravitatorio sobre todo del techo aunque el Phase2 muestra que también existen deformación de solera por la presiones de las cajas, presente en la excavación subterránea

4.7.2. CÁLCULO Y DISTRIBUCIÓN DE TENSIONES

Los resultados obtenidos fue producto del análisis del comportamiento y la influencia que ejercen las tensiones principales INSITU, sobre la abertura y el contorno que hay en la excavación del túnel, fundamenta en el equilibrio entre la magnitud y dirección de las tensiones que recurre en la excavación, por tanto, para calcular las tensiones verticales y el valor de las tensiones horizontales, se utilizó el software RockData y para el parámetro k el criterio de Según Hoek y Brown (1980) descrito en el Cap. II, además se hizo una comparación con el Método de los Taladros Detonados (DT) obteniendo valores similares. El cartografiado geotécnico muestra que el Nivel 5 presenta variaciones de tensionales del esfuerzo principal mayor, menor y la altura de carga litostática en cada estación geomecánica a analizar e interpretar mostrando valores acordes con los resultados de gabinete. Mostrando el valor promedio del coeficiente de reparto de tensiones

(K) = 1.82 en este Nivel 5 y ángulo de orientación de la aureola o halo de deformación de 53°, relación a la línea de referencia y el diámetro mayor.

Tabla 4.23 Distribución de tensiones del Nivel 5

Estaciones geomecánicas	σ_1	σ_3	k	z
E-01	0.32	0.18	1.78	15.3
E-02	0.62	0.37	1.68	15.8
E-03	1.39	0.75	1.85	13.0
E-04	2.09	1.13	1.85	13.2
E-05	2.32	1.25	1.86	12.8
E-06	2.48	1.34	1.85	14.0
E-07	2.73	1.51	1.81	15.0
E-08	3.46	1.87	1.85	14.1
E-09	3.30	1.81	1.82	14.3

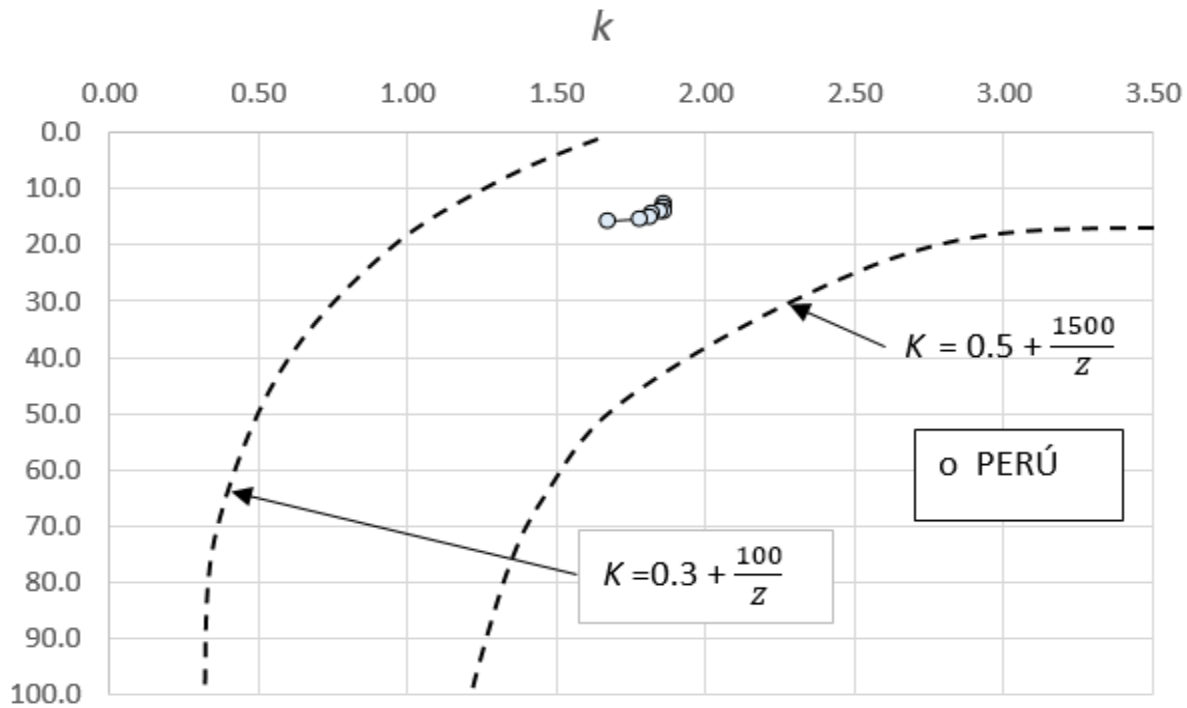


Figura 4.38 Distribución de tensiones (k) en el túnel del nivel 5 de la mina Paredones. Basado en el criterio de Hoek y Brown

4.8. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS

Mediante la investigación se contrastó la hipótesis, afirmando que el comportamiento geotécnico de la excavación subterránea del Nivel 5, está condicionada por la litología de la Formación Chilete; las cuales se encuentran fracturadas, categorizando roca regular a buena calidad que varían en el rango de 46-77 y por esfuerzos tensionales $k = 1.82$ y ángulo de deformación 53° , conformando como variable detonante: tensiones, litología estructuras e hidrogeología, obteniendo como resultado desprendimientos de rocas y deformaciones progresivas en la excavación. Por ello se confirma las subsidencias geotécnicas y desprendimientos de rocas es constante por las variables analizadas.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

El comportamiento geológico – estructural del nivel 5 de la mina paredones este análisis se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica, utilizando la versión avanzada del programa de computo DIPS V6.0. Los análisis que se realizaron están referidos a las estructuras en general identificando las estructuras mayores y a las estructuras menores, además de tres dominios de sistemas.

Según el criterio de Bieniawski (1989), la lava andesítica es de calidad Media (RMR 46 a 59 - promedio 53), el pórfido Andesítico es de calidad Regular a Buena (RMR 64 a 74 - promedio 69), la veta es de calidad buena (RMR 62 a 63 - promedio 62.5), estando involucradas tanto la roca estéril como la roca mineralizada (veta) siendo estas de similar calidad.

Los resultados del análisis de estabilidad, controlado por los esfuerzos, se obtuvo utilizando el programa PHASE2. Se modeló el estado actual como se encuentran las excavaciones, y a partir de ello se determinó lo siguiente, los datos revelan que la mayoría de la excavación (incluyendo la veta “Murcielago” del tajeo) tienen factores de seguridad aceptables, pero también

se puede observar en algunas áreas del contorno de algunas excavaciones inestabilidades potenciales.

Como resultado la medición de tensiones IN SITU, denominado: Método de Detonación de Taladros MDT, el cual provee dirección y magnitud de las líneas de fuerza respectivamente, e inclusive el valor del parámetro k . Obteniéndose un valor $k > 1$, y haciendo una relación entre la mayor tensión formando un elipse y la excavación sugiere que esta debe ser en forma de “baúl”. Esto contribuye también a un mejor sostenimiento si exposición a la roca suelta, menor cantidad de taladros y explosivos al usar las tensiones del macizo rocoso.

Las categorías de sostenimiento, estimadas en base al índice de Q (según Grimstand y Barton 1993) con calidad de roca buena, media y mala y una categoría 1 lo cual sugiere pernos dispersos, empernado sistemático c/c 2m y empernado sistemático c/c 1.75m con shotcrete de 80 mm de grosor respectivamente.

Los parámetros que se utilizó en el análisis tenso deformacional del nivel 5. A través del método de elementos Finitos MEF, fue muy versátil al momento de hacer interacciones de esfuerzos internos de la roca, materiales de soporte, deformaciones, zonas de plastificación, fluencia de materiales y factor de resistencia de roca.

5.2. RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar otros ensayos de laboratorio como: Ensayos triaxiales para determinar con más exactitud la resistencia de la roca al corte.

A futuro una alternativa sería el análisis de las convergencias del túnel previamente a la instalación de sostenimiento, durante la relajación del macizo, y entre las diferentes fases de instalación del sostenimiento, pues como es lógico, no se produce una “instalación instantánea del sostenimiento”. Esto sería complicado, pero permitiría un análisis más objetivo del comportamiento del sostenimiento y por tanto más eficaz.

No se debe hacer el diseño de malla de perforación sin antes haber efectuado el estudio geomecánico del macizo rocoso, ya que esto permitirá determinar el tamaño de la malla y el tipo de explosivo a utilizar de acuerdo a las especificaciones técnicas del mismo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aguilar, A. (2008). Caracterización Geotécnica y Estructural de la Rampa de Exploración y del Túnel de Drenaje, Mina Chuquicamata. Santiago.
- Aronés, Y. I. (2012). Comportamiento de la roca blanda en un túnel de exploración diseñado con el sistema Q. Lima: UNI.
- Bardales Briones, B. (2014). Análisis Estructural de las secuencias cretáceas de los baños del inca y alrededores, Cajamarca - Perú.
- Berrocal Mallqui, M. A. (2014). Medición de tensiones INSITU en el macizo rocoso. Lima.
- Bieniawski, Z. (1976). Rock Mass Classification in Rock Engineering. Symposium Proceedings of Exploration for Rock Engineering, 1, 97-106.
- Brown, E. H. (1988). rocscience. Obtenido de https://www.rocscience.com/documents/pdfs/library/RL_2.pdf
- Cabrera, T., & Enrique, C. (2014). Estudio comparativo entre requerimientos de soporte y fortificación de túneles definidos según métodos empíricos de clasificación geomecánica versus métodos analíticos y numéricos. Santiago.
- Catuneanu, O. (2002). Sequence stratigraphy of clastic systems: concepts, merits, and pitfalls. *Journal of African Earth Sciences*, 1 - 43.
- Hoek, E. A. (1988). The Hoek-Brown Failure criterion-a 1988 Update. Toronto.
- Marinos, E. H. (December 2000). Predicting tunnel squeezing problems in weak heterogeneous rock masses.
- Marinos, P. y. (2000). A geologically friendly tool for rock mass strength estimation. Melbourne.
- Marquéz, V. (s.f.). Análisis tenso-deformacional y diseño de fortificaciones para una explotación de cobre por sublevel stopping. Atacama Kozan (Chile). Santiago.

- Mitchell, T. M. (2012). Towards quantifying the matrix permeability of fault damage zones in low porosity rocks. .
- N, B. (2002). Some new Q-Value correlations to assist in site characterization and tunnel desing. Madrid.
- Ordoñez, J. M. (2016). Aspectos-clave de la Geología. 31.
- Ortiz, R. (2009). La Geotecnia de los Túneles de Pajares. .
- R, C. (2004). Evaluación Geomecánica para el Método de Minado del Proyecto San José – Patagonia – Argentina. Informe Técnico preparado para Compañía Minera Santa Cruz S.A.
- Reyes Rivera , L. (1980). Geología de los cuadrángulos de Cajamarca, San Marcos y Cajambamba 15-f, 15-g, 16-g - (Boletín A 31). Lima.
- Rodríguez Dono, A. (2011). Comportamiento post-rotura de los macizos rocosos. Madrid: Académica española.
- Romana, M. (marzo 2001). Recomendaciones de excavación y sostenimiento para túneles. Ciencia y Técnica de la Ingeniería Civil, Revista de Obras Públicas, 19-28.
- Ruiz, R. (2001). Recomendaciones de excavación y sostenimiento para túneles. España, univerisidad de Oviedo.
- Salazar Dlanto, E., & Córdova Rojas, D. (2013). Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos.
- Sloss. (1963). Sequences in the cratonic interior of Northamerican Craton and the Russian Platform - Proceedings 24th International Geological Congress, 6, 24-32. AAPG Bull.
- Soto, J., & Manzano, D. (2001). Geometría y Cinemática de Fallas recientes en el margen septentrional del mar de Alborán (sector de Maro, provincia de Málaga). Sociedad Geológica de España.

Toroverero, F. M. (2018). Relación geotécnica y Litomorfoestructural del túnel de la mina Paredones . Cajamarca: UNC.

Uribe. (2011). Evaluación geológica preliminar proyecto Paredones.

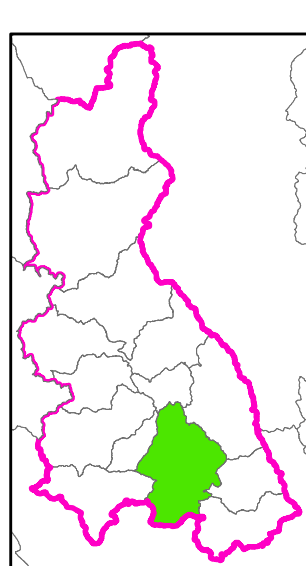
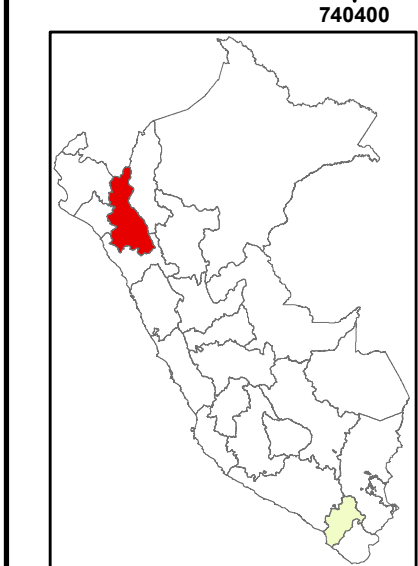
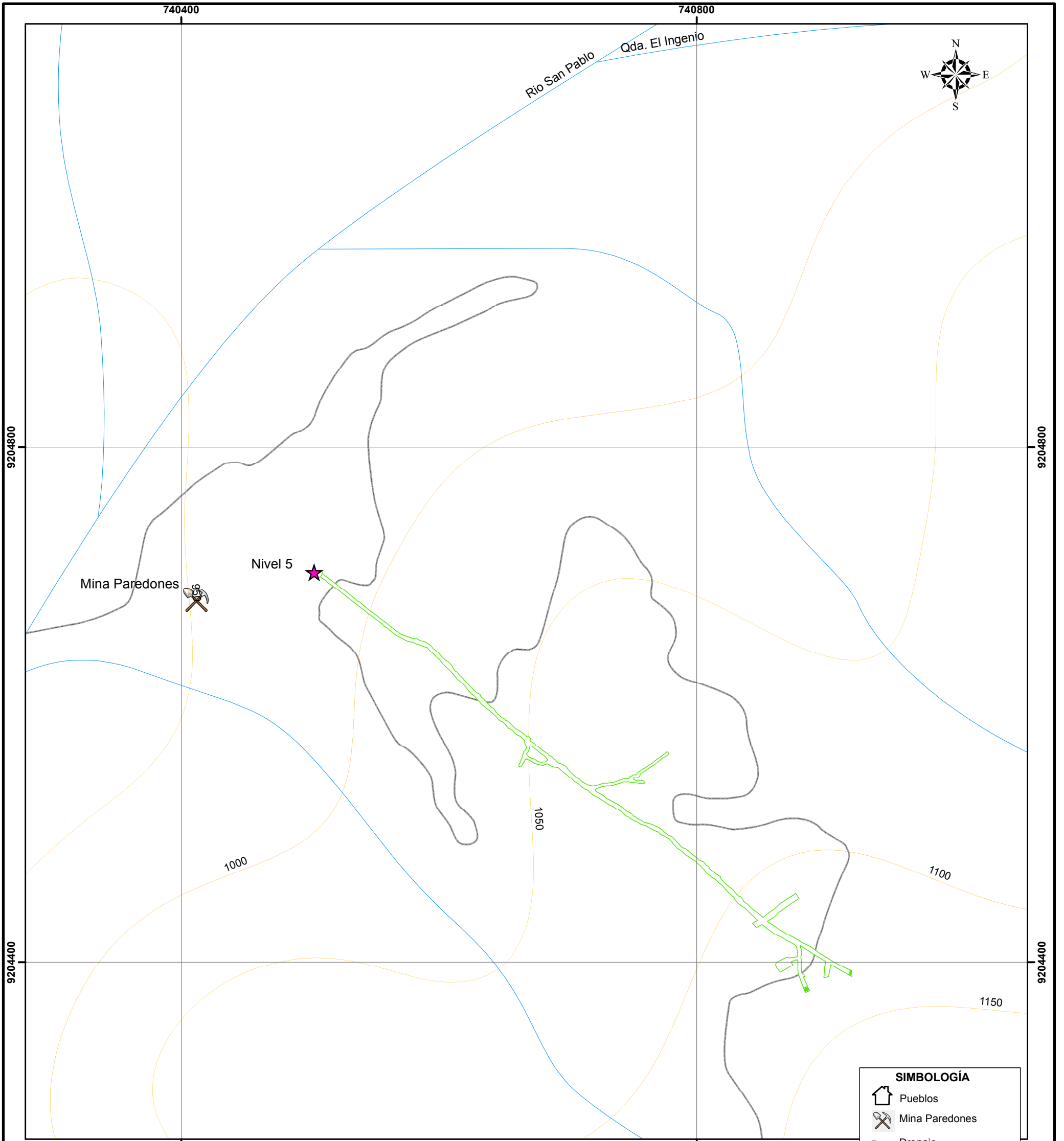
Vallejo, G. d. (1983). Geotechnical procedures for open pit coal mines design. Rock Mechanics , C11-C16.



SIMBOLOGÍA	
	Pueblos
	Mina Paredones
	Drenaje
	Cerro
	Curvas a nivel mayores
	Curvas a nivel menores
	Túnel nivel 5
	Carretera asfaltada
	Carretera afirmada



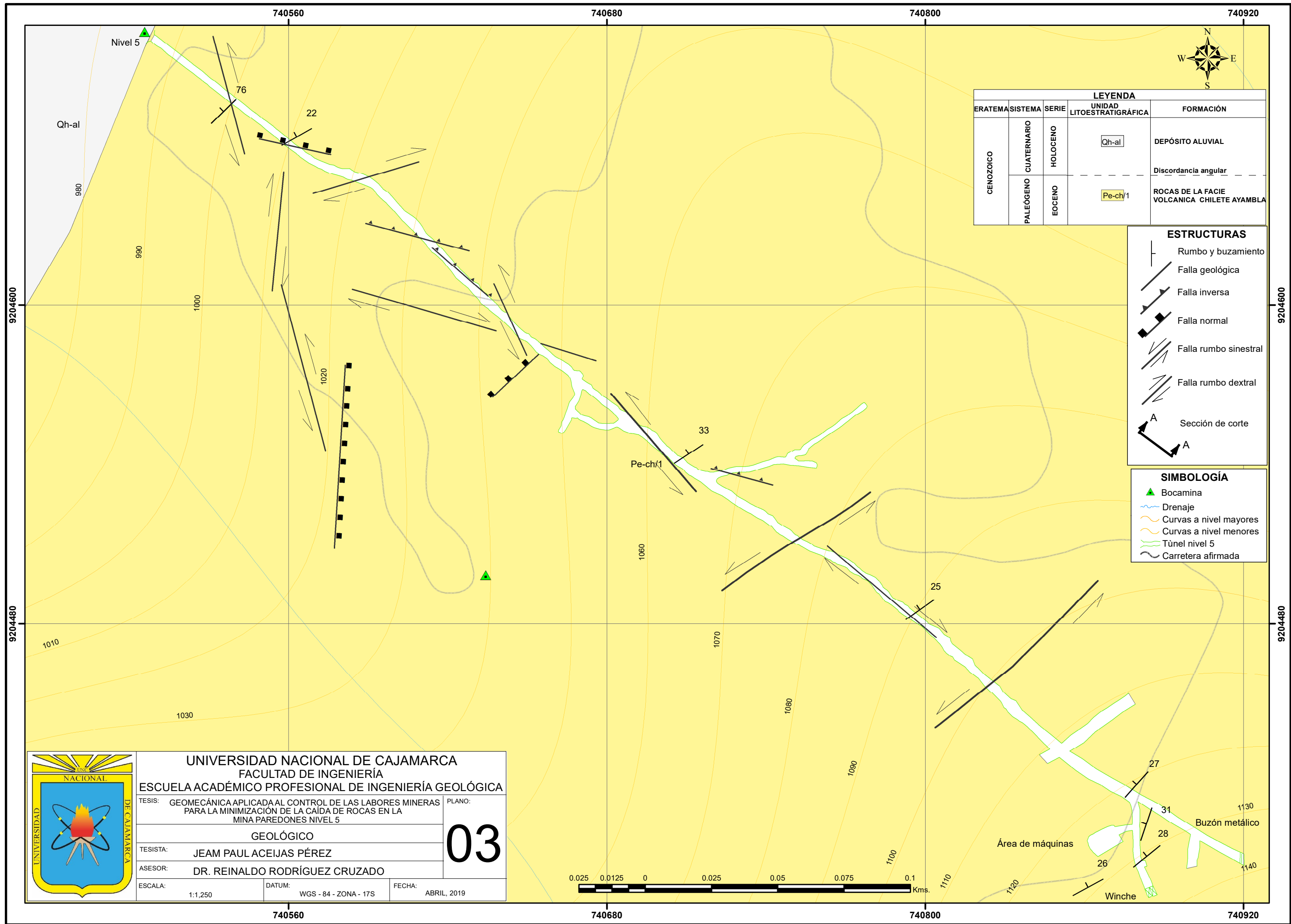
UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA		
FACULTAD DE INGENIERÍA		
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA		
TESISTA: GEOMECAÁNICA APLICADA AL CONTROL DE LAS LABORES MINERAS PARA LA MINIMIZACIÓN DE LA CAÍDA DE ROCAS EN LA MINA PAREDONES NIVEL 5		PLANO:
IMÁGEN SATELITAL SASPLANET - BING MAPS		01
TESISTA: JEAM PAUL ACEIJAS PÉREZ		
ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO		
ESCALA: 1:3.000	DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S	FECHA: ABRIL, 2019



SIMBOLOGÍA	
	Pueblos
	Mina Paredones
	Drenaje
	Cerro
	Curvas a nivel mayores
	Curvas a nivel menores
	Túnel nivel 5
	Carretera asfaltada
	Carretera afirmada



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA		
TESIS: GEOMECÁNICA APLICADA AL CONTROL DE LAS LABORES MINERAS PARA LA MINIMIZACIÓN DE LA CAÍDA DE ROCAS EN LA MINA PAREDONES NIVEL 5		PLANO: <div style="font-size: 2em; font-weight: bold; text-align: center;">02</div>
PLANO DE UBICACIÓN		
TESISISTA: JEAM PAUL ACEIJAS PÉREZ		
ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO		
ESCALA: 1:3,000	DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S	FECHA: ABRIL, 2019



LEYENDA				
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	FORMACIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOGENO	Qh-al	DEPÓSITO ALUVIAL
				Discordancia angular
	PALEÓGENO	EOCENO	Pe-ch/1	ROCAS DE LA FACIE VOLCANICA CHILETE AYAMBLA

ESTRUCTURAS	
	Rumbo y buzamiento
	Falla geológica
	Falla inversa
	Falla normal
	Falla rumbo sinistral
	Falla rumbo dextral
	Sección de corte

SIMBOLOGÍA	
	Bocamina
	Drenaje
	Curvas a nivel mayores
	Curvas a nivel menores
	Túnel nivel 5
	Carretera afirmada

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA

TESIS: GEOMECÁNICA APLICADA AL CONTROL DE LAS LABORES MINERAS PARA LA MINIMIZACIÓN DE LA CAÍDA DE ROCAS EN LA MINA PAREDONES NIVEL 5

PLANO: **03**

TESISTA: JEAM PAUL ACEIJAS PÉREZ

ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO

ESCALA: 1:1,250 DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S FECHA: ABRIL, 2019



740560 740680 740800 740920



LEYENDA				
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	FORMACIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Qh-al	DEPÓSITO ALUVIAL
	PALEÓGENO	EOCENO	Pe-ch/1	ROCAS DE LA FACIE VOLCANICA CHILETE AYAMBLA

ESTRUCTURAS	
	Rumbo y buzamiento
	Falla geológica
	Falla inversa
	Falla normal
	Falla rumbo sinistral
	Falla rumbo dextral

SIMBOLOGÍA	
	Bocamina
	Drenaje
	Curvas a nivel mayores
	Curvas a nivel menores
	Túnel nivel 5
	Carretera afirmada

Estación 1							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Andesita	15	17	20	-	0.030	24.05	0.54
Traquiandesítica	38	36.03	46	2.00	0.072	49.06	

Estación 2							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Andesítica	75	80.88	63	13.48	0.372	63.15	2.84
Veta	55	63	56	-	0.218	57.18	

Estación 3							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Andesítica	82	76.15	64	7.19	0.571	58.57	3.94
Veta	55	63	56	-	0.218	57.18	

Estación 6							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Andesítica	105	86.18	74	12.56	1.299	60.34	15.07

Estación 4							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Andesítica	85	76.03	62	8.15	0.842	59.29	3.49
Veta	55	63	56	-	0.218	57.18	

Estación 5							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Andesítica	96	90.15	59	10.18	0.939	58.33	13.17

Estación 7							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Andesítica	122	83.64	65	13.94	1.555	64.37	3.49
Veta	55	63	56	-	0.218	57.18	

Estación 8							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Andesítica	115	79.36	77	11.76	1.299	59.30	17.24

Estación 9							
Litología	σ_{ci} (MPa)	RDQ	RMR	Q	c (MPa)	ϕ°	FS
Argílica avanzada	18	20	22	-	0.030	24.05	0.54
Andesita	102	75.41	59	4.15	0.851	53.27	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA

TESIS: GEOMECÁNICA APLICADA AL CONTROL DE LAS LABORES MINERAS PARA LA MINIMIZACIÓN DE LA CAÍDA DE ROCAS EN LA MINA PAREDNES NIVEL 5 PLANO:

GEOTÉCNICO

TESISTA: JEAM PAUL ACEIJAS PÉREZ

ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO

ESCALA: 1:1,250 DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S FECHA: ABRIL, 2019

04



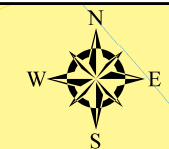
740560 740680 740800 740920

740560

740680

740800

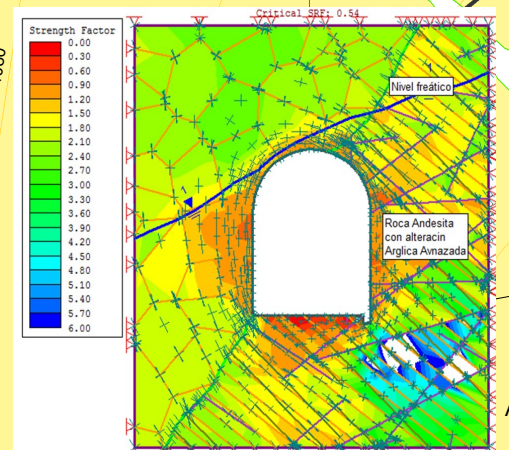
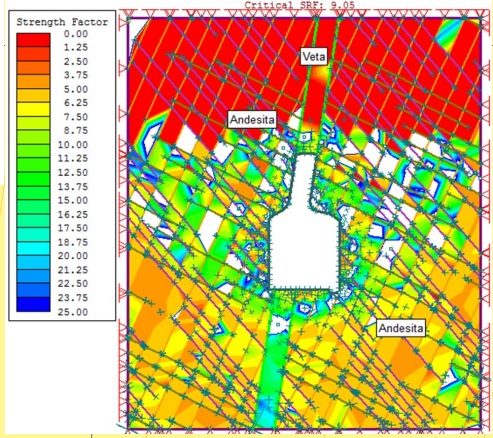
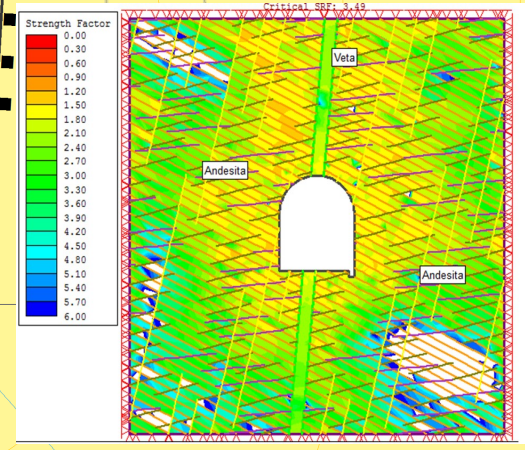
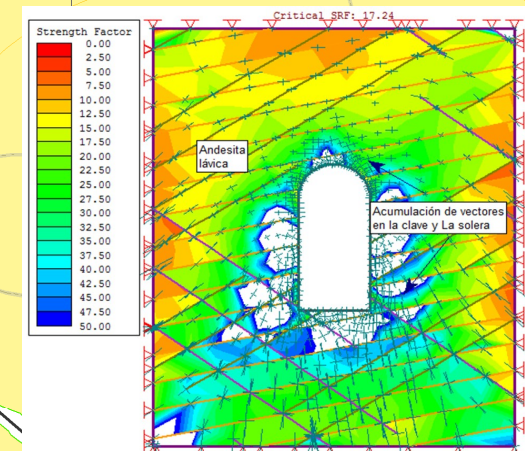
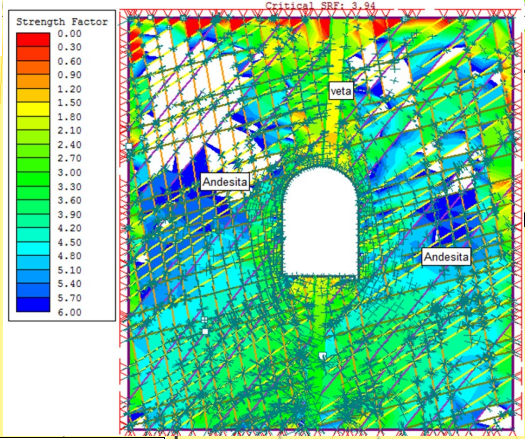
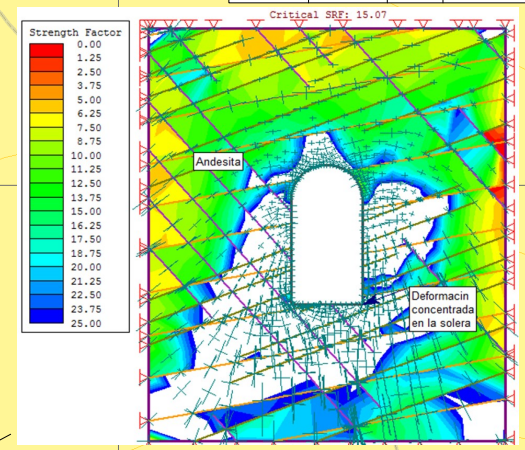
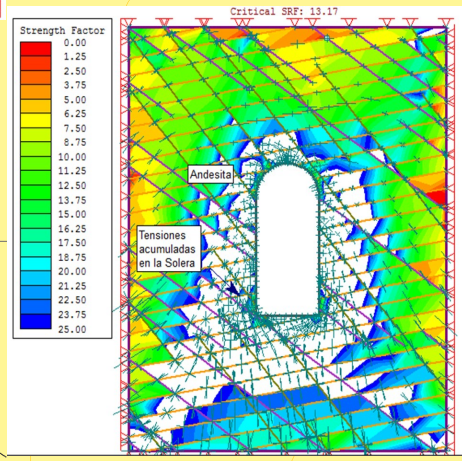
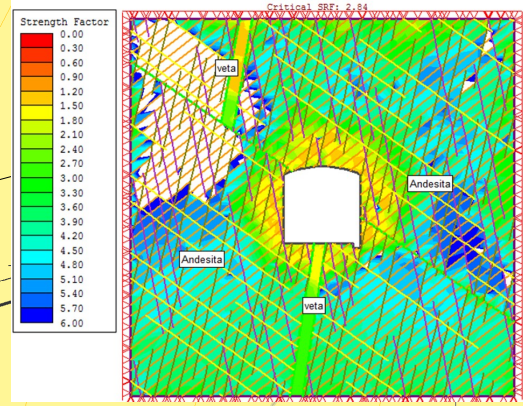
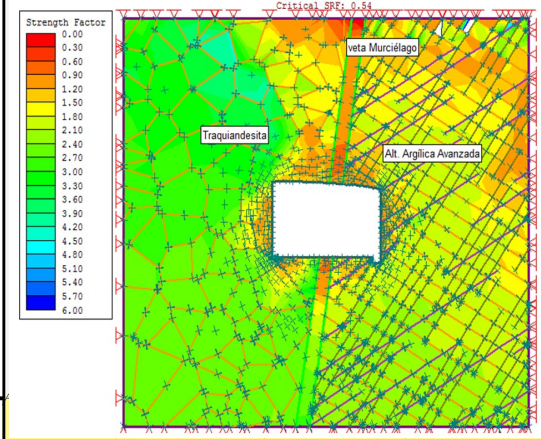
740920



LEYENDA				
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOSTRATIGRÁFICA	FORMACIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Qh-al	DEPÓSITO ALUVIAL
				Discordancia angular
	PALEÓGENO	EOCENO	Pe-ch/1	ROCAS DE LA FACIE VOLCANICA CHILETE AYAMBLA

ESTRUCTURAS	
	Rumbo y buzamiento
	Falla geológica
	Falla inversa
	Falla normal
	Falla rumbo sinistral
	Falla rumbo dextral

SIMBOLOGÍA	
	Bocamina
	Drenaje
	Curvas a nivel mayores
	Curvas a nivel menores
	Túnel nivel 5
	Carretera afirmada



Estaciones	Tensiones		coeficiente de reparto de tensiones k	factor de seguridad (FS)
	σ_1	σ_3		
E-1	0.32	0.18	1.78	0.54
E-2	0.62	0.37	1.68	2.84
E-3	1.39	0.75	1.85	3.94
E-4	2.09	1.13	1.85	3.49
E-5	2.32	1.25	1.86	13.17
E-6	2.48	1.34	1.85	15.07
E-7	2.73	1.51	1.81	3.49
E-8	3.46	1.87	1.85	17.24
E-9	3.30	1.81	1.85	0.54



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA

TESIS: GEOMECÁNICA APLICADA AL CONTROL DE LAS LABORES MINERAS PARA LA MINIMIZACIÓN DE LA CAÍDA DE ROCAS EN LA MINA PAREDONES NIVEL 5 PLANO:

TENSIONES DEFORMACIONALES

TESISTA: JEAM PAUL ACEIJAS PÉREZ

ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO

ESCALA: 1:1,250 DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S FECHA: ABRIL, 2019

05



740560

740680

740800

740920

9204600

9204600

9204480

9204480

1030

1060

1080

Área de máquinas

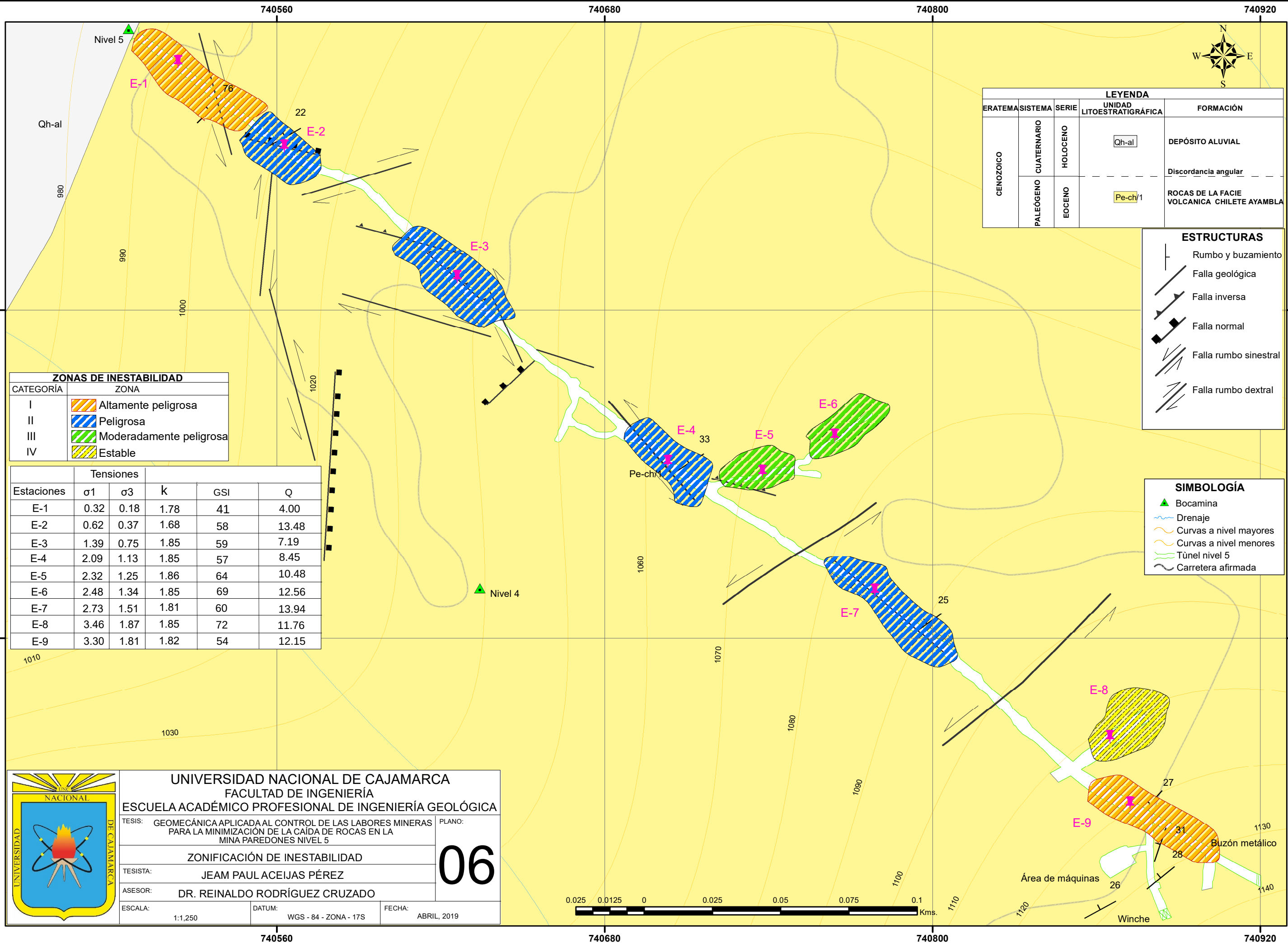
Buzón metálico

Winche

1130

1140

740920



LEYENDA				
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	FORMACIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOGENO	Qh-al	DEPÓSITO ALUVIAL
				Discordancia angular
	PALEÓGENO	EOCENO	Pe-ch/1	ROCAS DE LA FACIE VOLCANICA CHILETE AYAMBLA

ESTRUCTURAS	
	Rumbo y buzamiento
	Falla geológica
	Falla inversa
	Falla normal
	Falla rumbo sinistral
	Falla rumbo dextral

ZONAS DE INESTABILIDAD	
CATEGORÍA	ZONA
I	Altamente peligrosa
II	Peligrosa
III	Moderadamente peligrosa
IV	Estable

Estaciones	Tensiones				
	σ_1	σ_3	k	GSI	Q
E-1	0.32	0.18	1.78	41	4.00
E-2	0.62	0.37	1.68	58	13.48
E-3	1.39	0.75	1.85	59	7.19
E-4	2.09	1.13	1.85	57	8.45
E-5	2.32	1.25	1.86	64	10.48
E-6	2.48	1.34	1.85	69	12.56
E-7	2.73	1.51	1.81	60	13.94
E-8	3.46	1.87	1.85	72	11.76
E-9	3.30	1.81	1.82	54	12.15

SIMBOLOGÍA	
	Bocamina
	Drenaje
	Curvas a nivel mayores
	Curvas a nivel menores
	Túnel nivel 5
	Carretera afirmada



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA

TESIS: GEOMECÁNICA APLICADA AL CONTROL DE LAS LABORES MINERAS PARA LA MINIMIZACIÓN DE LA CAÍDA DE ROCAS EN LA MINA PAREDONES NIVEL 5 PLANO: **06**

TESISTA: JEAM PAUL ACEIJAS PÉREZ

ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO

ESCALA: 1:1,250 DATUM: WGS - 84 - ZONA - 17S FECHA: ABRIL, 2019

