



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



**“DIMENSIONAMIENTO DE LAS CÁMARAS Y PILARES, PARA
LA EXPLOTACIÓN DE YACIMIENTOS AURÍFEROS TIPO
MANTO EN LA MINA CUMUNI Y SANTA ANA – CORPORACIÓN
MINERA ANANEA S.A.”**

TESIS

PRESENTADA POR:

ANICETO TURPO LOZADA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2017



NOMBRE DEL TRABAJO

**DIMENSIONAMIENTO DE LAS CÁMARAS
Y PILARES, PARA LA EXPLOTACIÓN DE
YACIMIENTOS AURÍFEROS TIPO MANT
O**

AUTOR

ANICETO TURPO LOZADA

RECUENTO DE PALABRAS

21049 Words

RECUENTO DE CARACTERES

109856 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

113 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

3.2MB

FECHA DE ENTREGA

Mar 30, 2023 5:36 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Mar 30, 2023 5:37 AM GMT-5

● **16% de similitud general**

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

- 15% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 7% Base de datos de trabajos entregados
- 2% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 10 palabras)

V°B°

Firmado digitalmente por SALAS
URVIOLA, Fernando Benigno FAU
20145496170 soft
Motivo: Doy V°B°
Fecha: 30.03.2023 05:50:24 -05:00



DEDICATORIA

Quiero dedicárselo a Dios por haberme llevado hasta este punto crucial de mi vida y por haberme guiado en el camino correcto que he seguido en mi carrera.

A mi Madre Sra. Eusebia Lozada, Padre Don Mariano Turpo, de quienes valoro sus consejos, que son motivo de reflexión para no dejarse vencer y que con su sacrificio pudieron apoyarme, la que sirvió en mi formación.

A mi esposa Carmen y mis hijos Leonel, Qiao Lizeth y Yuhuan Li, que son lo más valioso para mí, ya que me brindan su fortaleza para yo poder seguir adelante, también por entregarme paz, cariño y amor incondicional; cada vez que los contemplo, me doy cuenta de que todo se torna más llevadero para mí. Cuyo estímulo hace que sea la principal motivación, para el desarrollo profesional.

A mis Tíos: Don José Lozada y Sabino Lozada (+) a quienes por todos sus consejos de superación y apoyo moral que me sirvieron para seguir y poder culminar una etapa más.



AGRADECIMIENTO

Al estado peruano por darme la oportunidad a la educación y el perfeccionamiento profesional.

A los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano Puno, por todos sus consejos y sus enseñanzas en las aulas.

A la Empresa Minera Corporación Minera Ananea S.A., quien supo acogerme en grupo y brindarme su apoyo al elaborar esta tesis. Al darme la oportunidad de desarrollar mis prácticas profesionales y posteriormente trabajar en su grupo.

Mis más profundos sentimientos de agradecimiento y aprecio para el Dr. Luis Borda Bordehore, los Ingenieros Rolando Luque G.G. Gina, Edy Huanca tutor del Proyecto, Wilberth Chura y David Velásquez Condori, quienes mientras realizaba este proyecto supieron brindarme su mano amigable, sus conocimientos y experiencias para poder desarrollar de manera eficiente este estudio de inicio a fin.

ANICETO TURPO LOZADA



ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

RESUMEN 13

ABSTRACT..... 14

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA. 15

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA. 16

1.2.1. Pregunta General. 16

1.2.2. Preguntas específicas. 17

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... 17

1.3.1. Objetivo general. 17

1.3.2. Objetivos Específicos. 17

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN. 18

1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO. 19

1.6. VIABILIDAD DEL ESTUDIO 19

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN. 20

2.2. BASES TEÓRICAS. 22

2.2.1. Marco geológico. 22



2.2.1.1. Rasgos geomorfológicos.	22
2.2.1.2. Unidades litológicas	24
2.2.1.3. Depósitos glaciales, fluvio glaciales y aluviales.	28
2.2.1.4. Rocas intrusivas.	29
2.2.1.5. Peligros geológicos.	30
2.2.1.6. Geología económica.	31
2.2.2. Geología Estructural.	33
2.2.2.1. Análisis estereográfico de la estructura.	33
2.2.2.2. Discontinuidades de la masa rocosa.	35
2.2.2.3. Condición de las discontinuidades.	36
2.2.3. Propiedades físico mecánicas.	41
2.2.3.1. Propiedades físicas	41
2.2.3.2. Propiedades mecánicas.	43
2.2.4. Clasificación de la masa rocosa.	47
2.2.4.1. Índice de designación de calidad de roca RQD.	48
2.2.4.2. Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski).	51
2.2.4.3. Clasificación geomecánica Q.	53
2.2.5. Metodología de diseño pilares.	60
2.2.5.1. El criterio de rotura de Hoek-Brown.	61
2.2.5.2. Criterio de Hoek-Brown Generalizado.	62
2.2.5.3. Determinación de los esfuerzos en el Pilar.	63
2.2.5.4. Determinación de la resistencia de un Pilar.	67
2.3. MARCO CONCEPTUAL.	69
2.4. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS.	72
2.4.1. Hipótesis General.	72



2.4.2. Hipótesis Específica. 72

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. DISEÑO METODOLÓGICO..... 74

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA..... 74

 3.2.1. Población 74

 3.2.2. Muestra. 74

3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES. 75

3.4. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS. 76

3.5. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN..... 76

3.6. ÁMBITO DE ESTUDIO 77

 3.6.1. Descripción de la zona de estudio 77

CAPÍTULO IV

PRUEBAS Y RESULTADOS

4.1. PROPIEDADES ÍNDICE DEL MACIZO ROCOSO. 79

4.2. Clasificación del Macizo Rocosó. 81

4.3. DETERMINACIÓN DE LA RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO... 84

4.4. DETERMINACIÓN DE LOS ESFUERZOS. 84

 4.4.1. Esfuerzos Verticales 84

 4.4.2. Esfuerzos Horizontales 85

4.5. DIMENSIONAMIENTO DE PILARES..... 86

 4.5.1. Campo de Esfuerzo Actuante Sobre el Pilar. 87

CAPITULO V

DISCUSIÓN Y CONTRASTACIÓN

5.1 DISCUSIÓN 95



5.1.1. Clasificación Geomecánica.	95
5.1.2. Principales planos de discontinuidades.	96
5.1.2. Parámetros de Resistencia y Deformabilidad del Macizo Rocoso	96
5.1.3. Estimación de Esfuerzos del Macizo Rocoso.....	98
5.1.4. Dimensionamiento de Pilares	99
CONCLUSIONES	101
RECOMENDACIONES	101
BIBLIOGRAFÍA	103

ÁREA : Ingeniería de Minas

LÍNEA: Geomecánica

FECHA DE SUSTENTACION: 27 de setiembre de 2017



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Esquema de distribución buzamiento y dirección de buzamiento.....	34
Figura 2.	Esquema de Distribución de buzamiento y dirección de buzamiento	34
Figura 3.	Perfiles normalizados para la obtención del JRC. Escala es de 10 cm.....	38
Figura 4.	Índice de resistencia a la carga puntual.	44
Figura 5.	Muestra de una roca sometida a compresión uniaxial.....	45
Figura 6.	Cartilla de correlación para el Martillo Schmidt, relacionando la densidad de la roca, resistencia compresiva y el número de rebote. (Según Miller).	46
Figura 7.	Estado de tensiones de un ensayo triaxial (modificado – Assis, 2003a)	47
Figura 8.	Procedimiento de medición y cálculo del RQD (Deere, 1989).	49
Figura 9.	Bosquejo de líneas de flujo en un arroyo que fluye suavemente obstruido por tres pilares de puentes (después de Hoek & Brown, 1980).....	64
Figura 10.	Área Tributaria para Muros y Pilares Rectangulares.	66
Figura 11.	Estimación de esfuerzos horizontales con curvas empíricas.....	85
Figura 12.	Factor de Seguridad Estación E 04E, Sotfware Phases 6.0.....	88
Figura 13.	Trayectoria de Esfuerzos y esfuerzo principal mayor Estación E 04E, Sotfware Phases 6.0.....	88
Figura 14.	Factor de Seguridad Estación E 05E, Sotfware Phases 6.0.....	90
Figura 15.	Trayectoria de Esfuerzos y esfuerzo principal mayor Estación E 05E, Sotfware Phases 6.0.....	90
Figura 16.	Factor de Seguridad Estación E 13E, Sotfware Phases 6.0.....	92
Figura 17.	Trayectoria de Esfuerzos y esfuerzo principal mayor Estación E 13E, Sotfware Phases 6.0.....	92
Figura 18.	Factor de Seguridad Estación E 16E, Sotfware Phases 6.0.....	94



Figura 19. Trayectoria de Esfuerzos y esfuerzo principal mayor Estación E 16E, Sotfware Phases 6.0.....	94
Figura 20. Orientación de los planos de discontinuidad de las estaciones 5, 13 y 16.	96
Figura 21. Comportamiento de los esfuerzos con respecto a la profundidad y a la esbeltez de los pilares.	99



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Columna Estratigráfica	25
Tabla 2.	Descripción de la meteorización de la masa rocosa.....	39
Tabla 3.	Grado de meteorización de los labios de las discontinuidades (Fuente: Ramírez, 1991, modificado a partir de la ISRM, 1978).....	40
Tabla 4.	Escala de meteorización del granito (según D.G. Moye).	40
Tabla 5.	Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR	52
Tabla 6.	Calidad del testigo “RQD” en la clasificación Q de Barton	55
Tabla 7.	Valoración del índice de diaclasado J_n en la clasificación Q de Barton	56
Tabla 8.	Valoración del índice de rugosidad J_r de las discontinuidades, en la clasificación Q de Barton.....	56
Tabla 9.	Valoración del índice de alteración de las discontinuidades J_a , en la clasificación Q de Barton.....	57
Tabla 10.	Factor de reducción por la presencia de agua.	58
Tabla 11.	Valoración de las condiciones tensionales de la roca (SRF) de la clasificación Q de Barton.....	59
Tabla 12.	Constante m_i para distintos tipos de roca	63
Tabla 13.	Constantes empíricas de A y B propuestos por varios autores.....	69
Tabla 14.	Operacionalización de variables.	75
Tabla 15.	Calculo del contenido de Humedad.	79
Tabla 16.	Calculo del peso específico de la roca.	80
Tabla 17.	Calculo de la resistencia a la compresión simple de la roca.	81
Tabla 18.	Calculo del RQD.....	81
Tabla 19.	Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosos.....	82



Tabla 20. Sistema de Valoración de la calidad del Masa Rocosa – RMR (Según Bieniawski, 1989).	82
Tabla 21. Índice de calidad tunelera Q' y Q:	83
Tabla 22. Escala de calidad del macizo rocoso.....	83
Tabla 23. Cálculo de la resistencia cohesiva y ángulo de fricción interna.	84
Tabla 24. Estimación de los esfuerzos InSitu.	86
Tabla 25. Determinación del Campo de Esfuerzo actuantes sobre el pilar pto. E 04E.	87
Tabla 26. Determinación del Campo de Esfuerzo actuantes sobre el pilar pto. E 05E.	88
Tabla 27. Determinación del Campo de Esfuerzo actuantes sobre el pilar pto. E 13E.	91
Tabla 28. Determinación del Campo de Esfuerzo Actuantes Sobre Pilar Pto. E 16E.	93
Tabla 29. Parámetros de resistencia del macizo rocoso.....	97
Tabla 30. Configuración Geométrica y cálculo del factor de seguridad.....	99



RESUMEN

Este proyecto de tesis se desarrolla en el espacio de influencia directa de la Empresa Minera Corporación Minera Ananea S.A., en la Unidad Económica Administrativa. Ana María - Rinconada, localizada en el departamento de Puno, provincia San Antonio de Putina, distrito de Ananea, dentro de los proyectos en explotación de Balcon III y Santa Ana. Cabe indicar que el estudio del proyecto esta direccionado a dimensionar los pilares para su evaluación y construcción, realizando estudios de campo, ensayos en laboratorios y actividades de gabinete, este proyecto o presenta dos fases: la primera busca hallar información esencial y medidas de diseño, mientras que la otra al diseño de los pilares y al análisis de la estabilidad. Los estudios que se realizaron en la primera etapa del proyecto, es mapeo estructural de las discontinuidades del proyecto, las tomas de muestras para determinar los comportamientos físicos y mecánicos del relleno rocoso del proyecto. De donde consecuentemente obtenemos información sobre la calidad de las rocas y sus clases geomecánicas, el cual es un indicador sustancial para diseñar las cámaras y pilares. En la segunda etapa del proyecto re realizo el diseño geométrico de los pilares tomando a consideración dos parámetros importantes que intervienen al calcular los factores de seguridad que son: la resistencia del pilar y el campo de esfuerzo actuante en el pilar. En donde se desarrolló hojas de cálculo que brinda la resistencia del pilar a través el método práctico de Lunder y Pakalnis para pilares cuadrados. Posteriormente se hizo el análisis de estabilidad con el Software de Phase2 6.0, obteniendo parámetros muy alentadores que concuerdan con la realidad.



ABSTRACT

This thesis project is developed in the space of direct influence of the Mining Company Corporación Minera Ananea S.A., in the Administrative Economic Unit. Ana María - Rinconada, located in the department of Puno, San Antonio de Putina province, Ananea district, within the Balcon III and Santa Ana projects in operation. It should be noted that the study of the project is aimed at sizing the pillars for their evaluation and construction, carrying out field studies, laboratory tests and office activities, this project presents two phases: the first seeks to find essential information and design measures, while the other to the design of the pillars and the stability analysis . The studies that were carried out in the first stage of the project, are structural mapping of the discontinuities of the project, the taking of samples to determine the physical and mechanical behavior of the rock fill of the project. From where we consequently obtain information on the quality of the rocks and their geomechanical classes, which is a substantial indicator to design the chambers and pillars. In the second stage of the project, I redo the geometric design of the pillars, taking into consideration two important parameters that intervene when calculating the safety factors, which are: the resistance of the pillar and the field of force acting on the pillar. Where calculation sheets were developed that provide the resistance of the pillar through the practical method of Lunder and Pakalnis for square pillars. Subsequently, the stability analysis was made with the Phase2 6.0 Software, obtaining very encouraging parameters that are consistent with reality.



CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

Dentro de la Unidad Económica Administrativa Ana María I, se viene desarrollándose una bastante cantidad de laboreo minero, por ese motivo se necesita llevar a cabo la realización de diversos estudios con el fin de conocer las particularidades del macizo rocoso donde los operadores mineros desarrollan sus actividades, la técnica de explotación principal donde se desarrolla los procedimientos de minado, es el de cámaras y pilares. Y para desarrollar dicha técnica se requieren de estudios como el modelo estructural de los macizos rocosos y el geológico cuyos estudios intervienen a la hora del dimensionamiento de las cámaras pilares

Para ello se desarrollan estudios de caracterización geo mecánica que nos detallan la parte estructural (fallas, pliegues, alteraciones, etc.). Estudios de resistencia, esfuerzos y deformación de las rocas, las mismas nos dan a conocer los esfuerzos que se generan entorno a excavaciones subterráneas, lo difícil que es medir su intensidad; no obstante, es de fundamental importancia identificar dichos valores para cuantificar correctamente las cámaras y pilares del proyecto.

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA.

Corporación Minera Ananea S.A. agrupa las concesiones mineras como Ana María, Ana María I, Ana María II, Ana María III y Ana María IV; las cuales se encuentran en la cordillera de Ananea, y se encuentra cubierta por el glaciar de hielo perpetuo, cuyas cumbres alcanzan los 5980 m.s.n.m., al pie del flanco occidental del nevado, el proyecto por ubicarse debajo del nevado tiene problemas con la presencia de agua en ciertos tramos del proyecto, la que interviene en la inestabilidad del macizo de roca.



Dentro del método de minado subterráneo que venimos desarrollando, estamos experimentando la inestabilidad de los pilares, el fracturamiento del macizo rocoso que envuelve a las cámaras, agrietamiento e inestabilidad en las cortadas y galerías principales de acceso.

La problemática más relevante dentro del proyecto es que no contamos con estudios geológicos, desconocemos los parámetros geotécnicos de las unidades estratigráficas del proyecto, desconocimiento de la caracterización geotécnica del macizo rocoso dónde venimos desarrollando nuestras operaciones de minado,

Dentro del planeamiento de las operaciones de minado que venimos desarrollando, el diseño de la dimensión de la cámara y pilar es empírico, por ello la preocupación en desarrollar este proyecto de investigación, para determinar un cálculo de la geometría de las cámaras y los pilares.

El diseño empírico de la geometría de los pilares y las cámaras, hacen que la recuperación del mineral en ciertos sectores no sea lo esperado, afectando a la productividad, los ingresos económicos de la empresa y a la seguridad del personal que viene laborando dentro de las cámaras sobredimensionadas.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.2.1. Pregunta General.

¿Cuáles son los estudios necesarios que intervienen en el dimensionamiento de las cámaras y pilares dentro de la explotación de yacimientos auríferos tipo manto en la mina Cumuni - Santa Ana?



1.2.2. Preguntas específicas.

¿Cuáles son los parámetros geotécnicos que influyen en el dimensionamiento de las cámaras y pilares dentro de la explotación de yacimientos auríferos tipo manto, en la mina CUMUNI - Santa Ana?

¿Cuál es la relación geométrica adecuada de las dimensiones de las cámaras y pilares en yacimientos auríferos de tipo manto en la mina CUMUNI - Santa Ana?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.

1.3.1. Objetivo general.

- Determinar los estudios necesarios que intervienen en el dimensionamiento de las cámaras y pilares dentro de la explotación de yacimientos auríferos tipo manto en la mina CUMUNI - Santa Ana.

1.3.2. Objetivos Específicos.

- Identificar los parámetros geotécnicos que influyen en el dimensionamiento de las cámaras y pilares dentro del planeamiento de operaciones de minado en la explotación de yacimientos auríferos tipo manto en la mina CUMUNI - Santa Ana.
- Determinar la relación geométrica adecuada de las dimensiones de las cámaras y pilares en yacimientos auríferos de tipo manto en la mina CUMUNI - Santa Ana.



1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.

Dentro de cambio dinámico que presenta las operaciones de minado específicamente en la profundización del proyecto la cual nos genera inestabilidad del macizo rocos, y ahí la importancia de determinar la dimensión tanto de las cámaras como de los pilares para esos yacimientos y en específico para las rocas circundantes mediante el dimensionamiento va a poder planificarse la dimensión de las actividades de explotación recuperando el mineral aprovechable. En el área laboral, es importante supervisar la estabilidad para asegurar la protección tanto de los empleados como de los equipos.

Es necesario determinar el dimensionamiento de las cámaras y pilares, mediante modelos matemáticos y técnicos para establecerse en la planificación de la explotación de los mantos mineralizados en medio del tipo de roca característico que se presenta.

La eficacia de la operación se reflejará en la producción mineral ya que no se dejarán mineral como consecuencia del sobredimensionamiento de los pilares.

Se contribuye con la estabilidad de la roca circundante eliminando los riesgos que podrían existir producto del dimensionamiento empírico de las cámaras y pilares.

Muchas veces como consecuencia del dimensionamiento empírico de las cámaras y pilares se han visto afectada la estabilidad de la roca circundante y si no se evalúa en su momento estos riesgos han terminado en accidentes fatales por caída de bloque de roca, en este sentido afectando en forma psicológica a las familias de los heridos o afectados.



1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO.

Las limitantes de posible aparición durante la investigación serán principalmente la escasez de bibliografía sobre el tema.

1.6. VIABILIDAD DEL ESTUDIO

Esta investigación es factible, ya que se dispone de la información de la Mina Santa Ana – Corporación Minera Ananea S. A., como producto de haber laborado en esta entidad, páginas de Internet, bibliografía propia del autor y bibliotecas especializadas, como también de los recursos necesarios para ejecutarla.



CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.

Sobre Los criterios técnicos de dimensionamiento de las cámaras y pilares se encontraron los siguientes antecedentes:

- **Según:** La tesis análisis de la estabilidad de cámaras y pilares en la explotación selectiva de vetas angostas sub-horizontales: mina Panasqueira Portugal. Refiere en sus conclusiones lo siguiente:

Conclusión 1.- Los métodos de modelación con elementos de frontera y elementos finitos, son una excelente herramienta para previsiones de la estabilidad de explotaciones con el método de cámaras y pilares. En el caso de la mina de Panasqueira, la explotación selectiva de vetas angostas sub-horizontales, no constituye problemas de estabilidad, por lo que, su aplicación reduciría la extracción de estéril en 13,67%, aumentaría la ley en 14.05%, optimizaría la explotación y mejoraría la protección ambiental.

Conclusión 2.- Estudios de investigación geotécnica de la explotación de minas con aplicaciones informáticas, permiten prever situaciones de estabilidad, optimizar operaciones, reducir los costes de producción, y contribuir en proteger el ambiente.

- **Del trabajo afectaciones geomecánicas en la concesión minera mina Merceditas - Holguín - Cuba.** De estudios realizados se permitió a los autores del trabajo obtener:



Conclusión 1.- Que las Dunitas y Peridotitas en estado sano y fresco, en las excavaciones donde el mineral se acuña, responden al modelo geomecánico elásto-plástico. Cuando la Dunita, Peridotita y la Cromita se encuentra bajo intenso agrietamiento, responden mejor al modelo geomecánico elástico-Plástico viscoso.

Conclusión 2.- El derrumbe del techo de las cámaras explotadas, así como el colapso del sector I de la mina Merceditas, presenta un factor común relacionado con problemas geomecánicos naturales (Característica propias del macizo) y problemas tecnológicos referidos al empleo de los sistemas de explotación mediante cámaras y pilares, aplicado experimentalmente, con dimensiones inadecuadas de los espacios explotados, así como de los pilares, a lo cual se añade la extracción indiscriminada de los mismos, se incrementaron las luces de las cámaras y se disminuyó el área portante del pilar y por tanto su capacidad portante.

Conclusión 3.- La falta de estudio geomecánico, así como la extracción desordenada de las cámaras y pilares asociada al fuerte agrietamiento el derrumbe y posterior colapso.

• **Según el trabajo análisis de excavaciones en la mina subterránea el toro por medio de elementos finitos - Antioquia - Medellín - Colombia.** En sus conclusiones indican:

Conclusión 1.- La utilización de técnicas numéricas para modelar es un procedimiento sistemático que requiere recursos técnicos, financieros y personal experto. Debido a estos factores, es posible que haya sido poco utilizado en la industria minera colombiana. No obstante, los resultados obtenidos son positivos siempre y cuando se realice de manera adecuada y con un criterio apropiado



basado en el conocimiento del problema en el terreno. En este sentido, se discuten algunos aspectos cruciales hallados en dicha Mina.

Conclusión 2.- Es crucial llevar a cabo la calibración adecuada del modelo numerario inicial, en el presente se llevó a cabo teniendo en cuenta la situación final de la excavación del Bloque Geominas tanto 1 como 2. Por ello se determinó que los contextos de firmeza son elevados, y que solo hay unos pocos sectores que están en un estado plástico. El esfuerzo máximo registrado es aproximadamente de 11,8 MPa en ciertos pilares.

Conclusión 3.- En el Bloque 1, que tiene una altura de 65 metros, un ancho de 20 metros y un ancho de pilar de 10 metros, los extensómetros han registrado un desplazamiento total de hasta 0,02 metros hasta el momento. De acuerdo al modelo numérico, cuando los bloques 3 y 4 estén completamente excavados, los desplazamientos podrían alcanzar hasta 0,41 metros. Es importante recordar que en el sitio se lleva a cabo un refuerzo por cables que no fue considerada en los modelos numéricos.

Conclusión 4.- la mejora en la mejora de la dimensión relativa de las cámaras y los pilares. Se consideró básicamente al diseño con una anchura de 20 metros para la cámara y 10 metros para el pilar, lo que permitió lograr un factor de reparación de reserva del 66%.

2.2. BASES TEÓRICAS.

2.2.1. Marco geológico.

2.2.1.1. Rasgos geomorfológicos.

El lugar del proyecto está en la unidad morfoestructural Cordillera Oriental. En esta unidad, se pueden identificar cuatro subunidades que van de oeste a este: la



Pre-Cordillera de Carabaya, la Depresión Longitudinal de Crucero-Ananea-Cojata, la Cadena de Nevados y la Vertiente Amazónica (Laubacher, 1978).

Pre-Cordillera de Carabaya

La presente sub-unidad se encuentra al suroeste del valle del Río Grande y cuyos límites van extendidos fuera del lugar de investigación. La Pre-Cordillera se extiende en dirección sudeste-noroeste y se identifica por tener colinas con perfiles redondeados cuyas crestas se encuentran situadas entre los 4.400 - 4.800 msnm., con algunas que superan los 5.000 msnm. (como el Cerro Yanacaca, que alcanza los 5.143 msnm.). La cordillera se compone grandemente por rocas paleozoicas y algunas rocas cretáceas.

Depresión longitudinal del Crucero Ananea-Cojata

Se encuentra en la cuenca superior del valle del río Grande y comparte su orientación de sureste a noroeste. El río discurre por el centro del relieve, con un cauce amplio. El área del valle presenta una pendiente suave que se puede clasificar como una llanura de sedimentación. En esta región, las zonas planas se conocen como pampas, siendo las más significativas: Parinani, Baltimore, Limapampa, Chaipitianapampa, Islapampa y Pampablanca.

Otro relieve común en la Depresión Longitudinal de Crucero-Ananea-Cojata son las lagunas originadas de los nevados. Algunas de las lagunas más importantes son: Pacharia, Saracucho, Queo, Rinconada, Sillacunca y Pararani. En esta cuenca se encuentran sedimentos glaciales y fluvio-glaciales gruesos que se desplazan en forma de abanicos, originados en la Pre-Cordillera de Carabaya y en los picos de montaña al noreste.



Cadena de Nevados

Las cumbres nevadas más relevantes de la región se ubican hacia el noreste de la laguna La Rinconada y al este del área de investigación. Estas elevaciones se desarrollan en altitudes que oscilan entre los 4,800 y los 5,850 msnm. y presentan perfiles abruptos y angulares, además de contar con extensos glaciares. Algunos de los nevados más destacados son el Ñacaria, con una altura de 5,360 metros, el Vilacota, que alcanza los 5,179 metros, el Ananea, con una altura de 5,600 metros, el Ananea Grande, que se eleva hasta los 5,829 metros, el Ritipata, con una altura de 5,350 metros, el Chapi, que llega a los 5,400 metros y el Callejón, con una altura de 5,350 metros.

Vertiente Amazónica

La designación dada a esta zona se refiere al flanco oriental de la cordillera oriental, caracterizada por su terreno abrupto que tiene laderas escarpadas, quebradas estrechas y afanosas pendientes. Se extiende desde la cumbre de la cordillera a 5,800 m.s.n.m. hasta los 1,000 m.s.n.m.

Los ríos más importantes de la zona tienen un curso con fuerte pendiente, que forman en algunas partes cascadas que resultan en un flujo torrencial. Sin embargo, a medida que se acercan al río Inambari, estas características van desapareciendo gradualmente. La cuenca de dicho río es drenada por ríos que fluyen de Suroeste a Noreste, mientras que ese río tiene un curso que va de Sureste a Noroeste, acumulando el agua de los ríos descendientes de la Cadena de Nevados. Algunos de los más importantes son: Huari Tipitapa, Sandia, Patambuco y Limbani.

2.2.1.2. Unidades litológicas

En la zona de investigación, se pueden observar rocas que se extienden

desde el período Paleozoico Inferior (Ordovícico), hasta el período Cenozoico (Terciario Superior). Además, en la depresión de Crucero-Ananea se encuentran depósitos originados por fuente glacial y aluvial que son de gran grosor, mientras que en los valles se encuentran depósitos similares, pero de menor magnitud.

Tabla 1 : Columna Estratigráfica

UNIDADES ESTRATIGRAFICAS DE TIEMPO			UNIDADES LITO ESTRATIGRAFICAS		
ERA	SISTEMA	SERIE	NOMBRE	SIMBOLO	LITOLOGIA
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Deposito Aluvial	Q-al	GRAVA Y ARENA
			Deposito Fluvio - Glacial	Q-fg	Grava y Arena
			Deposito Glacial	Q-g	Grava Arena y finos
	TERCIARIO	PLIOCENO	Deposito Glacial	Np-aj	Lutita y Colglomerado
			Formación Picotani	Np-pic	Tufos
			Grupo Copacabana	Pi-c	Caliza y Arenisca
PALEOZOICO	PERMICO	INFERIOR	Grupo Tarma	Cs-t	Arenisca Cuarzosa
	CARBONIFERO	MISISSIPIANO	Grupo Ambo	Ci-a	Conglomerado, Arenisca y Lutita
		SILURICO DEVONICO	Formación Ananea	SD-a	Pizarra Negra
	ORDOVICICO	SUPERIOR	Formación Sandia	Os-s	Cuarcita con Pizarra
INFERIOR		Formación San José	Oj-sj	Lutita Pizarrosa	

Fuente: M.E.M. Evaluación ambiental territorial de las zonas auríferas de Puno.

En el lugar de estudio se ha identificado estos grupos geológicos:

- Formación Sandia
- Formación Ananea
- Formación Arco Aja
- Morrenas y depósitos aluviales cuaternarios.

La zona de Ritty Kucho, donde están las operaciones de Cenzacont SRL,



son pertenecientes a edad geológica de la Formación Sandia.

El yacimiento Aurífero Ana María tiene la siguiente ubicación geológica:

Era	: Paleozoica, Inferior
Sistema	: Ordoviciano Superior
Serie	: Caradociano
Unidad Lito estratigráfica	: Formación Sandia.

Formación Sandia

(LAUBACHER 1978) “La formación Sandia se compone de cuarcitas y pizarras negras de origen detrítico, que se encuentran en capas de grosor variable, con un espesor total de alrededor de 1,500 metros.”

Esta formación se encuentra compuesta principalmente tanto por siltitas finas como pizarras negras que tienen una foliación predominante paralela. Posee diversas formas sedimentarias internas, como dunas con longitudes de onda de varios Km., laminación paralela y nivel de reacción arcillosa en las juntas y fallas tectónicas. Su litología está constituida por limolitas pizarrosas que se intercalan con capas areniscas de granos finos y son grises claros. Debido a que estas rocas portan el yacimiento de oro, se considera que la formación Sandia tiene un valor económico significativo.

Se cree que dicha formación se depositó en un contexto de llanura de mareas, ya que las rocas que la componen consisten principalmente en siltitas o lutitas con diversas estructuras internas, como Flaser Bedding, Lenticular Bedding, Wave Bedding, etc. Estas estructuras son comunes en los ambientes sedimentarios de las llanuras de mareas. La formación Sandia se afectó luego por el proceso Ehorciniano hace unos 400-450 millones de años.

Así también, tiene una amplia exposición geológica desde el área sub-



central hasta el norte del yacimiento, que forman ya sean los cerros o nevados del Ananea. Esta exposición continúa hacia la zona posterior de Cuyo subcentral, Risopata, Ñacaria, Vilacota, Sorapata, Huancasayane y Untuca, que también tienen mantos auríferos.

No se puede observar el contacto estratigráfico de la formación Sandia con su unidad infrayacente, pero se sabe que su contacto con la formación Ananea es anormal. Este contacto se produce mediante el sobrecurrimiento inverso.

Formación Ananea.

(LAUBACHER 1978) “Se compone por pizarras y esquistos epimetamórficos. Su litología consiste en una sucesión tanto homogénea como monótona de pizarras negras dispuestas en fardos que tienen entre 20 y 80 centímetros de espesor, los cuales están afectados por una esquistosidad de flujo. Esta esquistosidad puede dificultar la observación de la estratificación y micropliegues en muchos casos. El mayor afloramiento de esta formación se encuentra en la zona de Rinconada.

Unidades Litológicas del Paleozoico Superior.

La roca del paleozoico superior que se encuentra en el área corresponde a los elementos litoestratigráficos del Grupo Ambo, Tarma y Copacabana, las cuales tienen pocos depósitos de mineral.

El Grupo Ambo, se compone por diversos niveles litológicos, que incluyen conglomerados de areniscas de granos medios a finos en la base, lutitas negras a violáceas y por último areniscas grises de granos medios en la parte superior.

La formación conocida como Grupo Tarma está compuesta por limolitas, lutitas y areniscas finas de tonalidad verde en la sección inferior, mientras que la sección superior se compone de areniscas de grano medio a fino, ricas en cuarzo.



Por último, el Grupo Copacabana se compone, de base a techo, de finas capas de calizas negras, seguidas de capas de calizas masivas que alternan con lutitas de color marrón, así como la arenisca masiva y la caliza bioclástica.

Formación Picotani

La unidad descrita está compuesta principalmente de tufos blancos, los cuales son masivos, homogéneos y presentan una estructura columnar. Se ha asignado una edad del Plioceno a esta unidad, la cual se formó después de la depresión Crucero-Ananea.

Formación Arco Aja

La unidad descrita se restringe a la Depresión de Carabaya y tiene un espesor de aproximadamente 120 metros. Se compone por capas de arcillas y gravas en el lugar inferior y capas de grava contenidas de arena en la zona superior. Entre los elementos gruesos presentes se encuentran tanto las cuarcitas como pizarras. Se ha asignado una edad del Plioceno a esta unidad. En cuanto a la composición de los guijarros, estos consisten principalmente en cuarcitas y pizarras, junto con algunos cuerpos intrusivos de la era del Mioceno. La unidad también contiene depósitos de sedimentos detríticos originados por procesos aluviales, coluviales, eólicos y glaciares.

2.2.1.3. Depósitos glaciales, fluvio glaciales y aluviales.

El depósito glacial y fluvio-glaciales de la depresión Crucero-Ananea son portadores de oro y han sido explotados en la zona. Los depósitos glaciales se originaron durante la última glaciación y están formados por sedimentos morrénicos y drumlinoides, mientras que los depósitos fluvio-glaciales se formaron a partir de la erosión y transporte de los sedimentos glaciales por los ríos durante el deshielo.



Los depósitos aluviales, por su parte, son el resultado de la acción de los ríos y están formados por sedimentos transportados y depositados por el agua. Todos estos depósitos tienen una importante significancia económica debido a la presencia de oro.

2.2.1.4. Rocas intrusivas.

Stock de Utccuccacca.

Se trata de una masa intrusiva en forma de stock que se expone en la zona norte de la Mina Rinconada y en la fuente del río Sandia. Se compone de granitos de granos gruesos y masivos, con una composición mineral que incluye cuarzo, feldespatos, muscovita, biotita, entre otros. El periodo estimado de este se sitúa en el período comprendido entre el Silúrico y el Devónico.

Batolito de Limbani.

El batolito que se encuentra aguas arriba del distrito de Limbani es una formación intrusiva de adamelita, compuesta por minerales como cuarzo, ortosa, plagioclasa y biotita. Su edad ha sido inferida como Pérmico Superior.

Hidrogeología.

La condición hidrogeológica del medio geológico se determina por las unidades rocosas y el suelo que albergan el agua, así como por la fuente de recarga del recurso hídrico.

Acuíferos.

Se puede identificar en términos generales dos tipos de acuíferos que almacenan agua subterránea: aquellos que se relacionan con la base de roca y del depósito de superficie.

Basamento rocoso

Se puede afirmar que las condiciones hidrogeológicas del basamento



rocoso, compuesto principalmente por pizarras y cuarcitas, son desfavorables para el almacenamiento de agua debido a su falta de permeabilidad intersticial. Sin embargo, debido al intenso tectonismo que ha experimentado esta roca, es probable que existan zonas fracturadas donde el agua pueda almacenarse y circular, lo que significa que es posible que se presenten acuíferos locales, especialmente en la parte superior de meteorización.

Depresión Ananea

Esta depresión se rellenó por precipitaciones cuaternarias, tiene el potencial de servir como un acuífero viable. Los tufos Picotani han dividido esta depresión en un par de sub-depresiones, siendo la superior conocida como subdepresión Ananea, la cual está dentro de la zona de investigación para lograr objetivos hidrogeológicos. La subdepresión Ananea está rellena con sedimentaciones de la línea Arco Aja, así como con depósitos de hielo y lluvia.

Recarga

Los factores que influyen al llenar un acuífero incluyen varios aspectos como la precipitación, las escorrentías superficiales, la topografía del terreno, las vegetaciones, porosidad y absorción del suelo, entre otros.

La disponibilidad de agua es un elemento clave para recargar el acuífero. En el lugar de estudio, se registran diversas fuentes de agua, como las precipitaciones, los glaciares, las lagunas y las escorrentías, lo que garantiza una cantidad suficiente de agua para llenar los depósitos. En promedio, la precipitación al año en esta zona es de 700 mm.

2.2.1.5. Peligros geológicos.

Peligro sísmico: fuentes sismogénicas

El sismo está asociado con importantes accidentes geológicos activos, que



se consideran hipocentros en los estudios de peligrosidad sísmica. Con base en la actividad sísmica, la costa peruana se divide en tres regiones (Dorbath y otros, 1990). La Zona Norte se encuentra al norte de 10°S, la Zona Central está entre 10°S y 15,5°S y la Zona Sur está entre 15,5°S y la frontera de Chile. Este proyecto se encuentra dentro del ámbito de influencia en la Zona Sur.

La acción sísmica en la región sur se considera simple, no obstante, el terremoto más grave del Perú se ha registrado con Mw de 8.8 (1868). En la región se han registrado 4 sismos mayores con periodos de retorno entre 80 y 100 años, siendo el último el de 1868, motivo por el que las investigaciones de sismicidad en la región indican una alta probabilidad de sismos mayores en un futuro cercano.

Peligros asociados con fenómenos geodinámicos externos.

La antes mencionada depresión se encuentra en el territorio geográfico de Puno, la cual se caracteriza por su topografía suave. No se han observado fenómenos geodinámicas activas o recientes en la zona.

Por otro lado, el flanco este de la Cordillera Oriental se presenta con laderas empinadas y valles profundos, donde se han registrado eventos de deslizamientos y caída de rocas debido a la construcción de carreteras, así como procesos de erosión.

2.2.1.6. Geología económica.

El lugar de estudio está en la zona XII Ananea-Sandia, que es una región metalogénica aurífera. Según su origen, los yacimientos se clasifican en primarios (endógenos) que incluyen vetas y mantos, así también encontramos los secundarios (exógenos) conocidos como placeres. Entre los yacimientos de mantos se encuentran el Gavilán de Oro, Untuca, Anamaria y La Rinconada; mientras que los yacimientos de vetas son: Manco Cápac, Benditani y Santo Domingo. Entre los yacimientos de placer se encuentran: San Antonio de Poto y Ancocala.



La mayor parte de los yacimientos minerales se localizan al comienzo del río Grande en Ananea y en el Cerro San Francisco, que también se conoce como Rinconada. Con el fin de facilitar el estudio, los yacimientos se han agrupado en cuatro zonas, en función de su tamaño, tipo de depósito y nivel de actividad minera: Rinconada, Ananea (San Antonio de Poto), Ancocala-Laca y el flanco Este de la Cordillera Oriental.

Mantos y vetas auríferas

Zona Rinconada

Los depósitos auríferos en esta área son del tipo manto, los cuales abarcan desde las coordenadas $69^{\circ}20'$ a $69^{\circ}30'$ O y $14^{\circ}34'$ a $14^{\circ}38'$ S. Entre las minas explotadas o abandonadas en este yacimiento se encuentran: Lunar de oro, Ana María, La Rinconada y Untuca. Dichos depósitos se encuentran a una altitud de más de 5000 msnm., los cuales se distribuyen en los dos flancos del nevado Ananea, con cuencas de drenaje hacia Atlántico y Titicaca. El mineral principal en este yacimiento es cuarzo ahumado.

Los mantos de cuarzo, que tienen una inclinación de 10 a 25° y se extienden varios cientos de metros, son paralelos a los estratos. presentan un espesor variable entre 2 y 40 cm. Al sur del yacimiento, en la zona de Rinconada, hay 3 frentes de explotación: Rinconada, Riticucho y Lunar de Oro. Se han identificado hasta 30 mantos en los dos primeros, en tanto, el tercero solo halló 5 mantos.

Flanco este de la Cordillera Oriental

Hay una gran cantidad de minas pequeñas en la cuesta amazónica de la Cordillera Oriental dedicadas a extraer oro y otros metales.



Depósitos fluvioglaciares auríferos (placeres auríferos)

Se encuentran en las partes altas del Río Azángaro, que pertenece al lago Titicaca, así como en el río Inambari y sus afluentes, pertenecientes a la cuenca del Río Madre de Dios. Estos depósitos auríferos se relacionan con los depósitos cuaternarios de origen detrítico.

2.2.2. Geología Estructural.

2.2.2.1. Análisis estereográfico de la estructura.

Una de las características más importantes de una discontinuidad desde una perspectiva analítica es su orientación, la cual se mide en términos de rumbo y buzamiento. Para interpretar los datos geológicos estructurales, las proyecciones estereográficas son empleadas para convertir información tridimensional en datos bidimensionales. Las proyecciones más utilizadas son las redes de áreas semejantes y las redes polares.

Para analizar estos datos de manera práctica, se sugiere consultar los estudios de Hoek y Bray (1981,1980) y de Goodman (1976). En dicho enfoque, los planos se representan como líneas, así también las líneas como puntos, enfocándose únicamente en las relaciones oblicuas de la línea y el plano.

La esencia principal de la proyección estereográfica se basa en una circunferencia que tiene su eje orientado hacia el norte y su plano ecuatorial orientado horizontalmente. Los puntos en la esfera corresponden a líneas y la confluencia de dos planos se muestra como líneas. Dichas proyecciones podrían presentarse por puntos, símbolos o por medio de contornos de áreas.

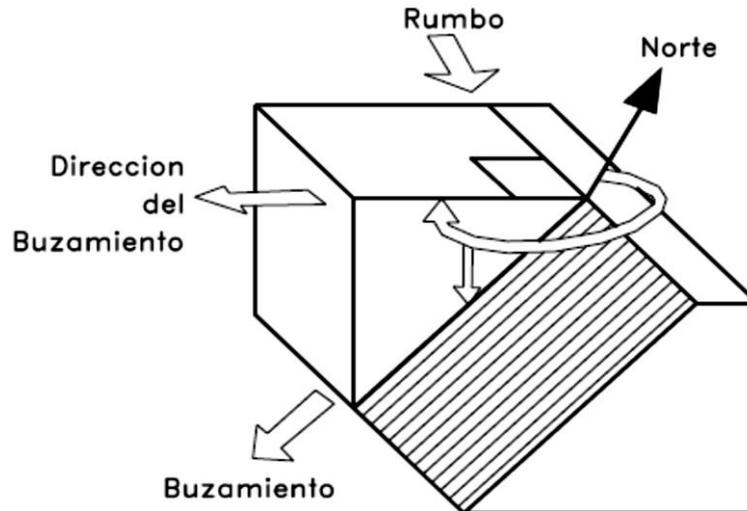


Figura 1: Esquema de distribución buzamiento y dirección de buzamiento.

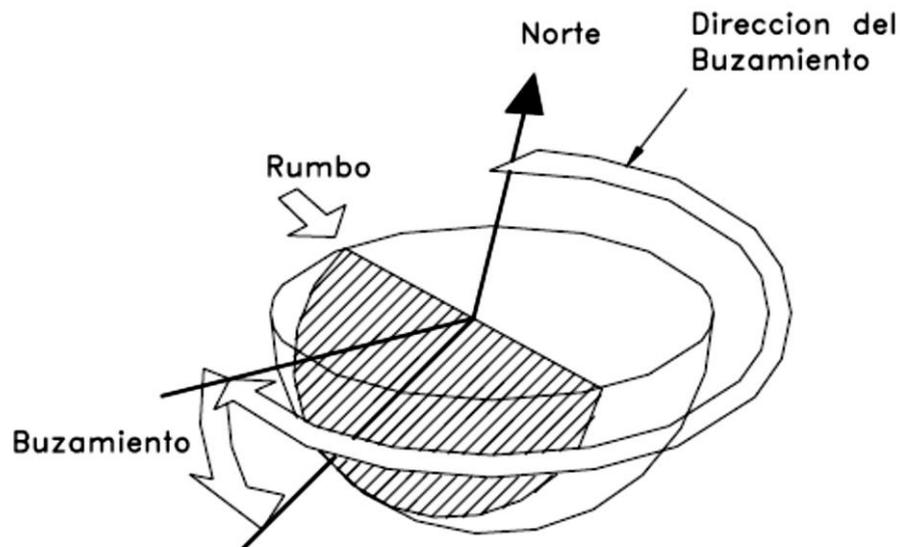


Figura 2: Esquema de Distribución de buzamiento y dirección de buzamiento

Representación gráfica de los datos estructurales:

El uso eficaz de la información geológica en la investigación va a depender de la capacidad de los ingenieros para comprenderlos, digerirlos e incorporarlos en sus diseños. Es crucial la relación espacial tridimensional entre las características estructurales, especialmente cuando se esperan cuñas de techo y cajas que están a punto de caer o deslizarse.



La mayoría de los ingenieros de diseño tienen una comprensión adecuada de lo que es la estereografía y el arduo trabajo que implica realizar tales tareas; felizmente, hoy en día existen herramientas informáticas que pueden realizar estas tareas de manera muy rápida y eficiente. Este sería el caso de software DIPS (Desarrollado por Rock Engineering Group, Universidad de Toronto - Canadá).

Distribución de Fisher:

El método de Fisher utiliza una distribución de influencia para cada polo en lugar de un valor puntual como el método de Schmidt. La zona de influencia se representa como una campana de distribución con una altura máxima de 1 y un radio de base equivalente al círculo de conteo.

La elevación del lugar de influencia inmediatamente superior a la malla puntual representa la contribución de influencia de la malla. A diferencia de la distribución de Schmidt, en el método utilizado, la influencia total de un polo es la misma, pero su distribución refleja una probabilidad de error en la medición.

La proyección B del punto A sobre la esfera está definida como la intersección de la línea desde A hasta la parte superior de la esfera y el plano horizontal que pasa por la parte central de la esfera.

2.2.2.2. Discontinuidades de la masa rocosa.

Cada discontinuidad tiene propiedades geomecánicas distintivas que las identifican y afectan el proceder de la roca en masa. Dichas propiedades son:

Orientación. - La posición en el espacio de una discontinuidad se conoce como su orientación y se describe mediante su trayectoria y buzamiento. Si unos conjuntos



de discontinuidades comparten una orientación similar o son aproximadamente paralelas, se las considera como una "familia" o "sistema" de discontinuidades. Estas propiedades de orientación son muy importantes pues van a influir en cómo se comportarían las masas rocosas.

Espaciado. - es un factor significativo que influye en el comportamiento de las masas rocosas y es el tercer parámetro utilizado para la determinación del RMR. El espaciado se refiere a la distancia recta entre dos juntas del mismo grupo familiar, y puede afectar el volumen de las rocas y su permeabilidad.

Cuanto mayor sea el espaciado, mayor será tanto la estabilidad como la resistencia de los macizos rocosos. Este parámetro también es importante en el cálculo de cuñas, así como también para estudiar la influencia de la escala en los criterios de rotura de Hoek-Brown, el cual es ajustable a macizos rocosos que no tienen fracturas o están altamente fracturados que pueden considerarse medios homogéneos que no tienen direcciones preferenciales de anisotropía.

2.2.2.3. Condición de las discontinuidades.

El cuarto parámetro en la tipificación de Bieniawski se refiere al estado de las discontinuidades, y sigue la misma nomenclatura que la utilizada en la descripción del RMR. Este parámetro se divide en cinco subcategorías para determinar la condición de la discontinuidad:

Persistencia. – es el grado o magnitud de la discontinuidad. Dicho parámetro puede estimarse (cuando no haya excavación) observando la longitud de la superficie de los estudios de afloramiento. La continuidad estratigráfica o conjunta generalmente se distingue por rumbo y buzamiento. Trata de señalar dónde comienza el encuentro



y dónde termina en cada dirección. Marca el rango de extensión del posible deslizamiento plano y el volumen de la cuña que se puede formar, lo cual es de gran importancia al estudiar la fijeza de taludes.

Apertura. - Es la separación entre discontinuidades. Cuanto más aislada, menos estable es la parcela y es también el área preferida por el tránsito del agua, así como también del material arcilloso que disminuye la resistencia de la parcela.

Rugosidad. - Es la rugosidad o alteración de una superficie discontinua. Cuanto más rugoso es, más resistencia hay a un labio discontinuo. Intuitivamente, está relacionado con la unión y los ángulos de fricción, que es la llamada resistencia los cortes. La rugosidad disminuirá su importancia cuando aumente la apertura, el grosor del relleno u otro desplazamiento experimentado previamente.

Se utiliza el perfil normalizado cuando se pretende indicar la ondulación en una parte y JRC en otra. Dicho esto, presentamos una consideración importante del efecto de escala, que permite correcciones que deben hacerse posteriormente. Por eso, en el croquis de la escena es muy importante expresar la proporción de la figura.

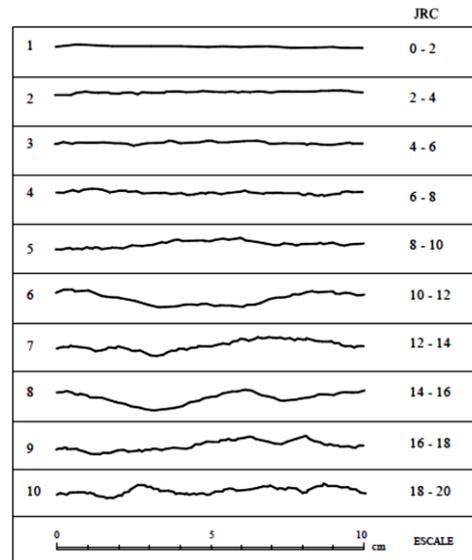


Figura 3: Perfiles normalizados para la obtención del JRC. Escala es de 10 cm.

Fuente: L. JORDA. Clasificación Geomecánicas y Diseño Empírico de Sostenimientos.

Relleno. - Es necesario especificar si la discontinuidad está libre de relleno, si su relleno es duro (como un filón) o de arcilla, entre otros posibles materiales. Es importante indicar el grosor del relleno, que en general debería ser aproximadamente igual a la apertura de la discontinuidad, a menos que solo una parte de ésta esté rellena, lo cual es poco común.

Meteorización. - La meteorización de las rocas es el cambio de la forma de las mismas o cerca de la superficie de la Tierra debido a factores atmosféricos (Ramírez, 1991).

La descripción de los estados de meteorización de los materiales rocosos es particularmente importante cuando se consideran las rocas desde una perspectiva de resistencia, pues la meteorización muestra un efecto profundo en las particularidades tanto físicas como mecánicas de los materiales rocosos.

En su publicación de 1978, "Método propuesto para la descripción

cuantitativa de discontinuidades en macizos rocosos", ISRM estableció tablas que contienen criterios para clasificar macizos rocosos y bordes o paredes de discontinuidades.

Primero, muestra que se debe describir el nivel de meteorización de todo el macizo rocoso. Dichos términos son universales y se pueden modificar para adaptarse a contextos o materiales determinados.

Tabla 2: Descripción de la meteorización de la masa rocosa (traducido de la ISRM, 1978).

Término	Descripción	Grado
Fresco	No hay indicios notables de cambios en la apariencia; en el mejor de los casos, se pueden notar leves cambios de color en las discontinuidades más significativas	I
Ligeramente meteorizado	La presencia de decoloración es un indicio de que el material rocoso y las superficies de las discontinuidades han sido afectados por procesos de meteorización. La meteorización puede afectar a todo el material rocoso, debilitando algunas zonas y haciéndolas más vulnerables. Es posible que existan áreas más debilitadas externamente en comparación con condiciones de roca sana y fresca.	II
Moderadamente meteorizado	Más de la mitad del material rocoso se encuentra en su estado original y no ha sido descompuesto o desintegrado en suelo. Sin embargo, existen áreas en las que la roca ha sido alterada y presenta decoloración, ya sea en forma de una malla irregular o de fragmento aislado.	III
Muy meteorizado	Más del 50% se encuentra descompuesto, presentándose las zonas rocosas sanas o descoloridas de manera intermitente y dispersa.	IV
Completamente meteorizado	El macizo de roca ha sido totalmente descompuesto o desintegrado, y en su lugar se ha formado un suelo. Sin embargo, la estructura real del macizo rocoso se mantiene en gran medida intacta.	V
Suelo residual	Los macizos rocosos se han transformado completamente en suelo, lo que ha llevado a la desaparición de su forma y fábrica original. Se ha producido un notable incremento de volumen, y el suelo no sufrió un transporte significativo.	VI

Fuente: L. JORDA. Clasificación Geomecánicas y Diseño Empírico de Sostenimientos.

Tabla 3: Grado de meteorización de los labios de las discontinuidades (Fuente: Ramírez, 1991, modificado a partir de la ISRM, 1978).

Termino	Descripción
Fresco	No existe signo visible de meteorización de las rocas.
descolorido	La coloración es diferente al material rocoso original en buen estado. Se debe especificar el nivel de alteración del color original. También es necesario hacer mención cuando la variación del color solamente afecta a ciertos minerales.
descompuesto	La roca ha sufrido meteorización hasta convertirse en un suelo, aunque su estructura mineral se mantiene sin cambios significativos. Sin embargo, algunos o cada grano mineral puede estar descompuesto.
desintegrado	La roca ha experimentado un proceso de meteorización que llegó a convertirse en suelo, conservando su estructura original de mineral. La consistencia rocosa es frágil, y los minerales no han sufrido descomposición.

Fuente: L. JORDA. Clasificación Geomecánicas y Diseño Empírico de Sostenimientos.

Tabla 4: Escala de meteorización del granito (según D.G. Moyo).

Grado de Meteorización	Denominación	Criterios de Reconocimiento
I	Sana	Las Rocas no meteorizadas, las micas y feldespatos se encuentran lustrosos.
II	Sana con juntas teñidas de óxidos	Las superficies de las discontinuidades muestran manchas o recubrimientos de hematita y limonita, pero la masa rocosa entre las discontinuidades no presenta signos de meteorización.
III	Moderadamente meteorizada	La roca presenta signos evidentes de meteorización, como manchas de óxido de hierro, así como una leve descomposición del feldespato, pero su resistencia es comparativamente alta en relación a la roca sana. Aunque hay una meteorización significativa en general, la resistencia es tan alta que no se puede romper a mano piezas de alrededor de 25 cm ² de sección transversal.
IV	Muy meteorizada	La roca tiene un aspecto de suelo y está muy meteorizada, lo que permite que se rompa y desmenuce con facilidad al ser manipulada a mano. Sin embargo, aún es posible reconocer la fábrica original de la roca.
V	Completamente meteorizada	

Fuente: L. JORDA. Clasificación Geomecánicas y Diseño Empírico de Sostenimientos.



Si hablamos de rocas calcáreas, no existen etapas intermedias, hay rocas tipo I y II completamente inalteradas, una desintegración general del material y su transformación en un suelo que se clasifica como tipo V o VI según la ISRM.

2.2.3. Propiedades físico mecánicas.

2.2.3.1. Propiedades físicas

a. Peso específico (γ).

El peso total del material rocoso sobre el nivel freático se combina con su volumen total para dar la gravedad específica total o aparente (γ), incluyendo el volumen de:

$$\gamma = \frac{W}{V}$$

Las rocas con minerales que tienen la gravedad específica G alta suelen tener un peso específico mayor. Por lo general, la rocas ígnea y metamórfica tienen un peso específico más elevado que la roca sedimentaria.

Se puede definir el **peso específico seco γ_d** como el cociente entre el peso seco de la muestra y el volumen integral del material.

$$\gamma_d = \frac{W_d}{V} = \frac{G}{1 + e} \gamma_w = \frac{\gamma}{1 + W}$$

Dónde:

- W_d : Peso seco de la muestra de roca.
- V : Volumen total de la muestra
- G : Gravedad específica promedio de la roca.
- e : Relación de vacíos
- γ : Peso específico total



γ_w : Peso específico del agua (9,8 KN/m³)

El peso específico saturado de la roca:

$$\gamma_{sat} = (1 - n)G\gamma_w + n\gamma_w$$

Dónde:

n : Porosidad de la roca
G : Gravedad específica
 γ_w : Peso específico del agua

b. Porosidad (n).

La existencia de huecos o cavidades vacías tiene un impacto negativo en la propiedad de resistencia, pues toda la porosidad también podría manifestarse en formas de fracturas. El material policristalino, como la roca, suele ser poroso en distintos grados, según su tipo, composición mineral o la deformación que haya experimentado. La porosidad se produce como resultado de la variación del estado de tensión y temperatura de la roca.

Los vacíos presentes en una roca o suelo se pueden describir mediante el uso de dos parámetros: porosidad (n) y la relación de vacíos (e):

$$n = \frac{V_v}{V} = \frac{e}{1 + e} = \frac{V - \frac{W_s}{G\gamma_w}}{V}, \text{ con } e = \frac{n}{1 - n}$$

Dónde:

V_v : Volumen de vacíos.
 W_s : Peso seco de los sólidos de roca
G : Gravedad específica de la roca
 γ_w : Peso específico del agua
V : Volumen total (VS + VV)

La porosidad es expresada comúnmente como el porcentaje al multiplicar su valor por 100. Por otro lado, (e) se obtiene al dividir (VV)/(VS), y se presenta

como un número decimal.

c. Permeabilidad.

Es una característica de los materiales porosos que les permite permitir el paso de líquidos, como el agua, por medio de los espacios vacíos del material.

La capacidad de flujo del líquido está influenciada por la composición de la roca, la forma del poro y la fuerza de cohesión de las moléculas del agua. Teóricamente, las rocas se consideran permeables, lo que significa que el material es suficientemente poroso. Excepto por algunas rocas naturalmente impermeables.

En lo que respecta a los materiales como el suelo, el flujo de agua ocurre a una velocidad inferior al nivel crítico. La cantidad de agua que fluye mediante la sección transversal (A) durante un período de tiempo determinado (t) se rige por la Ley de Darcy.

$$Q = V.A = (k)(i)(A)$$

Dónde:

- Q : Caudal o descarga de agua
- k : Coeficiente de permeabilidad
- i : Gradiente hidráulico
- A : Área de la sección transversal

2.2.3.2. Propiedades mecánicas.

a. Índice de resistencia a la carga puntual.

El presente ensayo pretende comprimir un pedazo de roca entre dos puntos como puede ser observado en la Fig. 1. el método del ensayo in situ es estandarizado. Este ensayo fue inicialmente utilizado como una forma indirecta para hallar las resistencias a la tracción de las rocas, conforme determinado por Reichmuth en 1963 (apud Hendron, 1969), y está representada por la siguiente ecuación:

$$\sigma_t = 0,96 \frac{P}{D_m^2}$$

Dónde:

σ_t : Resistencia a la tracción de la roca (kPa)

P : Carga puntual de ruptura (KN)

D_m : Diametro del cuerpo de la probeta (m)

En la actualidad, este ensayo es poco usado para obtener la (σ_t), pero si para determinar el I_s , y que es bastante importante al clasificar geomecánicamente el macizo rocoso. El I_s es definido de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$I_s = \frac{P}{D^2}$$

Dónde:

I_s : Índice de resistencia puntual (KPa)

P : Carga de ruptura de la muestra (KN)

D : Diámetro del testigo (m)

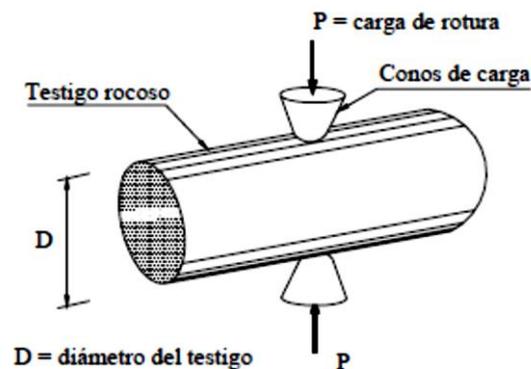


Figura 4: Índice de resistencia a la carga puntual.

Fuente: L. TEJADA CERVANTES. (2011). Tesis “Resistencia de Macicos Rocosos Estructuralmente Complejos de Mineracao Submetidos a Carregamentos Dinamicos”, Universidad de Brasilia – Brasil.

b. Resistencia a la Compresión Uniaxial.

La figura 2 ilustra la resistencia de la compresión uniaxial de una roca (σ_c),

que es la mayor fuerza que puede soportar un cilindro cuya relación entre su altura y diámetro varía de 2,5 a 3, cuando es sometido a la carga compresiva axial hasta su punto de fractura.

Resistencia compresiva uniaxial

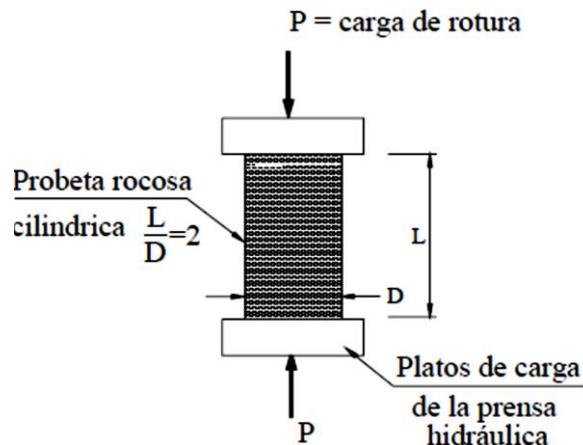


Figura 5: Muestra de una roca sometida a compresión uniaxial.

Fuente: L. TEJADA CERVANTES. (2011). Tesis “Resistencia de Macizos Rocosos Estructuralmente Complejos de Mineracao Submetidos a Carregamentos Dinamicos”, Universidad de Brasilia – Brasil.

La resistencia se considera un parámetro ampliamente usado en las diferentes teorías de los modelos de comportamientos de macizos rocosos. La determinación de este parámetro es realizada en el laboratorio implicando una preparación cuidadosa del cuerpo de la probeta en forma cilíndrica, un número relativamente grande que permita garantizar la representatividad de los resultados.

Existen propuestas para clasificar las rocas intactas según la resistencia de compresión uniaxial (Deere, 1969), también existen métodos de cálculo de σ_c partiendo de el I_s (Biniawski, 1975) puede ser una relación directa al índice de resistencia puntual I_s .

Valoración de las resistencias compresivas uniaxiales en campo:

b.1. Con el martillo Schmidt de dureza. (Ver Figura 6)

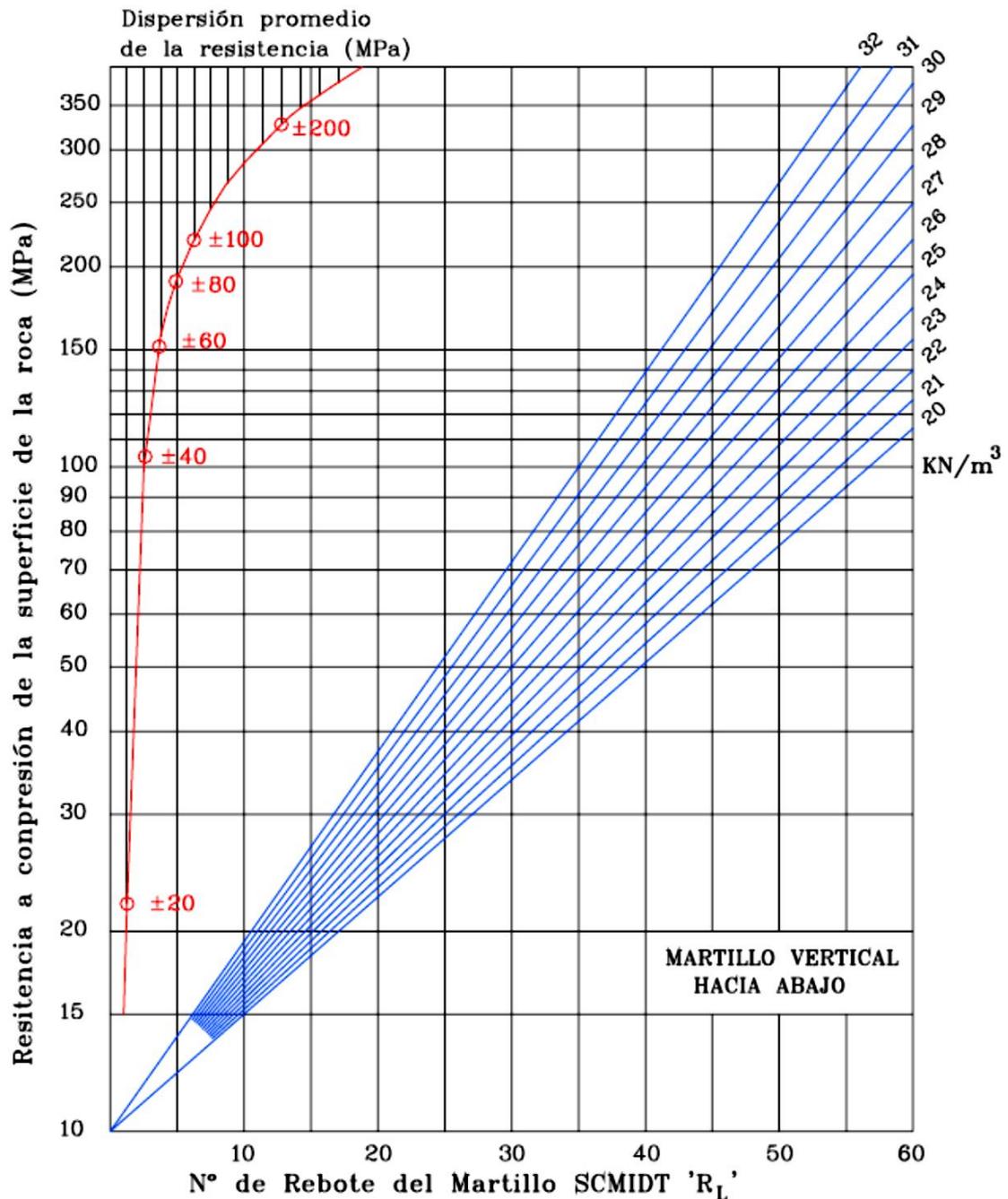


Figura 6: Cartilla de correlación para el Martillo Schmidt, relacionando la densidad de la roca, resistencia compresiva y el número de rebote. (Según Miller).

Fuente: C. CUEVA CABALLERO. (1999). Libro “Mecánica de Rocas”, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión – Pasco Perú.

c. Ensayo Triaxial.

El ensayo triaxial es probablemente la mejor forma de determinar, en

laboratorio, la propiedad de resistencia y deformabilidad de los materiales geotécnicos (roca y suelo). La posibilidad de controlar el estado de tensiones durante un ensayo mediante la aplicación de una presión de célula diferente para cada muestra ensayada permite establecer la resistencia y deformabilidad de roca en función del nivel de tensiones. Dependiendo del tipo de ensayo utilizado es posible reproducir diferentes trayectorias de tensiones, y que permite simular las condiciones de carga vigentes en obras mineras y civiles.

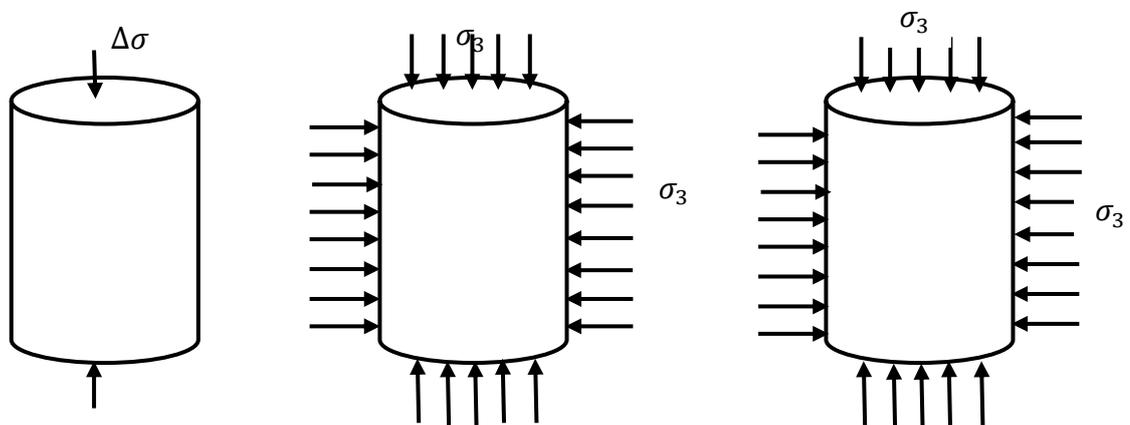


Figura 7: Estado de tensiones de un ensayo triaxial (modificado – Assis, 2003a)

Fuente: L. TEJADA CERVANTES. (2011). Tesis “Resistencia de Macizos Roccosos Estructuralmente Complejos de Mineracao Submetidos a Carregamentos Dinamicos”, Universidad de Brasilia – Brasil.

2.2.4. Clasificación de la masa rocosa.

En las fases tempranas al diseñar un proyecto, en el momento donde no hay mucha información disponible acerca de las masas rocosas, los esfuerzos in situ y los rasgos hidrológicos, puede ser beneficioso utilizar esquemas para clasificar geomecánicamente los macizos rocosos para obtener estimaciones preliminares de las resistencias y la deformación del macizo rocoso.



Sin embargo, es elemental considerar que la utilización de estas clasificaciones no debe sustituir a procedimientos de diseño más exhaustivos. Estos estudios requieren información minuciosa, como el esfuerzo in situ, la propiedad de las masas rocosas y las secuencias de excavación, que no se encuentran al inicio del proyecto.

Desde hace más de un siglo, se han creado clasificaciones para evaluar las masas rocosas. Ritter (1879) propuso un método empírico para diseñar túneles con el propósito de establecer los requisitos de soporte. Sin embargo, es importante tener en cuenta que estos esquemas fueron desarrollados para situaciones específicas, por lo que su uso en entornos geológicos distintos debe ser realizado con precaución.

2.2.4.1. Índice de designación de calidad de roca RQD.

Deere (1967), fue quien lo desarrolló, muestra una evaluación cuantitativa sobre la calidad de las masas rocosas a través de los registros de perforación diamantina.

$$RQD = \frac{\text{Sumatoria de longitudes de piezas mayores de 100mm}}{\text{longitud total del barreno}}$$

El RQD es la proporción de los segmentos de roca intactas superiores a 100 mm., recuperadas totalmente del barreno.

El testigo deberá contar por lo menos con 50 mm., recobrado con la perforadora diamantina con doble carril. Por lo general, se informa el valor del RQD por dos m. de perforación y se puede obtener simultáneamente con el registro geológico de la perforación.

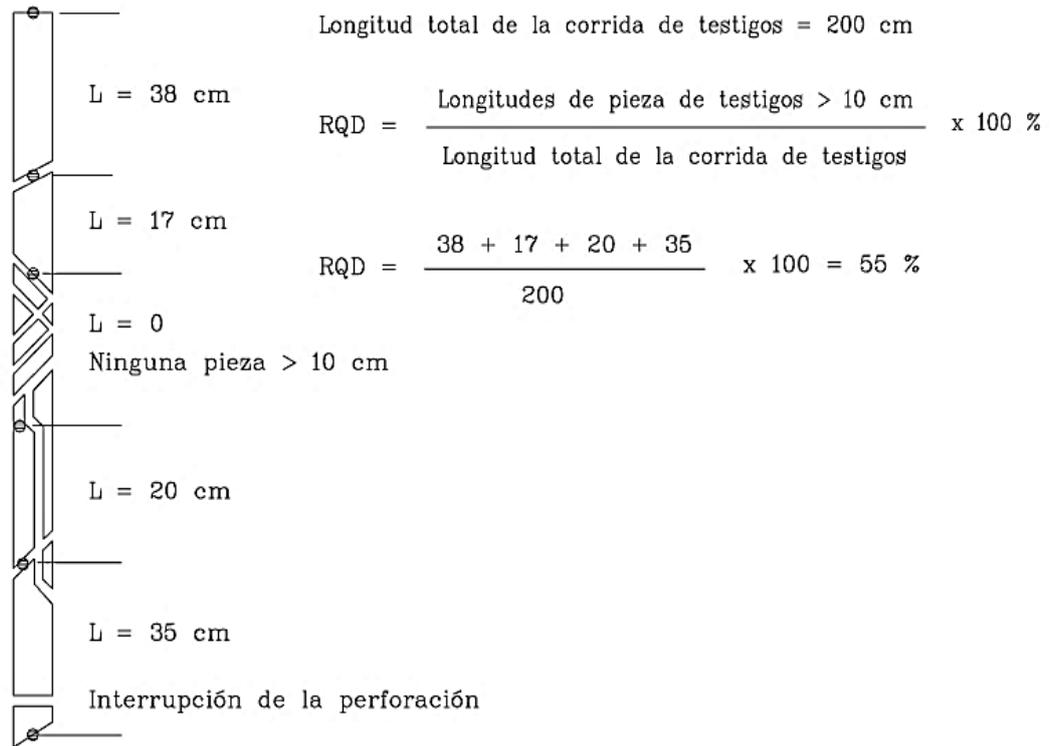


Figura 8: Procedimiento de medición y cálculo del RQD (Deere, 1989).

Fuente: C. CUEVA CABALLERO. (1999). Libro “Mecánica de Rocas”, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión – Pasco Perú.

a. Palmstrom (1982).

Propuso que en casos en los que haya testigos, y se puedan observar alguna traza de discontinuidad en la superficie del terreno, se puede estimar el RQD en base al número de cada discontinuidad por unidades de volumen. En masas de rocas libres de arcilla, se sugiere la siguiente relación:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v \quad (4.1)$$

Donde, J_v viene a ser la sumatoria de las discontinuidades por cada unidad de longitud de cada familia de discontinuidad, el cual se conoce también como conteo volumétrico de discontinuidades.



El valor del RQD puede verse significativamente afectado por la orientación del taladro, lo que lo hace un parámetro dependiente de la dirección. Una alternativa útil para reducir esta dependencia es usar los conteos volumétricos de discontinuidades. Este método puede resultar beneficioso en tales situaciones.

b. Priest y Hudson.

Se toma una cinta métrica y se coloca en la zona del turno geomecánico o entre diversas estaciones alineadas para medir el número de discontinuidades que intersectan la línea, con el fin de obtener el parámetro " λ ".

Este parámetro se obtiene dividiendo la cantidad de discontinuidades encontradas por la longitud lineal. Para determinar el RQD del material rocoso, se pueden utilizar dos fórmulas que requieren diferentes parámetros de campo, pero aquí nos centraremos en la fórmula de ambos autores que utilizan el parámetro " λ " (discontinuidades por metro lineal)

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

El propósito del RQD es reflejar la calidad de la masa rocosa en su ubicación original. Si se emplea la técnica de perforación diamantina, es esencial tomar precauciones para asegurarse de detectar y descartar las fracturas provocadas por la manipulación o la perforación al determinar el valor del RQD. Al utilizar el método de Palmstrom para el mapeo superficial, es importante no considerar las fracturas ocasionadas por la explosión al estimar el valor de J_v .

Desde hace 25 años, el RQD de Deere fue bastante empleado, especialmente en Norte América. Diversos expertos, tales como Cording y Deere (1972), Merrit



(1972) y Deere y Deere (1988), han tratado de establecer una relación entre el RQD y el factor de carga de roca de Terzaghi, así como con los requisitos para el empernado del túnel. En el marco de dicha discusión, usar el RQD es como uno de los componentes que integran las clasificaciones del macizo rocoso RMR y Q.

2.2.4.2. Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski).

Bieniawski, en 1976, introdujo la Clasificación Geomecánica o Rock Mass Rating (RMR), una clasificación de masas rocosas. A lo largo del tiempo, este sistema ha sido mejorado progresivamente mediante la modificación de los índices dados a cada parámetro de clasificación. La versión más reciente del sistema, presentada en 1989, es la más actualizada hasta la fecha.

Bieniawski hizo uso de 6 parámetros con los cuales clasifico las masas de rocas mediante el sistema RMR:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- Rock Quality Designation (RQD)
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Condición de agua subterránea.
- Orientación de discontinuidades.

La aplicación del sistema requiere que las masas rocosas se dividan en zonas conocidas como dominios estructurales, que deben ser clasificados de manera independiente. La periferia de dichos dominios suele corresponder con una estructura importante o una variación de la clase de roca. En situaciones específicas, variaciones significativas en el espacio o particularidades de discontinuidades en la

misma clase de roca, podría obligar a dividir las masas rocosas en diversos dominios estructurales más chicos.

En la siguiente tabla se presenta el sistema Rock Mass Rating, las cuales ofrecen los valores correspondientes a los parámetros mencionados anteriormente. Estos valores se suman para obtener un resultado denominado R.M.R.

Bieniawski en 1989, estableció un conjunto de normas para elegir el tipo de soporte adecuado en túneles construidos en masas rocosas evaluadas mediante el sistema R.M.R.

Las directrices se han dado a conocer para túneles con un ancho de 10 metros, construidos mediante técnicas convencionales de perforación y voladura, en los cuales se presupone que las cargas verticales no superan los 25 MPa (correspondiente a la profundidad de menos de 900 metros).

Tabla 5 : Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR (Según Bieniawski, 1989).

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS INDICES									
Parámetros			Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de Carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Se requiere pruebas de compr. uniaxial.		
		Resistencia Comp. Uniaxial.	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	Calidad de testigo de perforación RQD.		90 – 100 %	75 – 90 %	50 – 75 %	25 – 50 %	< 25 %		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades		> 2 m	0.6 – 2 m	0.2 – 0.6 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Condición de discontinuidades.		Superficies muy rugosas, No continuas Sin apertura, Paredes rocosas sanas.	Superficies ligeramente rugosas apertura < 1 mm Paredes de roca ligeramente intemperizadas.	Superficies ligeramente rugosas apertura < 1 mm Paredes de roca altamente intemperizadas.	Superficies de espejo de falla o panizo < 5 mm de espesor o apertura 1 – 5 mm. Continua.	Suave panizo > 5 mm de espesor o apertura > 5 mm. Continua.		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea.	Flujo para 10 m de túnel (l/m)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		



	Presión de agua principal mayor / σ	0	< 0.1	0.1 – 0.2	0.2 – 0.5	> 0.5
	Condiciones generales	Completamente seco	Semi seco	húmedo	goteo	Flujo
	Valoración	15	10	7	4	0
B. AJUSTE DE INDICES POR ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES						
Orientación rumbo buzamiento	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	
Valoración	Túneles y minas	0	- 2	- 5	- 10	
	Cimentaciones	0	- 2	- 7	- 15	
	Taludes	0	- 5	- 25	- 50	
C. TIPOS DE MASA ROCOSA DETERMINADAS A PARTIR DEL INDICE TOTAL						
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21	
Número de clase	I	II	III	IV	V	
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca pobre	Roca muy pobre	
D. SIGNIFICADO DE LOS TIPOS DE MASA ROCOSA						
Número de clase	I	II	III	IV	V	
Promedio de tiempo sin sostenimiento	20 años para 15 m de abertura	1 año para 10 m de abertura	1 semana para 5 m de abertura	10 horas para 2.5 m de abertura	30 minutos para 1 m de abertura	
Cohesión de la masa rocosa (Kpa)	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100	
Angulo de fricción de la masa rocosa (deg)	> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15	
E. REGLAS PARA LA CLASIFICACION DE DISCONTINUIDADES (Condición)						
Persistencia (longitud)	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m	
Valoración	6	4	2	1	0	
Separación (apertura)	Ninguno	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm	
Valoración	6	5	4	1	0	
Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente rugoso	Liso	Espejo de falla	
Valoración	6	5	3	1	0	
Relleno (gouge)	Ninguno	Relleno duro <5 mm	Relleno duro >5 mm	Relleno suave <5 mm	Relleno suave >5 mm	
Valoración	6	4	2	2	0	
Alteración	Inalterado	Ligeramente alterado	Moderad. Alterado	Altamente alterado	Descompuesto	
Valoración	6	5	3	1	0	
F. EFECTO DE LA ORIENTACION RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA**						
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel			
Avance con el buzam. Buz..45-90°	Avance con el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 45-90°		Buzamiento 20-45°	
Muy favorable	Favorable		Muy desfavorable		Moderado	
Avance contra el buzam. Buzam. 45-90°	Avance contra el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 0 – 20°, Independiente del rumbo			
Moderado	Desfavorable		Moderado			

* Algunas condiciones son mutuamente excluyentes. Por ejemplo, si el relleno está presente, la rugosidad de la superficie será dominada por la influencia del panizo. En tales casos usar A.4 directamente.

** Modificado por Wickham et. al. (1972).

Fuente: D. CORDOVA R. (2002). Artículo “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”.

2.2.4.3. Clasificación geomecánica Q.

En 1974, los investigadores Barton, Lien y Lunde del Instituto Geotécnico Noruego crearon el Sistema-Q o Clasificación de Barton. Este sistema se

fundamentó en los análisis de numerosos casos de túneles edificados en su mayoría en la región escandinava.

El Sistema-Q de Barton otorga a cada tipo de suelo un índice de calidad Q, que indica la calidad de las rocas. Este índice no se incrementa de manera lineal, como sucede para el RMR sino de forma exponencial y va desde Q=0.001 para suelos muy deficientes hasta Q=1000 para suelos de excelente calidad.

El valor de Q se obtiene de la siguiente expresión:

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

Donde los parámetros representan lo siguiente:

- El índice Rock Quality Designation (RQD) es el porcentaje de la longitud total de testigos del sondeo que son mayores a 10 cm. Según Barton, el RQD puede medirse en incrementos de 5 y 5, se recomienda un valor mínimo de RQD=10.
- Los valores de Jn pueden oscilar entre 0.5 y 20, y su magnitud está directamente relacionada con el número de familias de las juntas presentes en los macizos rocosos.
- Jr se encuentra en los rangos de 1 a 4, y su valor está influenciado por la rugosidad de las juntas en la masa rocosa.
- Ja puede variar de 0.75 a 20, y su magnitud dependerá del nivel de alteración que presente la pared de la junta en la roca.
 - El parámetro Jw, que oscila entre 0.05 a 1, se ve afectado por la presencia de agua en el túnel o la excavación.

- SRF (Stress Reduction Factor) es un parámetro que va a depender del estado de tensión de las rocas a través de la cual se atraviesa el túnel.

Barton proporciona tablas para la obtención de cada uno de los cinco parámetros mencionados anteriormente, las cuales se basan en aspectos generales de los macizos rocoso.

Cada uno de estos cocientes tiene una importancia específica:

- (RQD/J_n) muestra el tamaño del bloque.
- (J_r / J_a) refleja la resistencia al corte entre bloques.
- (J_w/SRF) refleja la influencia del estado tensional, aunque su interpretación puede resultar difícil.

En seguida, se presentan las pautas para la evaluación de cada uno de estos parámetros.

Tabla 6 : Calidad del testigo “RQD” en la clasificación Q de Barton

A	Muy mala	0 – 25
B	Mala	25 – 50
C	Media	50 – 75
D	Buena	75 – 90
E	Excelente	90 – 100

Notas:

Si el valor del RQD son iguales o menores a 10, se utiliza como valor al 10 para calcular Q. Por otro lado, el intervalo de 5 unidades del RQD, como 100, 95, 90, etc., proporcionan una precisión adecuada.

Fuente: D. CORDOVA R. (2002). Artículo “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”.

Tabla 7: Valoración del índice de diaclasado Jn en la clasificación Q de Barton

A	Roca masiva, sin diaclasas o con fisura escasa	0,5 – 1,0
B	Una familia de diaclasas	2
C	Una familia y algunas diaclasas aleatorias	3
D	Dos familias de diaclasas 4	4
E	Dos familias y algunas diaclasas aleatorias 6	6
F	Tres familias de diaclasas 9	9
G	Tres familias y algunas diaclasas aleatorias 12	12
H	Cuatro o más familias, diaclasas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones	15
J	Roca triturada, terrosa	20

Notas:

En intersección del túnel se hace uso de (3Jn)

En la boca del túnel se hace uso de (2Jn)

Fuente: D. CORDOVA R. (2002). Artículo “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”.

Tabla 8: Valoración del índice de rugosidad Jr de las discontinuidades, en la clasificación Q de Barton

Contacto entre las dos caras de la discontinuidad.		
Contacto entre las dos caras de la discontinuidad ante un desplazamiento cortante inferior a 10 cm.		
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares	3
C	Diaclasas onduladas, lisas	2
D	Diaclasas onduladas, perfectamente lisas	1,5
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares	1,5
F	Diaclasas planas, lisas	1,0
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas	0,5

Notas:

La descripción corresponde a caracterizaciones en escala pequeña e intermedia, ordenado de esa forma. Además, no hay contacto de las superficies de discontinuidad durante un desplazamiento de corte.

H	Se refiere a una zona que posee una cantidad suficiente de minerales arcillosos que impiden los contactos de la superficie de las discontinuidades.	1,0
J	Se trata de una zona compuesta por arena, grava o material triturado con un grosor adecuado para prevenir que se contacten ambas caras de las discontinuidades.	1,0

Notas:

En el caso de que el espacio entre las principales familias de discontinuidades sea mayor a 3 metros, es necesario aumentar el índice Jr, en una unidad. Además, si se trata de diaclasas planas completamente lisas con lineaciones orientadas en la dirección de menor resistencia, podría asignársele el valor de 0.5

Fuente: D. CORDOVA R. (2002). Artículo “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”.

Tabla 9: Valoración del índice de alteración de las discontinuidades Ja, en la clasificación Q de Barton.

		ϕ	Ja
Contacto entre los planos de la discontinuidad (sin minerales de relleno intermedio)			
A	Discontinuidad cerrada, impermeable y de cuarzo, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo.	-	0,75
B	Planos de discontinuidad intactos, con ligeras manchas en su superficie.	25° - 35°	1,0
C	Planos de discontinuidad tenuemente alterados. Tienen minerales duros, partículas arenosas y rocas desintegradas sin arcillas.	25° - 35°	2,0
D	Recubrimiento con arcillas limosas y arenosas, con una pequeña cantidad de arcilla no blanda.	20° - 25°	3,0
E	Recubrimientos con arcillas blandas, como la caolinita o mica y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, talco, yeso, grafito, entre otros.	8° - 16°	4,0
Cuando hay un desplazamiento cortante menor a 10 cm en los planos de la discontinuidad, se produce un contacto en el cual se pueden encontrar minerales de relleno en delgadas capas.			
F	Partículas arenosas, rocas desintegradas que no tiene arcilla, etc.	25° - 35°	4,0
G	Fuerte sobreconsolidación, con relleno de mineral arcilloso no blando (continuos, y con espesor menor a 5mm).	16° - 24°	6,0
H	Sobreconsolidación de media hasta baja, tiene reblandecimientos, rellenos con minerales arcillosos (continuos, y con espesores menor a 5mm).	12° - 16°	8,0
J	Relleno de arcilla expansiva, como la montmorillonita, que son continuos, pero tienen un espesor menor a 5mm. Los valores de Ja dependen del porcentaje de partículas con tamaño similar al de la arcilla expansiva.	6° - 12°	8 - 12
Cuando hay un desplazamiento cortante, no se produce contacto entre los planos de la discontinuidad si los rellenos de minerales tienen un espesor significativo.			
K, L, M	Zonas o bandas de rocas desintegradas o trituradas y arcillas (consulte las descripciones de las condiciones de las arcillas en G, H y J).	6° - 24°	6,8 ó 8-12
N	Zona o banda de arcilla limosa o arenosa, con pequeña porción de arcillas no reblandecibles.	-	5,0
O, P, R	Zona o banda continua de arcillas, con un espesor grueso (consulte las clases G, H y J para describir las condiciones de las arcillas).	6° - 24°	10,13 ó 13-20

Fuente: D. CORDOVA R. (2002). Artículo “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”.



El valor asignado tanto al parámetro Jr como al Ja son utilizados para aquellas familias de discontinuidades poco favorables en términos de estabilidad, ya sea por su orientación y resistencia a los cortes. Dicha resistencia se puede estimar a través de la fórmula: $T \approx \sigma_n \text{tg-1}(J_r / J_a)$.

Tabla 10: Factor de reducción por la presencia de agua.

		Presión de agua (Kg/cm ²)	Jw
A	Excavaciones secas o pocas afluencias, menores a 5 l/min, de manera localizada.	< 1	1,0
B	Afluencias a presión media con lavado esporádico del relleno de la discontinuidad.	1 - 2,5	0,66
C	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno.	2,5 - 10	0,5
D	Afluencia significativa o alta presión, produciendo un lavado formidable del relleno de la diaclasa.	2,5 - 10	0,33
E	Afluencia enormemente alta o alta presión al realizar alguna voladura, deteriorando al pasar el tiempo.	> 10	0,2 - 0,1
F	Afluencia enormemente alta, o presión altísima de representación persistente, sin disminución apreciable.	> 10	0,1 - 0,05

Notas:

Los valores de las clases C, D, E y F son aproximados y pueden variar. Si se implementan medidas de drenaje, es posible que el valor Jw aumente.

No se han tenido en cuenta los problemas que pueden surgir debido a la formación de hielo en la zona.

FUENTE: D. CORDOVA R. (2002). Artículo “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”.

Tabla 11: Valoración de las condiciones tensionales de la roca (SRF) de la clasificación Q de Barton.

	SRF
Las zonas débiles intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando.	
A Las zonas débiles intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando.	10
B Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación \leq 50 m).	5
C Zonas débiles aisladas, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación $>$ 50m).	2,5
D Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libre de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad).	7,5
E Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación \leq 50 m).	5,0
F Zonas de fractura aisladas en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación $>$ 50 m).	2,5
G Terreno suelto, diaclasas abiertas, fuertemente fracturado, en terrones, etc. (a cualquier profundidad).	5,0
Nota: Se reducen los valores expresados del SRF entre un 20-50% si las zonas de fracturas solo ejercen cierta influencia pero no intersectan a la excavación.	
Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas.	
H Tensiones pequeñas cerca de la superficie, diaclasas abiertas	σ_1/σ_3
J Tensiones medias, condiciones tensionales favorables	σ_1/σ_3
K Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los bastiales	σ_1/σ_3
L Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	σ_1/σ_3
M Lajamiento y estallido de la roca después de algunos minutos en rocas masivas	σ_1/σ_3
N Estallidos violentos de la roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	σ_1/σ_3
Notas: Si se comprueba la existencia de campos tensionales fuertemente anisótropos: cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, se disminuye el parámetro σ_c hasta 0,75 σ_c ; si $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, se tomará el valor 0,5 σ_c , σ_c es resistencia a compresión simple, σ_1 y σ_3 son las tensiones principales mayor y menor y σ_0 es la tensión tangencial máxima, estimada a partir de la teoría de la elasticidad. En los casos en los que la profundidad de la clave del túnel es menor que la anchura de la excavación, se sugiere aumentar el valor del factor SRF entre 2,5 y 5 unidades (véase clase H)	
Rocas deformables: flujo plástico de roca incompetente sometida a altas presiones litostáticas	
O Presión de deformación baja	σ_0/σ_c
P Presión de deformación alta	1-5
Notas: Los fenómenos de deformación o fluencia de rocas suelen ocurrir a profundidades $H > 350Q^{1/3}$ (SINGH et alii., 1992). La resistencia compresión del macizo rocoso puede estimarse mediante la expresión: $q(\text{MPa}) \approx 1,7 \cdot Q^{1/3}$, donde q es la densidad de la roca en g/cm^3 (Singh, 1993)	
Rocas expansivas: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.	
R Presión de expansión baja	SRF
S Presión de expansión alta	5-10
	10-20
	SRF
	5-10
	10-15

$$Q = (RQD/J_n) \cdot (J_r / J_a) \cdot (J_w / \text{SRF})$$

Fuente: D. CORDOVA R. (2002). “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”.



2.2.5. Metodología de diseño pilares.

Se revisó bibliográficamente los métodos utilizados actualmente en el diseño de pilares con la finalidad de evaluar cómo se encuentra actualmente la técnica. Casi todos los trabajos de investigación de la literatura publicada se han realizado en depósitos de carbón horizontalmente estratificadas, y como resultado, estas técnicas son principalmente aplicables a los depósitos equivalentes.

La función principal de los pilares en minería es garantizar la estabilidad de los estratos contiguos durante la vida útil de los mismos. La ecuación 1, aunque sencilla, es la forma primaria de la ecuación de resistencia del pilar. La proposición de que en caso el esfuerzo supere la resistencia del pilar, un pilar falla, esta ecuación forma la base de todas las fórmulas de resistencia. Los factores de seguridad se pueden utilizar posteriormente para subsanar los errores de la estimación en parámetros de entrada utilizados dentro de las fórmulas de resistencia.

$$F.S. = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Dónde:

F.S. : Factor de Seguridad de Diseño.

S_p : Resistencia del Pilar.

σ_p : Esfuerzo del Pilar.

2.2.5.1. El criterio de rotura de Hoek-Brown.

Los autores propusieron un criterio de rotura con el objetivo de proporcionar información inicial para los diseños de excavaciones profundas en rocas competentes. Este criterio se basaba en la propiedad de las rocas intactas y se reducía mediante factores en función de las particularidades del macizo rocoso con diaclasas. Para relacionar los criterios empíricos con la observación geológica, utilizaron el sistema RMR propuesto por Bieniawski.

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^{0.5}$$

Dónde:

σ'_1 y σ'_3 : son los esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de rotura.

σ_{ci} : es la resistencia a compresión uniaxial del material intacto.

m y s : son las constantes del material, donde

s = 1 para roca intacta.

2.2.5.2. Criterio de Hoek-Brown Generalizado.

Éste se expresa como:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

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

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

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

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

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

El factor D está influenciado principalmente por el nivel de variación que los macizos rocosos han experimentado debido a las explosiones o la relajación de tensiones. Su valor varía desde 0, en el caso de macizos rocosos no alterados, hasta 1, para aquellos altamente alterados.

Tabla 12: Constante mi para distintos tipos de roca.

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásicas		Conglomerado (22)	Arenisca 19	Limolita 9	Arcillolita 4
			←----- Grauwaca -----→ (18)			
	No Clásicas	Orgánicas	←----- Creta -----→ 7			
			←----- Carbón -----→ (8 - 21)			
		Carbonatos	Brechas (20)	Caliza Esparítica (10)	Caliza Micrítica 8	
	Químicas		Yeso 16	Anhidrita 13		
METAMORFICAS	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Anfibolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 - 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33		Riolita (16)	Obsidiana (19)
			Granodiorita (30)		Dacita (17)	
	Oscuras		Diorita (28)		Andesita 19	
			Gabbro 27	Dolerita (19)		Basalto (17)
		Norita 22				
	Extrusivas Piroclásticas		Aglomerados (20)	Brechas (18)	Tobas (15)	

FUENTE: P. Lunder (1994), Tesis “Hard Rock Pillar Strength Estimation An Applied Empirical Approach”. The University Of British Columbia.

2.2.5.3. Determinación de los esfuerzos en el Pilar.

La determinación de las tensiones reales que actúan sobre un pilar resulta difícil, Como ya se mencionó, la tensión de pilares depende de n factores que incluye, las condiciones de esfuerzos, los cambios en el minado, los efectos geológicos, la orientación y el efecto del agua.

La Figura 09 es una simplificación de las teorías de la redistribución de la tensión como análoga a una corriente que fluye alrededor de pilares de puentes.

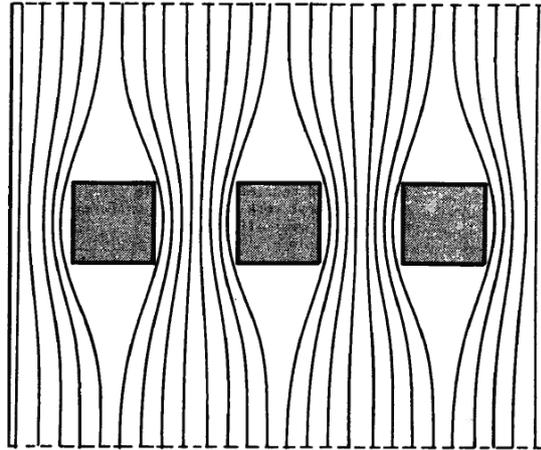


Figura 9: Bosquejo de líneas de flujo en un arroyo que fluye suavemente obstruido por tres pilares de puentes (después de Hoek & Brown, 1980).

Fuente: P. Lunder (1994), Tesis “Hard Rock Pillar Strength Estimation An Applied Empirical Approach”. The University Of British Columbia.

a. Teoría del Área Tributaria.

Babcock et al. (1981) fue el primero que introdujo el método del área tributario para la determinación de la tensión media pilares.

La Teoría Área Tributaria se ha utilizado con el mayor de los éxitos en depósitos horizontalmente estratificados que son uniformes y abarcan una gran superficie tales como depósitos de carbón horizontalmente estratificados o minería de cámaras y pilares. La ecuación Siguiende es la ecuación de la teoría de área tributaria en un minado por cámaras y pilares utilizando pilares rectangulares de igual tamaño.



a.1 Pilares Rectangulares.

$$\sigma_p = \gamma * H * \left(1 + \frac{W_o}{W_p}\right) * \left(1 + \frac{L_o}{L_p}\right)$$

Dónde:

- σ_p : Tensión media sobre el pilar (Mpa).
 γ : Peso específico de la roca (MN/M3).
 H : Altura de la cobertura del recubrimiento (m).
 W_o : Ancho de la cámara (m).
 L_o : Longitud de la cámara (m).
 W_p : Ancho del Pilar (m).
 L_p : Longitud del Pilar (m).

a.2. Pilares Cuadrados.

$$\sigma_p = \gamma * H * \left(\frac{W_p + W_o}{W_p}\right)^2$$

Dónde:

- σ_p : Tensión media sobre el pilar (Mpa).
 γ : Peso específico de la roca (MN/M3).
 H : Altura de la cobertura del recubrimiento (m).
 W_o : Ancho de la cámara (m).
 W_p : Ancho del Pilar (m).

a.3. Pilares Corridos.

$$\sigma_p = \gamma * H * \left(\frac{W_p + W_o}{W_p} \right)$$

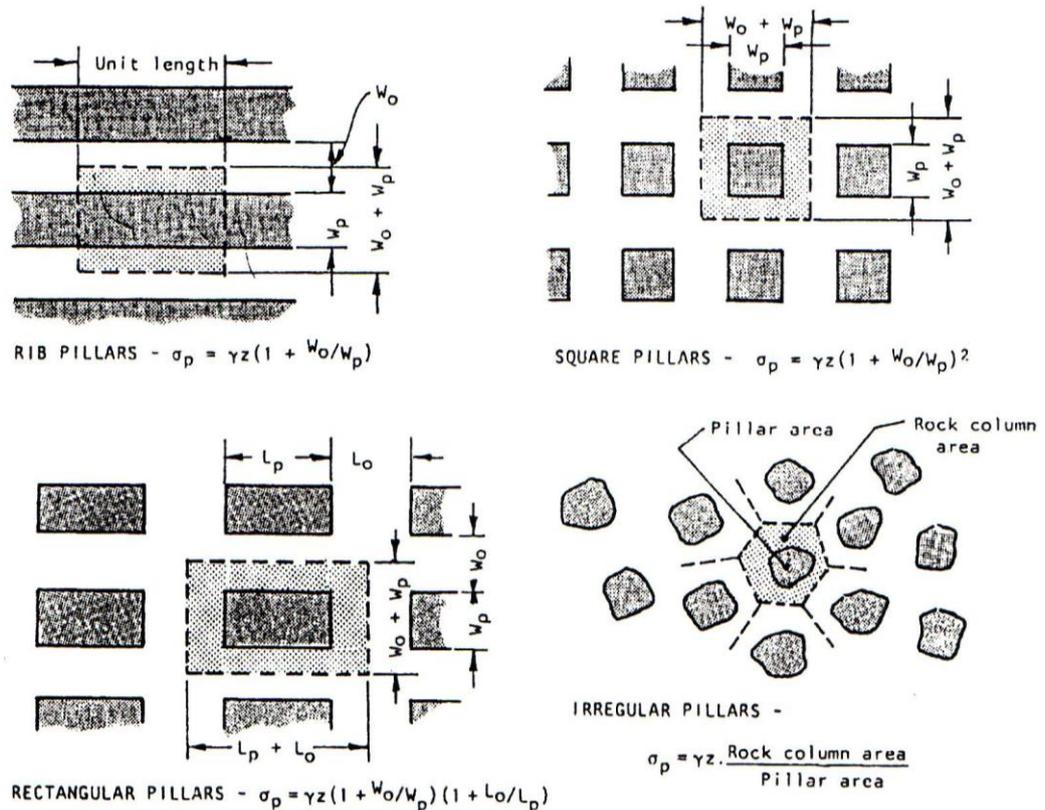


Figura 10: Área Tributaria para Muros y Pilares Rectangulares.

Fuente: P. Lunder (1994), Tesis “Hard Rock Pillar Strength Estimation An Applied Empirical Approach”. The University Of British Columbia.

La Teoría área Tributaria también se ha referido como la fórmula de relación de extracción. La tensión en el pilar se puede aproximar en base a la relación de la cantidad de extracción de alrededor de una serie de pilares. Las teorías de las áreas tributarias se pueden escribir, en este caso con la siguiente relación:

$$\sigma_p = \frac{1}{1 - R} * \sigma_a$$



Dónde:

σ_p : Tensión media sobre el pilar (Mpa).

σ_a : Es la tensión normal al horizonte de minado.

R : Ratio de extracción.

2.2.5.4. Determinación de la resistencia de un Pilar.

Los métodos de determinación la resistencia del pilar se puede dividir en tres grupos:

- Métodos Empíricos.
- Métodos Teóricos.
- Métodos Heurísticos.

Los métodos empíricos se basan en la experiencia, combinada con términos geotécnicos relacionados con la estabilidad pilar, para desarrollar una fórmula de la resistencia. Métodos teóricos se derivan matemáticamente para referir el rendimiento deseado de los pilares de minas sujetas a la carga para un conjunto dado de variables de entrada. Métodos heurísticos en general pueden considerarse como técnicas de "regla de oro" para el diseño de pilares que pueden hacer caso omiso de muchos de los parámetros ingresados válidos que se relacionan con la resistencia del pilar. En esta sección vamos a investigar cada uno de estos métodos en la forma propuesta por varios autores para la estimación de la resistencia pilar.

a. Métodos de diseño empíricos.

Estas técnicas se relacionan ancho pilar, pilar de altura, resistencia de la roca



intacta, y los factores de seguridad que estiman las resistencias pilar. El ancho de un pilar se mide normal a la tensión principal mayor inducida en la columna y la altura se mide en paralelo a la tensión principal mayor inducida en el pilar. Con la excepción de Hock y Brown (1980), todas estas fórmulas toman la forma general de la siguiente ecuación.

$$P_s = K * \left[A + B \left(\frac{w^a}{h^b} \right) \right]$$

Dónde:

P_s : Resistencia del Pilar.

K : Resistencia constante relacionada con el tipo de material del pilar.

w : Ancho del Pilar (m).

h : Alto del Pilar (m).

A, B, a, b : Constantes obtenidos Empíricamente.

b. Obert & Duvall (1967).

Obert y Duvall (1967) informaron los fundamentos de varias pruebas de resistencia a la compresión realizadas por Obert et al. (1946) con probetas de pilares de carbón de formas diferentes (relaciones ancho / altura). Obert y Duvall (1967) determinaron que la Ecuación se podría utilizar para estimar resistencia pilar carbón. Obert y Duvall (1967) sugieren que el término fuerza "K" que se debe utilizar en esta fórmula es la fuerza de una muestra de material de pilar con una relación ancho / altura.

$$P_s = K * \left[0.778 + 0.222 \left(\frac{w}{h} \right) \right]$$

Dónde:

P_s : Resistencia del Pilar (MPa).

K : Resistencia a la compresión de una muestra no confinada de un pilar cuadrado (MPa).

w : Ancho del Pilar (m).

h : Alto del Pilar (m).

Tabla 13: Constantes empíricas de A y B propuestos por varios autores.

Source	A	B	w/h
Bunting (1911)	0.700	0.300	0.5-1.0
Obert & Duvall (1967)	0.778	0.222	0.5-2.0
Bieniawski (1968)	0.556	0.444	1.0-3.1
van Heerden (1974)	0.704	0.296	1.1-3.4
Bieniawski (1975)	0.64	0.36	1.0-3.1
Sorenson & Pariseau (1978)	0.693	0.307	0.5-2.0

FUENTE: P. Lunder (1994), Tesis “Hard Rock Pillar Strength Estimation An Applied Empirical Approach”. The University Of British Columbia.

2.3. MARCO CONCEPTUAL.

Planos de estratificación. - Divide en capa o estrato la roca sedimentaria.

Fallas. - Son fracturas eliminadas. Son estructuras pequeñas que suceden en áreas ubicadas de la mina o estructuras bastante significativas que pueden abarcar toda la Mina.

Zonas de Corte. - Son bandas de materiales de muchos metros de grosor donde se han producido fallas en las rocas.

Diaclasas. - También conocidas como diaclasas, son fisuras sin desplazamiento y son las



fisuras más comunes en el macizo rocoso.

Planos de foliación o esquistosidad. - Formado entre capas rocosas metamórficas, apareciendo en láminas o láminas.

Contactos litológicos. - Esto suele formar, por ejemplo, las cajas superior e inferior de las venas.

Venillas. - Son grietas rellenas con otros materiales.

Pliegues. - Son estructuras de estrato curvo.

Diques. - Son intrusiones tabulares de roca ígnea, generalmente escarpadas o verticales.

Cámaras y pilares (room and pillar).

Este método, también conocido como cámaras y pilares, implica la extracción de cámaras aisladas por pilares que sostienen el techo. Los pilares pueden ser recuperados de manera parcial o total, y en este último caso, se produce un hundimiento controlado del techo que puede llevarse a cabo durante la explotación y cuando se acaba la vida útil del yacimiento. En cualquier caso, no se hundirá el techo porque está bien controlado.

Dilución

La estimación de dilución en minería subterránea se ve afectada por variables críticas, como la técnica minera y la dimensión de las máquinas, así como la movilidad de la Ley en el límite del cuerpo mineralizado, las formas y prolongación de los minerales y el ritmo de extracción. Estos factores influyen en el diseño de cámaras, incluyendo el radio hidráulico, y en las dimensiones de los pilares.



Recuperación Minera.

La recuperación minera planificada se refiere a la porción del cuerpo mineralizado extraído como parte del diseño minero. En ciertos métodos de extracción, la recuperación puede verse restringida debido a la existencia de pilares y losas, así como a la mezcla de minerales rentables con estériles. Por otro lado, la recuperación efectiva u operativa se basa en las extracciones reales en relación con la reserva minera definida en el planeamiento de producción. En esta definición de recuperación actual, se puede incluir el material estéril, ya que también forma parte de la reserva minera.

Utilización.

La proporción de tonelaje extraído diariamente en comparación con el tonelaje preparado en las diversas Unidades de Beneficio Minero que conforman el complejo minero.

Confiabilidad.

La probabilidad de éxito de un diseño minero se relaciona con la posibilidad de que este produzca una cantidad específica de mineral y depende de las tasas de falla inherente del componente de los sistemas mineros, así como del estado de tensión de la construcción minera.

La Importancia de W/H.

La relación entre el ancho y la altura del pilar (W/H) determina su grado de confinamiento. Los pilares con una relación W/H inferior a 4 experimentan el fenómeno de relajación post falla (strain softening), y este ábaco es esencial para comprender la aparición de estallidos de roca en la minería en profundidad.



Confinamiento Medio del Pilar.

Se reproducen las geometrías de la base de datos y se construyen modelos numéricos de borde para calcular el confinamiento medio en el centro del pilar para diseños con razones de excavación en el entorno de 75%. Se ajusta un modelo a los datos modelados, esta fórmula fue desarrollada a partir del análisis de varias geometrías modeladas por métodos numéricos y de la estimación del grado de confinamiento dentro del pilar.

Resistencia de Pilares Para Roca Competente.

Para un confinamiento proporcionado se estima su posicionamiento en el Diagrama del Circulo de Mohr, estimando el ángulo de fricción efectiva, para sucesivos valores de confinamientos medios se traza una regresión de los círculos y se toma el inverso del ángulo como valor de fricción media. Finalmente se establece la relación para estimar la resistencia del pilar ajustando una regresión lineal a los casos estudiados.

2.4. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS.

2.4.1. Hipótesis General.

- Los estudios que intervienen en el dimensionamiento de las cámaras y pilares, son la determinación de la resistencia y el esfuerzo del pilar.

2.4.2. Hipótesis Específica.

- Los parámetros geotécnicos que influyen en el dimensionamiento de las cámaras y pilares dentro de la explotación de yacimientos auríferos tipo manto,



en la mina CUMUNI - Santa Ana, ¿son las propiedades físicos - mecánicos del macizo rocoso?

- relación geométrica de las cámaras y pilares dentro de la explotación de yacimientos auríferos tipo manto en la mina CUMUNI - Santa Ana, determina, los niveles de recuperación de las reservas de mineral y la productividad.



CAPITULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. DISEÑO METODOLÓGICO.

Según las características y el nivel de estudio realizado, se puede clasificar como descriptivo y aplicado, ya que se refiere a los procesos de cálculo y diseño de cámaras y pilares que nos permitirán el diseño de las cámaras y pilares, así como la optimización en la recuperación del mineral.

La metodología de esta actividad de acuerdo a los procesos de explotación del Oro, se ha visto por conveniente analizar y evaluar los estudios de algunos mantos que de acuerdo a su ley se podría explotar, con el objetivo de optimizar la recuperación del mineral haciéndolo más eficiente la metodología de explotación en la que venimos trabajando y esta puede garantizar su viabilidad de un diseño de cámaras y pilares que permita realizar un trabajo económicamente productivo y que brinde las condiciones de seguridad al trabajador.

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA.

3.2.1. Población.

La población que involucra el estudio de investigación es referida de la Mina Santa Ana – Cumuni, perteneciente a la empresa Corporación Minera Ananea S.A.

3.2.2. Muestra.

La muestra representativa para realizar esta investigación se tomará de los tajos, galerías y cortadas de la mina Santa Ana – Cumuni, perteneciente a la empresa de Corporación Minera Ananea S.A.

POBLACIÓN = MUESTRA

3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

Variable Independiente:

Dimensionamiento de las cámaras y pilares, en la mina CUMUNI y santa Ana – corporación minera ananea s.a.

Variable Dependiente:

Explotación de yacimientos auríferos tipo manto en la mina CUMUNI y santa ana – corporación minera ananea s.a.

Tabla 14: Operacionalización de variables.

Variable (s)	Dimensión (s)	Indicador (s)	Categoría (s)	Índice (s)	Instrumento (s)
V.I.	Dimensionamiento	<ul style="list-style-type: none">• Esfuerzo del pilar.• Resistencia del Pilar	<ul style="list-style-type: none">• Propiedad física del macizo rocoso.• Propiedad mecánica del macizo rocoso.	<ul style="list-style-type: none">• gr./cm³• Mpa.• m.	<ul style="list-style-type: none">• Balanza electrónica.• Horno.• Equipo de compresión simple.• Tablas.
V.D.	explotación	<ul style="list-style-type: none">• Ancho y alto del Pilar y cámara.	<ul style="list-style-type: none">• Calidad del macizo rocoso.• RMR, Q, GSI.	<ul style="list-style-type: none">• Metros.• Tipo de roca.	<ul style="list-style-type: none">• Tablas.• Medidas de campo.• Ábacos.

FUENTE: Elaboración propia del tesista.



3.4. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

a. Técnicas de presentación de resultados.

Datos cualitativos: análisis, verificación de campo y comparación.

Datos cuantitativos: análisis de laboratorio, cuadros y gráficos de representación.

b. Instrumentos de recolección de datos.

- Procesamiento y recopilación de muestras rocas.
- Tabulación y análisis de resultados de laboratorio.
- Análisis e interpretación: de datos y resultados como esfuerzo tensivo y compresivo de la roca.
- Verificación de la correlación de las variables tanto independientes como dependientes del valor del estudio geomecánico de los macizos rocosos.
- Brújula marca bruntum.
- Esclerometro.
- Flexo metro.
- Wincha.

3.5. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN.

Dichas técnicas serán:

- Datos cualitativos: método deductivo.
- Datos cuantitativos: análisis muestreo de campo, análisis de muestras, cuadros, gráficos etc.



3.6. ÁMBITO DE ESTUDIO

3.6.1. Descripción de la zona de estudio

Ubicación política

Las minas de Ana María se localizan en el distrito de Ananea, provincia de San Antonio de Putina, en la región de Puno, en la República del Perú.

Ubicación geográfica.

Las minas Ana María se encuentran en la región suroriental del Perú, específicamente al noreste de Puno, en el extremo sur de la Cordillera Oriental de los Andes y dentro de la Cordillera Carabaya en la zona nororiental de la Meseta del Collao.

Accesibilidad a la mina.

Para llegar a las minas, se puede utilizar el transporte terrestre y aéreo desde la capital del país, Lima. Desde Puno se puede acceder a través de las carreteras nacionales PE-34A y PE-34G, conectando con la ruta 27, que es la ruta más accesible.

El tiempo de viaje varía dependiendo del estado de las carreteras, el clima y el tipo de vehículo utilizado, pero suele durar unas 5 horas en promedio. Los medios de transporte disponibles son vehículos particulares, como camionetas pick-up o rurales, o los autobuses que salen desde Juliaca.



Fisiografía y recursos naturales.

El terreno donde se encuentra la mina presenta una topografía abrupta, caracterizada por la presencia de estructuras de pizarra en los cerros San Francisco, Lunar y los nevados Ananea. Además, se observan depósitos menores de grava y morrenas de origen cuaternario debido al deshielo glacial. También hay una acumulación de desechos y canto de pizarra como resultado de las erosiones naturales. Asimismo, se puede notar muchos desechos por las actividades mineras, que ha incluido más de 400 trabajos artesanales realizados hace muchos años.

Actualmente, debido a la intensa actividad humana, la fisiografía de la región muestra una acumulación de campamentos de calamina que se encuentran ubicados en los cerros y agrupados en cinco zonas principales: Rinconada, Lunar, Ritty Kucho, Ritty Pata y CUMUNI.



CAPÍTULO IV

PRUEBAS Y RESULTADOS

4.1. PROPIEDADES ÍNDICE DEL MACIZO ROCOSO.

a. **Contenido de Humedad Pizarra.** - La humedad del suelo es la proporción porcentual entre la cantidad de agua presente en el suelo (fase líquida) y la cantidad de partículas minerales del suelo y/o roca (fase sólida). Cuya formulación aplicada es:

$$w\% = \frac{W_w}{W_s} * 100$$

W_w : Peso del Agua en la Muestra.

W_s : Peso del Suelo y/o Roca.

Para el siguiente proyecto se tiene una muestra representativa que nos dio los siguientes resultados:

Tabla 15: Calculo del contenido de Humedad.

CONTENIDO DE HUMEDAD PIZARRA

PROYECTO	:	Dimensionamiento de las Cámaras Y Pilares, Para la Explotación de Yacimientos Auríferos Tipo Manto en la Mina Cumuni y Santa Ana – Corporación Minera Ananea S.A.
SOLICITADO POR	:	Bach. Aniceto TURPO LOZADA
LABOR	:	Galería Principal Santa Ana
FECHA	:	11 de Noviembre del 2016



Pizarra

N° De Tara	M-01	M-02	M-03
Peso de Tara	28,90	28,90	28,90
Peso de Tara + M. Humeda	62,80	63,10	62,50
Peso de Tara + M. Seca	61,90	62,20	61,60
Peso de Agua	0,9	0,9	0,9
Peso Muestra Seca	33	33,3	32,7
Contenido de humedad W%	2,7 %	2,7 %	2,8
Promedio cont. Humedad W%	2,73		

Fuente: Universidad Nacional del Altiplano (2014) Laboratorio de Geotecnia y Geomecánica.

b. Peso Específico de la roca. - Este ensayo se puede realizar a partir de fragmentos irregulares de roca. Para este proyecto se aprovechó los sobrantes de los cortes de la preparación de testigos de roca para compresión simple. De lo desarrollado se llegó a obtener:

Tabla 16: Calculo del peso específico de la roca.

	Peso (Gr)	Volumen (Cm3)	w %	Densidad
M – 01	443.37	138.64	0.27	2.63
M – 02	439.91	137.55	0.27	2.63
M - 03	439.40	137.39	2.28	2.64

Fuente: Universidad Nacional del Altiplano (2014) Laboratorio de Geotecnia y Geomecánica.

c. Determinación de la Resistencia a la Compresión Simple de las Rocas.

- Para este proyecto, se preparó 3 testigos de la misma muestra, y los testigos tienen que ser homogéneos. Cuyos resultados se encuentran en el siguiente cuadro:

Tabla 17: Calculo de la resistencia a la compresión simple de la roca.

	Diámetro (Cm)	Altura (Cm)	Área (Cm ²)	Relación L / D	Carga (Kg – f)	UCS (Mpa)	Tipo Rotura
M – 01	4.46	8.94	15.62	2.0	9985.5	62.96	Matriz
M – 02	4.46	8.91	15.55	2.0	14700	93.13	Matriz
M – 03	4.45	8.90	15.55	2.0	12060	76.04	Matriz

Fuente: Universidad Nacional del Altiplano (2014) Laboratorio de Geotecnia y Geomecanica.

4.2. Clasificación del Macizo Rocos.

Para esta clasificación se efectuaron labores de campo, que nos ayudaran a determinar la caracterización geomecánicas del proyecto, el modelo estructural de los macizos rocosos, entre otros y sus resultados se encuentran en los siguientes cuadros:

- a. **Índice de designación de calidad de roca RQD.** - El cálculo de este parámetro se desarrolló a través de 2 teorías, una de ellas es de **Priest y Hudson**, que requiere de λ . (juntas por metros lineales) y la otra es de **Palstrom** que calcula el RQD desde el índice volumétrico de juntas y el número de discontinuidades por unidad de volumen. Estas teorías se utilizan cuando no tenemos a disponibilidad las muestras del core de los taladros, pero si visibles las discontinuidades.

Tabla 18: Calculo del RQD.

	Palstrom (1982) Jv	Priest y Hudson (λ) 1976
	RQD	RQD
Esta. E 04E	75	94
Esta. E 05E	79	96
Esta. E 13E	79	96
Esta. E 16E	92	96

Fuente: Elaboración propia.

b. Clasificación Geomecánica. - Las clasificaciones geomecánicas permiten obtener una evaluación global de las particularidades geomecánicas de los macizos rocosos, basándose en observaciones y ensayos realizados en el campo. Las que nos permite estimar la calidad de los macizos rocosos y el parámetro de resistencia. Para este proyecto se desarrollaron el RMR, Índice de calidad tunelera “Q” Et al (1974) y GSI, cuyas fichas están anexadas en el **anexo II**, para la designación de las estaciones geomecánicas se consideraron los rasgos geológicos predominantes.

Tabla 19: Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso.

<i>ESTACIÓN</i>	<i>RQD</i> <i>Priest y Hudson</i> <i>1976</i>	<i>RMR</i> <i>(1989)</i>	<i>CALIDAD</i> <i>RMR</i>	<i>GSI</i> <i>(GSI = RMR₈₉ - 5)</i>
Esta. E 04E	94	75	II	70
Esta. E 05E	96	69	II	64
Esta. E 13E	96	71	II	66
Esta. E 16E	96	74	II	69

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 20: Sistema de Valoración de la calidad del Masa Rocosa – RMR (Según Bieniawski, 1989).

C. CLASES DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES					
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Número de clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy Buena	Roca Buena	Roca Regular	Roca Mala	Roca Muy Mala

Fuente: D. CORDOVA R. (2002). Artículo “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”.

Tabla 21: Índice de calidad tunelera Q' y Q :

ESTACION	RQD	J_n	J_r	J_a	J_w	$SRF a.$	Q'	Q	Calidad
Esta. E 04E	94	12	2	2	1	2,5	7,83	3,13	Mala
Esta. E 05E	96	6	1,5	1	1	2,5	24,00	9,60	Regular
Esta. E 13E	96	12	2,25	0,86	1	2,5	20,93	8,37	Regular
Esta. E 16E	96	6	2,25	1	1	2,5	36,00	14,40	Buena

Fuente: Elaboración propia.

Finalmente, cabe señalar que hacer uso de Q admite calificar las calidades geotecnias del macizo rocoso en escalas logarítmicas, que varían desde 0.001 hasta 1000, considerando 9 tipos de calidad Geotécnica. et al Barton 1974:

Tabla 22: Escala de calidad del macizo rocoso.

CALIDAD DE ROCA	VALOR DEL INDICE Q
Excepcionalmente Mala	0.001 - 0.01
Extremadamente Mala	0.01 - 0.1
Muy Mala	0.1 - 1.0
Mala	1.0 - 4.0
Regular	4.0 - 10.0
Buena	10.0 - 40.0
Muy Buena	40.0 - 100.0
Extremadamente Buena	100.0 - 400.0
Excepcionalmente Buena	400.0 - 1000.0

Fuente: Geoblast, Geomecánica Aplicada a Minería. Pág. 08.

4.3. DETERMINACIÓN DE LA RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO.

Tabla 23: Cálculo de la resistencia cohesiva y ángulo de fricción interna.

Descripción	Unidades	Estación E 04E	Estación E 05E	Estación E 13E	Estación E 16E	
Hoek-Brown Classification						
Resistencia a la compresión simple	sigci	MPa	77,4	77,4	77,4	77,4
Índice de clasificación geológica	GSI		70	64	66	69
Constante de roca (ver anexo III)	mi		7	7	7	7
Factor de Disturbancia	D		0,8	0,8	0,8	0,8
Hoek-Brown Criterion						
Factor	mb		1,17	0,821	0,93	1,11
Factor	s		0,011	0,004	0,006	0,009
Factor	a		0,501	0,502	0,502	0,501
Failure Envelope Range (Rango de envolvente de falla)						
Aplicación			Túneles	Túneles	Túneles	Túneles
sig3max		MPa	2,61	2,72	6,10	8,30
Peso Unitario		MN/m3	0,026	0,026	0,026	0,026
Long. Túnel		M	203	215	505	696
Mohr-Coulomb Fit						
Resistencia Cohesiva	c	MPa	1,65	1,20	1,84	2,39
Ángulo de Fricción Interna	phi	Grados	42,55	39,96	34,62	33,56
Rock Mass Parameters						
Resistencia a la Tracción	sigt	MPa	0,70	0,40	0,48	0,64
Resistencia a la compresión Uniaxial	sigc	MPa	7,93	5,00	5,83	7,34
Resistencia Global	sigc	MPa	12,51	9,93	10,70	12,02
Módulo de deformación	m Em	MPa	16692,51	11817,4	13259,3	15758,75

Fuente: Resumen de la corrida del Software RocData Rocscience, Elaboración propia.

4.4. DETERMINACIÓN DE LOS ESFUERZOS.

4.4.1. Esfuerzos Verticales. - Si no se dispone de información adicional, asumimos que la carga vertical es litoestática, lo cual involucra la necesidad de identificar la profundidad de la excavación y la densidad del material para su estimación. De acuerdo a mediciones efectuadas en muchos lugares del mundo, se ha podido establecer una buena relación del esfuerzo vertical, en base al peso de la sobrecarga:

$$\sigma_v = \gamma H$$

Considerando un peso específico de la roca γ (MN/m³) y z (m) es la profundidad del punto de interés.

4.4.2. Esfuerzos Horizontales. - A pesar que se recomienda medir el campo de esfuerzos, frecuentemente en las fases iniciales de los proyectos no se cuenta con mediciones detalladas. Por lo cual estimamos el factor k .

$$\sigma_h = K \sigma_v$$

$$k = 0.25 \times 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right)$$

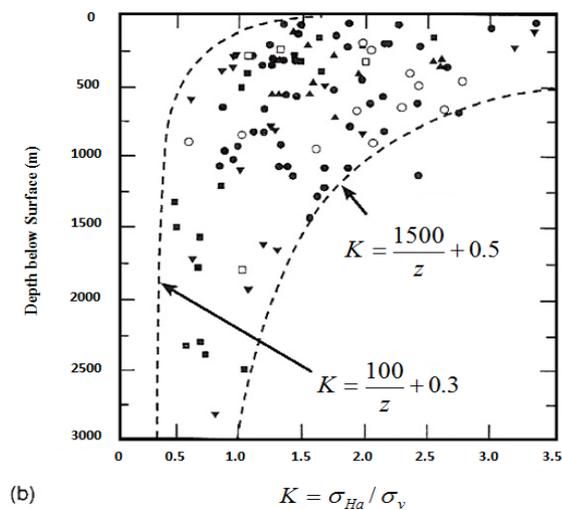


Figura 11: Estimación de esfuerzos horizontales con curvas empíricas.

Fuente: Esfuerzos in situ, geomecánica subterránea, maestría 2011 UNA- PUNO.

Tabla 24: Estimación de los esfuerzos InSitu.

			Densidad (MN/m ³)	z (ver plano 02)	k	Esfuerzos Verticales MPa	Esfuerzos Horizontales MPa
Estación	01	-	0.026	113	0.2877	2.9	0.83
Este							
Estación	02	-	0.026	124	0.1874	3.20	0.59
Este							
Estación	03	-	0.026	292	0.1026	7.59	0.78
Este							
Estación	04	-	0.026	410	0.17	10.66	1.81
Este							

Fuente: Elaboración propia.

4.5. DIMENSIONAMIENTO DE PILARES.

El propósito es aumentar la cantidad de mineral extraído en la unidad esencial de explotación mediante su diseño tanto seguro como factible. La planificación de los pilares debe basarse en un análisis de la carga y resistencia de la roca en la zona.

Esto se logra mediante el cálculo del factor de seguridad, que evalúa la resistencia de los pilares en relación a los esfuerzos que actúan sobre él en el campo.

$$F.S. = \frac{S_P}{\sigma_P}$$

Dónde:

- S_P : Resistencia del Pilar.
- σ_P : Campo de esfuerzo actuante sobre el pilar.

4.5.1. Campo de Esfuerzo Actuante Sobre el Pilar.

Para el cálculo de la resistencia del pilar se consideró la formulación de Overt y Duvall, la que nos determina el esfuerzo medio en el pilar. Cuyos resultados se aprecian en esta tabla:

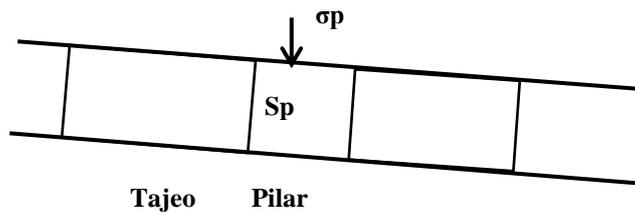
Tabla 25: Determinación del Campo de Esfuerzo actuantes sobre el pilar pto. E 04E.

CALCULO DE RESISTENCIA DE PILARES METODO EMPIRICO DE LUNDER Y PAKALNIS

Project E 04E Nivel 4846.46

Parámetros de Diseño:

γ (MN/m ³)		0,026
Profundidad Litostatica (m)	Altura	113
σ (MPa) (UCS)		77,4



$$\sigma_p = \gamma * z \left(1 + \frac{W_o}{W_p}\right)^2$$

$$S_p = 0.44 UCS (0.68 + 0.52 k)$$

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log\left(\frac{W}{h} + 0.75\right) \right]^{\frac{1.4}{w/h}}$$

$$k = \tan \left[\alpha \cos \left((1 - C_{pav}) (1 + C_{pav}) \right) \right]$$

Configuración	Altura Pilar H _p	Ancho de Pilar W _p	Longitud de Cámara W ₀	Esfuerzos Inducidos en el Pilar σ _p (MPa)	C _{pav}	K	Resistencia de Pilares S _p (MPa)	FS
1	2	3	8,0	39,50	0,43	2,29	63,7	1,61
2	2	2,5	8,0	51,83	0,38	2,00	58,6	1,13
3	2	2,5	7,5	47,01	0,38	2,00	58,6	1,25
4	2	2	5,5	41,32	0,31	1,60	51,5	1,25
5	2	2	5,0	35,99	0,31	1,60	51,5	1,43
6	2,2	5	10,00	26,44	0,49	2,74	71,7	2,71
7	2,2	4	8,0	26,44	0,46	2,54	68,1	2,58
8	2,2	3	6,0	26,44	0,41	2,14	61,1	2,31
9	2,2	2	5,0	35,99	0,27	1,43	48,4	1,35
10	2,2	2,5	6,8	33,96	0,35	1,83	55,6	1,38
11	2,4	5	10,0	26,44	0,48	2,67	70,5	2,67
12	2,4	4	8,0	26,44	0,45	2,43	66,2	2,51
13	2,4	3	6,0	26,44	0,38	2,00	58,6	2,21
14	2,4	2	5,0	35,99	0,24	1,27	45,6	1,27
15	2,4	2,5	6,0	33,96	0,32	1,68	52,8	1,56
16	2,6	5	10,0	26,44	0,47	2,60	69,2	2,62
17	2,6	4	8,0	26,44	0,43	2,33	64,3	2,43
18	2,6	3	6,0	26,44	0,36	1,86	56,1	2,12
19	2,6	2,5	5,0	26,44	0,29	1,53	50,2	1,90
20	2,6	2,5	6,5	38,08	0,29	1,53	50,2	1,32

21	2,8	5	10,0	26,44	0,46	2,52	67,7	2,56
22	2,8	4	8,0	26,44	0,42	2,22	62,4	2,36
23	2,8	3	6,0	26,44	0,33	1,73	53,8	2,03
24	2,8	2	5,0	35,99	0,17	1,00	40,8	1,13
25	2,8	2,5	6,0	33,96	0,26	1,39	47,8	1,41
26	3	5	20,0	73,45	0,45	2,43	66,2	0,90
27	3	3	20,0	172,69	0,31	1,60	51,5	0,30
28	3	2	20,0	355,50	0,14	0,88	38,8	0,11

Fuente: Elaboración propia.

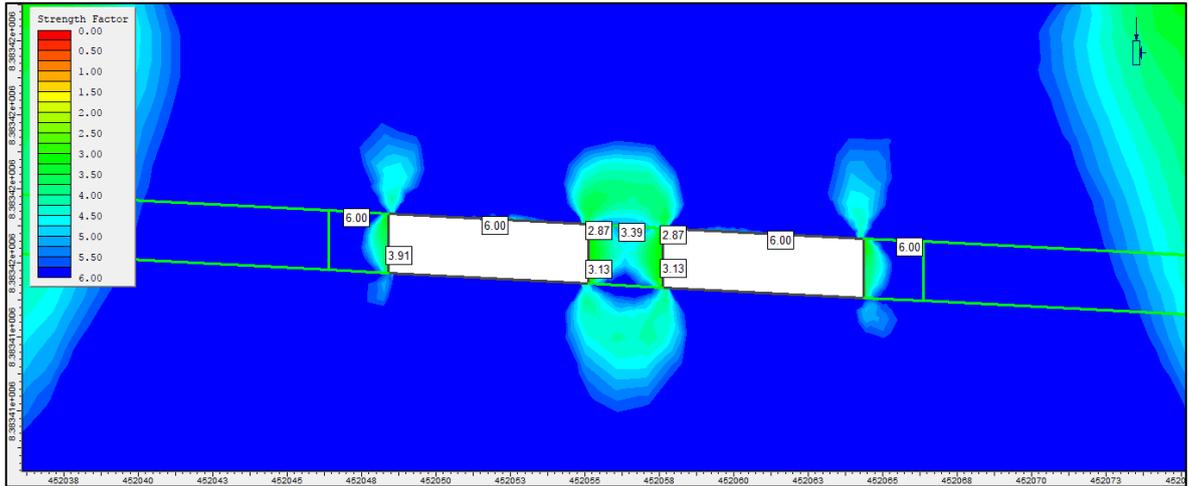


Figura 12: Factor de Seguridad Estación E 04E, Software Phases 6.0.

Fuente: Elaboración Propia

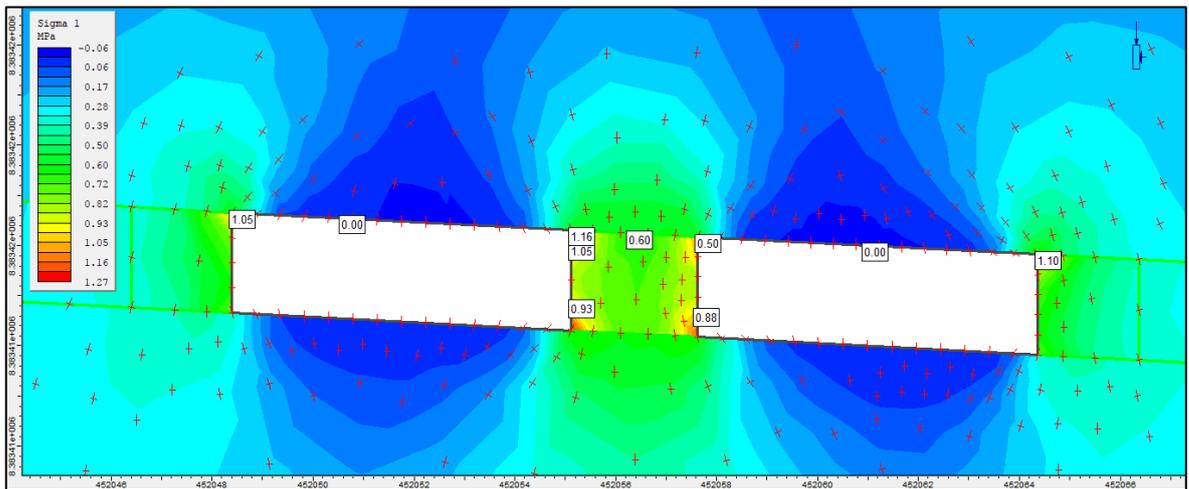


Figura 13: Trayectoria de Esfuerzos y esfuerzo principal mayor Estación E 04E, Software Phases 6.0.

Fuente: Elaboración Propia

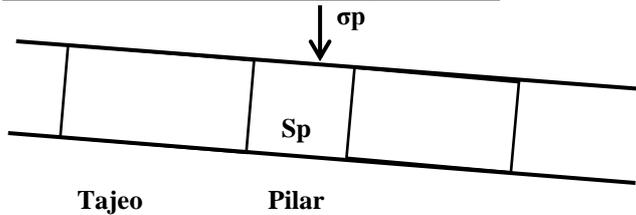
Tabla 26: Determinación del Campo de Esfuerzo actuantes sobre el pilar pto. E 05E.

CALCULO DE RESISTENCIA DE PILARES METODO EMPIRICO DE LUNDER Y PAKALNIS

Project E 05E Nivel 4846.19

Parametros de Diseño:

γ (MN/m ³)	0,026
Profundidad Altura Litostatica (m)	124
σ (MPa) (UCS)	77,4



$$\sigma_p = \gamma * z \left(1 + \frac{W_o}{W_p}\right)^2$$

$$S_p = 0.44 UCS (0.68 + 0.52 k)$$

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log\left(\frac{W}{h} + 0.75\right) \right]^{1.4}$$

$$k = \tan \left[a \cos \left((1 - C_{pav}) (1 + C_{pav}) \right) \right]$$

Configuración	Altura Pilar Hp	Ancho de Pilar Wp	Longitud de Cámara Wo	Esfuerzos Inducidos en el Pilar σ_p (MPa)	Cpav	K	Resistencia de Pilares Sp(MPa)	FS
1	2	3	8,0	43,34	0,43	2,29	63,7	1,47
2	2	2,5	8,0	56,87	0,38	2,00	58,6	1,03
3	2	2,5	7,5	51,58	0,38	2,00	58,6	1,14
4	2	2	5,5	45,34	0,31	1,60	51,5	1,14
5	2	2	5,0	39,49	0,31	1,60	51,5	1,30
6	2,2	5	10,00	29,02	0,49	2,74	71,7	2,47
7	2,2	4	8,0	29,02	0,46	2,54	68,1	2,35
8	2,2	3	6,0	29,02	0,41	2,14	61,1	2,11
9	2,2	2	5,0	39,49	0,27	1,43	48,4	1,23
10	2,2	2,5	6,0	37,27	0,35	1,83	55,6	1,49
11	2,4	5	10,0	29,02	0,48	2,67	70,5	2,43
12	2,4	4	8,0	29,02	0,45	2,43	66,2	2,28
13	2,4	3	6,0	29,02	0,38	2,00	58,6	2,02
14	2,4	2	5,0	39,49	0,24	1,27	45,6	1,16
15	2,4	2,5	6,0	37,27	0,32	1,68	52,8	1,42
16	2,6	5	10,0	29,02	0,47	2,60	69,2	2,38
17	2,6	4	8,0	29,02	0,43	2,33	64,3	2,22
18	2,6	3	6,0	29,02	0,36	1,86	56,1	1,93
19	2,6	2,5	5,0	29,02	0,29	1,53	50,2	1,73
20	2,6	2,5	6,5	41,78	0,29	1,53	50,2	1,20
21	2,8	5	10,0	29,02	0,46	2,52	67,7	2,33

22	2,8	4	8,0	29,02	0,42	2,22	62,4	2,15
23	2,8	3	6,0	29,02	0,33	1,73	53,8	1,85
24	2,8	2	5,0	39,49	0,17	1,00	40,8	1,03
25	2,8	2,5	6,0	37,27	0,26	1,39	47,8	1,28

Fuente: Elaboración propia.

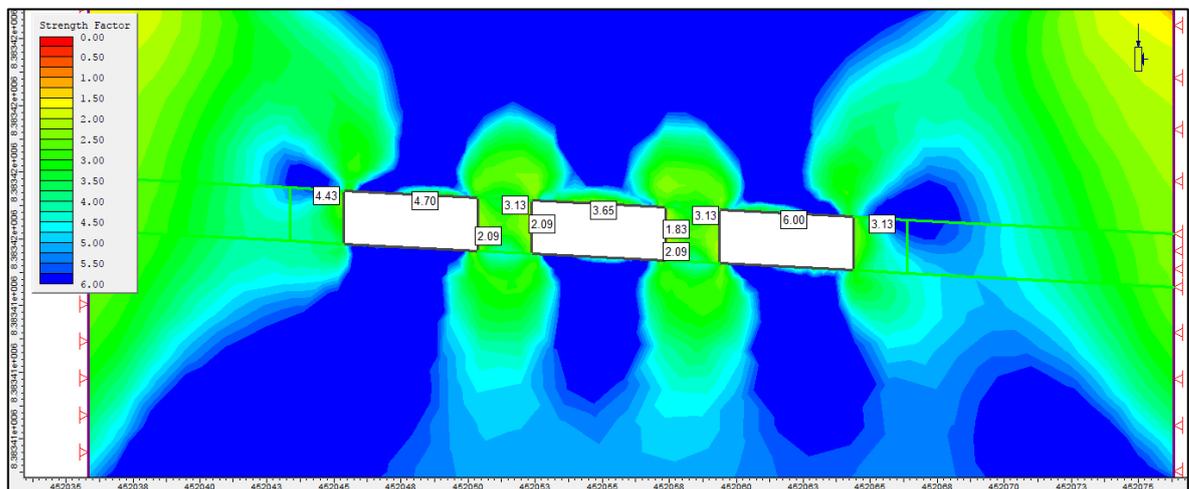


Figura 14: Factor de Seguridad Estación E 05E, Software Phases 6.0.

Fuente: Elaboración Propia.

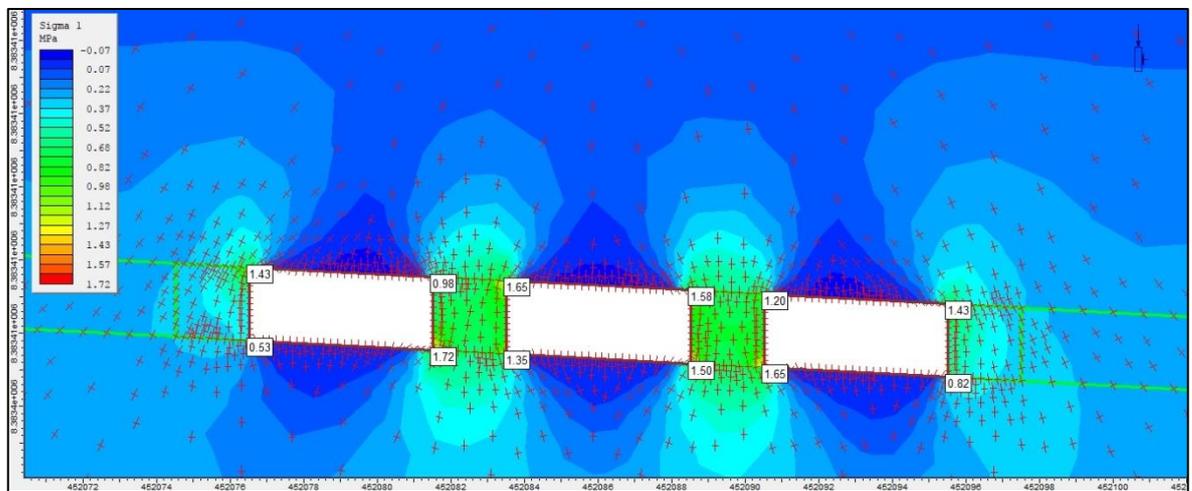


Figura 15: Trayectoria de Esfuerzos y esfuerzo principal mayor Estación E 05E, Software Phases 6.0.

Fuente: Elaboración Propia.

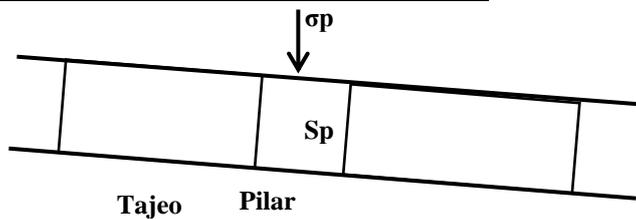
Tabla 27: Determinación del Campo de Esfuerzo actuantes sobre el pilar pto. E 13E.

CALCULO DE RESISTENCIA DE PILARES METODO EMPIRICO DE LUNDER Y PAKALNIS

Project E - 13E - Nivel 4849.48

Parámetros de Diseño:

γ (MN/m ³)	0,026
Profundidad Litostatica (m)	292
σ (MPa) (UCS)	77,4



$$\sigma_p = \gamma * z \left(1 + \frac{W_o}{W_p}\right)^2$$

$$S_p = 0.44 UCS (0.68 + 0.52 k)$$

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log\left(\frac{W}{h} + 0.75\right) \right]^{1.4}$$

$$k = \tan\left[a \cos\left((1 - C_{pav}) (1 + C_{pav}) \right) \right]$$

Configuración	Altura Pilar Hp	Ancho de Pilar W _p	Longitud de Cámara W ₀	Esfuerzos Inducidos en el Pilar σ_p (MPa)	C _{pav}	K	Resistencia de Pilares S _p (MPa)	FS
1	2	3	8,0	102,07	0,43	2,29	63,7	0,62
2	2	3	7,0	84,36	0,43	2,29	63,7	0,76
3	2	3	6,0	68,33	0,43	2,29	63,7	0,93
4	2	3	5,0	53,99	0,43	2,29	63,7	1,18
5	2	3	4,5	47,45	0,43	2,29	63,7	1,34
6	2,2	3	7,00	84,36	0,41	2,14	61,1	0,72
7	2,2	2,5	6,0	87,76	0,35	1,83	55,6	0,63
8	2,2	3	5,0	53,99	0,41	2,14	61,1	1,13
9	2,2	2,5	4,5	59,52	0,35	1,83	55,6	0,93
10	2,2	3	4,0	41,33	0,41	2,14	61,1	1,48
11	2,4	3	6,0	68,33	0,38	2,00	58,6	0,86
12	2,4	2,5	6,0	87,76	0,32	1,68	52,8	0,60
13	2,4	3	5,0	53,99	0,38	2,00	58,6	1,08
14	2,4	2,5	5,0	68,33	0,32	1,68	52,8	0,77
15	2,4	3	4,5	47,45	0,38	2,00	58,6	1,23
16	2,6	3	5,5	60,95	0,36	1,86	56,1	0,92
17	2,6	2,5	5,0	68,33	0,29	1,53	50,2	0,74
18	2,6	3	4,5	47,45	0,36	1,86	56,1	1,18
19	2,6	2,5	4,0	51,32	0,29	1,53	50,2	0,98

20	2,6	3	3,5	35,64	0,36	1,86	56,1	1,57
21	2,8	3	6,0	68,33	0,33	1,73	53,8	0,79
22	2,8	2,5	5,5	77,74	0,26	1,39	47,8	0,62
23	2,8	3	5,0	53,99	0,33	1,73	53,8	1,00
24	2,8	2,5	4,5	59,52	0,26	1,39	47,8	0,80
25	2,8	3	4,0	41,33	0,33	1,73	53,8	1,30

Fuente: Elaboración propia.

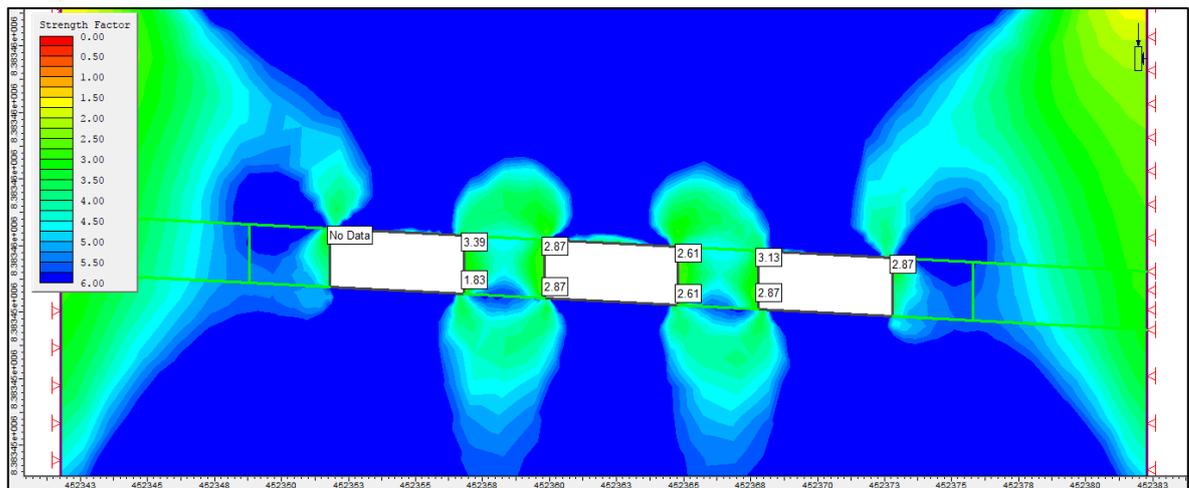


Figura 16: Factor de Seguridad Estación E 13E, Software Phases 6.0.

Fuente: Elaboración Propia.

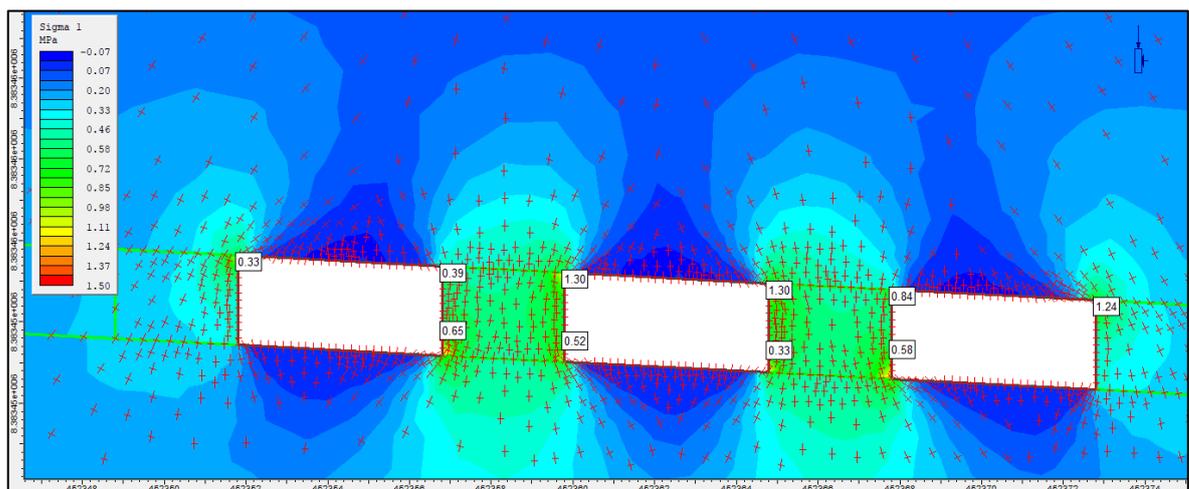


Figura 17: Trayectoria de Esfuerzos y esfuerzo principal mayor Estación E 13E, Software Phases 6.0.

Fuente: Elaboración Propia.

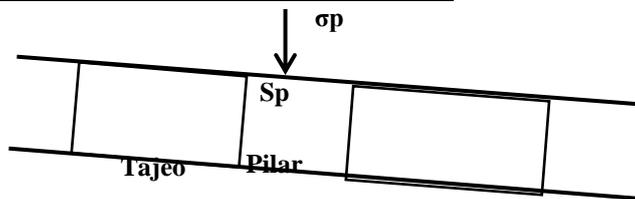
Tabla 28: Determinación del Campo de Esfuerzo Actuantes Sobre el Pilar Pto. E 16E.

CALCULO DE RESISTENCIA DE PILARES METODO EMPIRICO DE LUNDER Y PAKALNIS

Project E - 16E Nivel 4848.19

Parámetros de Diseño:

γ (MN/m ³)	0,026
Profundidad Litostatica (m)	410
σ (MPa)	77,4



$$\sigma_p = \gamma * z (1 + \frac{W_o}{W})^2$$

$$S_p = 0.44 UCS (0.68 + 0.52 k)$$

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log\left(\frac{w}{h} + 0.75\right) \right]^{\frac{1.4}{w/h}}$$

$$k = \tan \left[a \cos \left((1 - C_{pav}) (1 + C_{pav}) \right) \right]$$

Configuración	Altura Pilar Hp	Ancho de Pilar Wp	Longitud de Cámara W0	Esfuerzos Inducidos en el Pilar σ_p (MPa)	Cpav	K	Resistencia de Pilares Sp(MPa)	FS
1	2	3,5	4,5	55,69	0,46	2,49	67,3	1,21
2	2	2,5	5,0	95,94	0,38	2,00	58,6	0,61
3	2	3	4,5	66,63	0,43	2,29	63,7	0,96
4	2	2,5	4,0	72,06	0,38	2,00	58,6	0,81
5	2	3	3,5	50,04	0,43	2,29	63,7	1,27
6	2,2	3	5,00	75,80	0,41	2,14	61,1	0,81
7	2,2	2,5	4,5	83,57	0,35	1,83	55,6	0,67
8	2,2	3	4,0	58,04	0,41	2,14	61,1	1,05
9	2,2	2,5	3,5	61,40	0,35	1,83	55,6	0,91
10	2,2	3	3,5	50,04	0,41	2,14	61,1	1,22
11	2,4	3	4,0	58,04	0,38	2,00	58,6	1,01
12	2,4	2,5	4,0	72,06	0,32	1,68	52,8	0,73
13	2,4	3	3,5	50,04	0,38	2,00	58,6	1,17
14	2,4	2,5	3,5	61,40	0,32	1,68	52,8	0,86
15	2,4	3	3,0	42,64	0,38	2,00	58,6	1,37
16	2,6	3	4,0	58,04	0,36	1,86	56,1	0,97
17	2,6	2,5	4,0	72,06	0,29	1,53	50,2	0,70
18	2,6	3	3,5	50,04	0,36	1,86	56,1	1,12
19	2,6	2,5	3,0	51,59	0,29	1,53	50,2	0,97
20	2,6	3	2,5	35,83	0,36	1,86	56,1	1,57

21	2,8	3	4,0	58,04	0,33	1,73	53,8	0,93
22	2,8	2,5	3,5	61,40	0,26	1,39	47,8	0,78
23	2,8	3	3,5	50,04	0,33	1,73	53,8	1,07
24	2,8	2,5	3,0	51,59	0,26	1,39	47,8	0,93
25	2,8	3	3,0	42,64	0,33	1,73	53,8	1,26

Fuente: Elaboración propia.

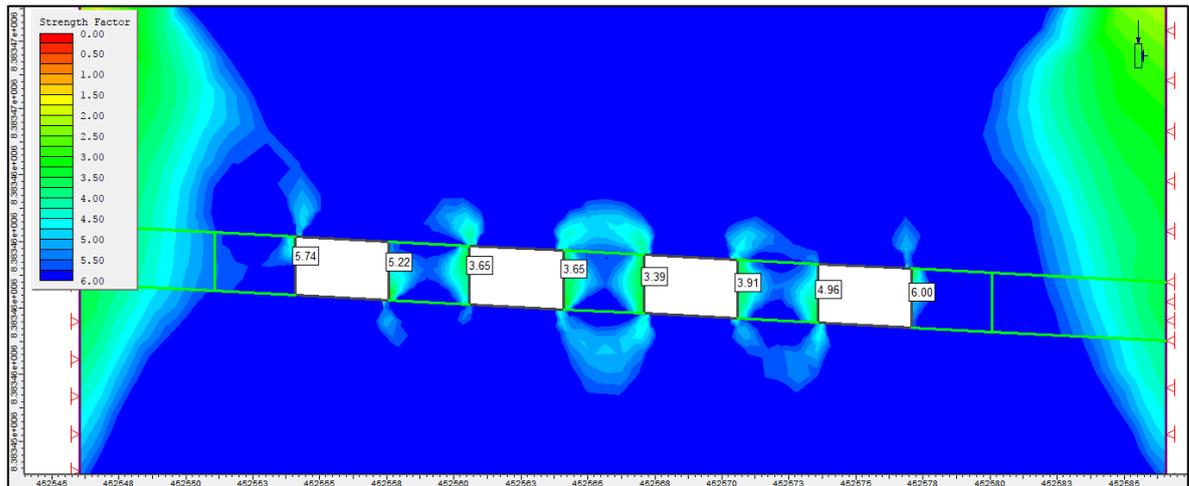


Figura 18: Factor de Seguridad Estación E 16E, Software Phases 6.0.

FUENTE: Elaboración Propia.

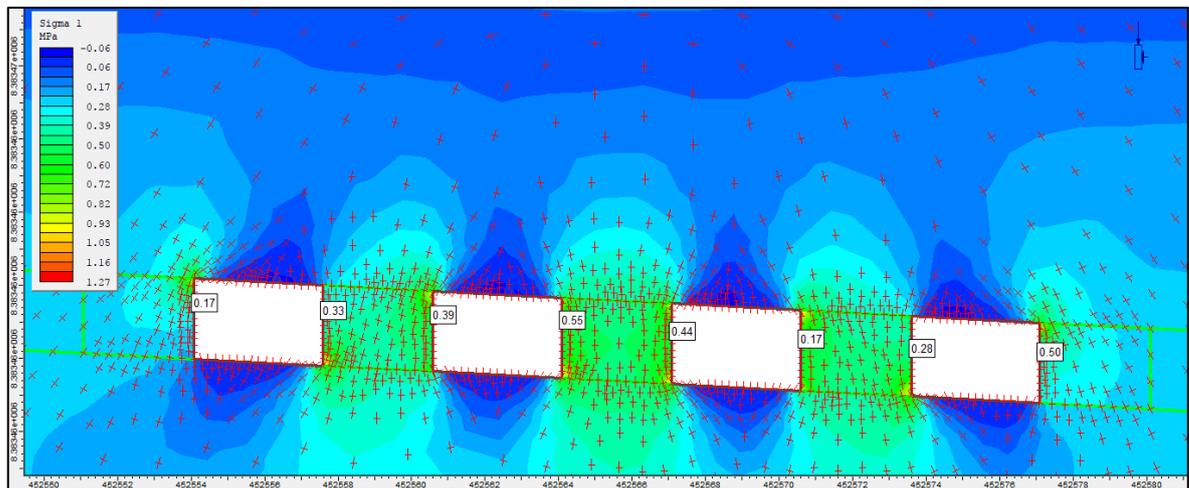


Figura 19: Trayectoria de Esfuerzos y esfuerzo principal mayor Estación E 16E, Software Phases 6.0.

Fuente: Elaboración Propia.



CAPITULO V

DISCUSIÓN Y CONTRASTACION

5.1 DISCUSIÓN

5.1.1. Clasificación Geomecánica.

En el presente proyecto se desarrollaron el estudio de 4 estaciones de muestreo, con la finalidad de obtener una clasificación geomecánica del macizo rocoso intervinientes en cada estación de donde se desarrolla el presente proyecto, de ahí determinamos que:

- La importancia del RQD es de suma importancia ya que, al no tener testigos diamantinos, recurrimos a la utilización de teorías como la Palstrom (1982) la que se obtiene a partir del índice volumétrico de juntas y nos brinda un valor muy conservador, la Priest y Hudson (1976), que se obtiene a partir de la medición lineal y brinda unos valores muy optimistas. Para este proyecto se determinó trabajar con los parámetros de Priest y Hudson (1976), ya que por la resistencia de las rocas pizarra son estos los parámetros que se asemejan más.
- Para la clasificación geomecánica del RMR se desarrolló con la formulación propuesta por Bieniawski de 1989 donde identifica la calidad de los macizos rocosos es de tipo II, cabe indicar que la estación E 05E es de tipo II B rocas con regular cantidades de fractura leve alteración y húmedos en ciertos casos y las estaciones E 04E, E 13E y E 16E son de tipo II A rocas duras con escasas fracturas, ligera alteración y terreno seco que tiene cierta humedad.
- La clasificación del Sistema-Q o Clasificación de Barton que se desarrolló en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, clasifica la calidad de

roca como Mala en la Estación E 04E, Regular en las estaciones E 05E y E 13E y como Buena en la estación E 16E.

5.1.2. Principales planos de discontinuidades.

El levantamiento estructural de los planos de discontinuidad nos da conocer la presencia de discontinuidades presentes en las estaciones geomecánicas y la generación de cuñas que generan inestabilidad al proyecto.

Se observa que en la estación E 04E se presenta con tres familias de discontinuidades, las que forman una cuña, en la estación E 05E se observan dos familias de discontinuidades que no generan inestabilidad, pero que por la condición de humedad hacen que dentro de la clasificación geomecánica este catalogada con la calidad de tipo de roca II B, la estación E 13E presenta tres familias de discontinuidad y la estación E 16E presenta dos familias de discontinuidades

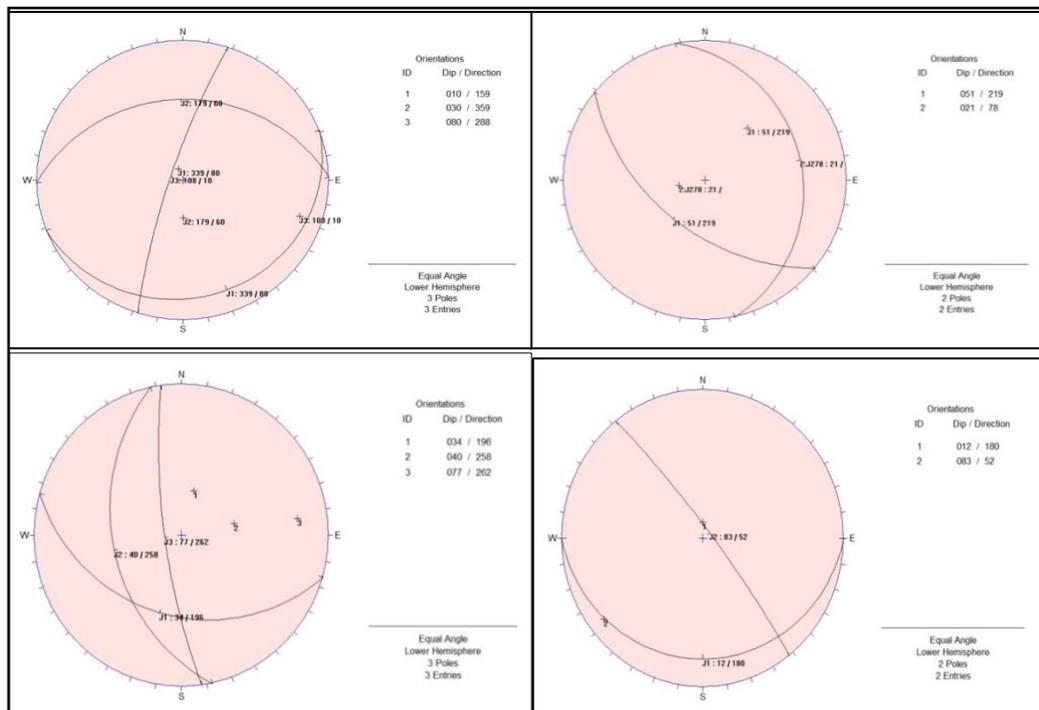


Figura 20: Orientación de los planos de discontinuidad de las estaciones 4, 5, 13 y 16.

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.2. Parámetros de Resistencia y Deformabilidad del Macizo

Rocoso.

Dentro del estudio del presente proyecto se utilizaron los criterios de resistencia de Hoek & Brown y haciendo uso del programa RocLab 1.0 (Rocsience) dentro del cual fueron estimados los parámetros de resistencia de las estaciones geomecánicas, obteniendo los siguientes parámetros:

Tabla 29: Parámetros de resistencia del macizo rocoso.

Descripción		Unidades	Estación E 04E	Estación E 05E	Estación E 13E	Estación E 16E
Hoek-Brown Classification						
Resistencia a la compresión simple	sigci	MPa	77,4	77,4	77,4	77,4
Índice de clasificación geológica	GSI		70	64	66	69
Constante de roca (ver anexo III)	mi		7	7	7	7
Factor de Disturbancia	D		0,8	0,8	0,8	0,8
Hoek-Brown Criterion						
Factor	mb		1,17	0,821	0,93	1,11
Factor	s		0,011	0,004	0,006	0,009
Factor	a		0,501	0,502	0,502	0,501
Mohr-Coulomb Fit						
Resistencia Cohesiva	c	MPa	1,65	1,20	1,84	2,39
Ángulo de Fricción Interna	phi	Grados	42,55	39,96	34,62	33,56
Rock Mass Parameters						
Módulo de deformación	Em	MPa	16692,51	11817,4	13259,3	15758,75

Fuente: Elaboración Propia.

La resistencia a la compresión simple fue obtenida mediante ensayos de laboratorio y considerada como 77.4 Mpa para las 4 estaciones debido a la misma calidad de los macizos rocosos, el índice GSI fue estimada (ver tabla 18) que arrojan valores de GSI desde 64 hasta 70, cuyo GSI está estimado para las 4 estaciones geomecánicas. En parámetro m_i determinado mediante la **Figura 37**. Constantes de m_i para distintos tipos de roca, dando un valor de 7. Todos estos valores son de entrada

y los valores obtenidos se resistencia del macizo rocos que sirven para calcular el dimensionamiento de pilares se muestra en la **tabla 29** Parámetros de resistencia de los macizos rocosos, arriba mencionada.

5.1.3. Estimación de Esfuerzos del Macizo Rocoso.

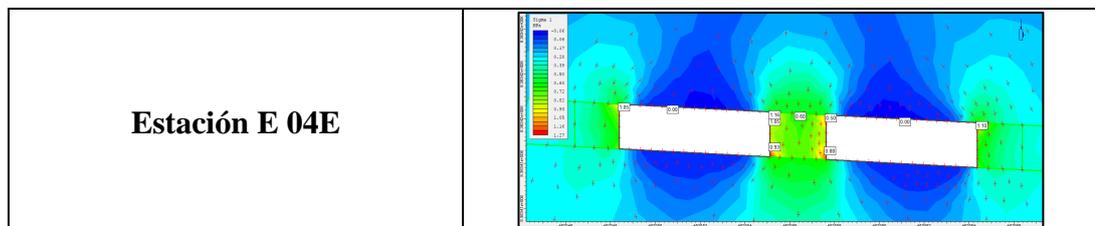
Dentro de la estimación de esfuerzos presentes se determina como esfuerzos que van relacionados con la altura litostatica, se observa una dificultad en la estimación del factor K para este proyecto utilizamos la siguiente expresión matemática:

$$k = 0.25 \times 7E_h \left(0.001 + \frac{1}{Z} \right)$$

Cuyo parámetro importante es el valor modular de deformación de los macizos rocosos parámetro que es determinado en laboratorio.

Los esfuerzos verticales estimados en el presente proyecto están determinados por el producto del peso específico y la profundidad de la labor con respecto a la superficie. Podemos observar que a medida que se profundiza los esfuerzos verticales aumentan, así como los esfuerzos horizontales, tal como se visualiza en la **Tabla 24**.

Estimación de los esfuerzos InSitu.



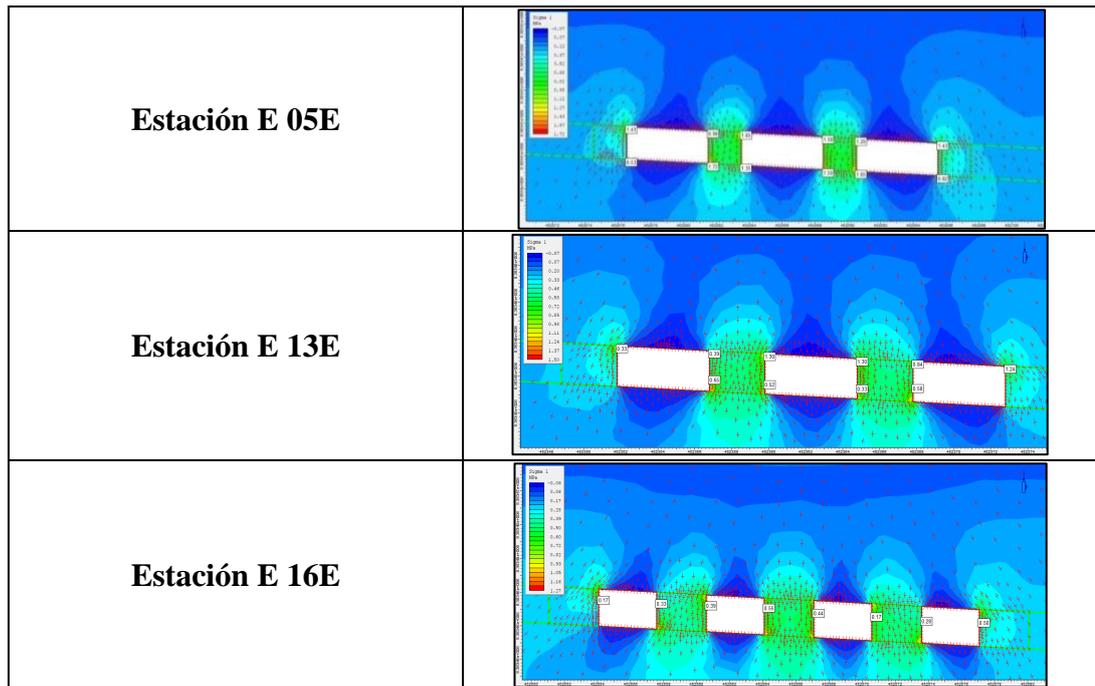


Figura 21: Comportamiento de los esfuerzos con respecto a la profundidad y a la esbeltez de los pilares.

Fuente: Elaboración Propia.

5.1.4. Dimensionamiento de Pilares.

Para dimensionar los pilares se desarrolló el cálculo de resistencia de pilares por el método empírico de Lunder y Pakalnis, la cual determina el factor de seguridad de acuerdo a la geometría de los pilares, la resistencia a la compresión simple y las alturas con relación a las superficies, obteniendo del cálculo las siguientes configuraciones geométricas:

Tabla 30: Configuración Geométrica y cálculo del factor de seguridad.

Configuración	Altura Pilar H_p	Ancho de Pilar W_p	Longitud de Cámara W_0	Esfuerzos Inducidos en el Pilar σ_p (MPa)	C_{pav}	K	Resistencia de Pilares S_p (MPa)	FS
E 04E	2,2	2,5	6,8	40,22	0,35	1,83	55,6	1,38
E 05E	2,2	2	5,0	39,49	0,27	1,43	48,4	1,23
E 13E	2,2	3	5,0	53,99	0,41	2,14	61,1	1,13
E 16E	2,2	3	3,5	50,04	0,41	2,14	61,1	1,22

Fuente: Elaboración Propia.



Realizando una comparación con el cálculo de la estabilidad por métodos numéricos podemos indicar que hay una diferencia enorme entre el método empírico de Lunder y Pakalnis que nos arrojan F.S. de seguridad de 1.13 hasta 1.38 y los análisis por métodos numéricos que presentan F.S. de 3 hasta 6.



CONCLUSIONES

1. Los estudios más importantes que intervinieron en el dimensionamiento de las cámaras y pilares dentro de la explotación del yacimiento aurífero tipo manto en la mina Cumuni – Santa Ana. Son las de propiedades Índice del macizo rocoso, así como las propiedades mecánicas.
2. Los parámetros geomecánicos que intervinieron al desarrollar el proyecto son la propiedad índice, las cuales son: el peso específico, y dentro las propiedades mecánicas, son la resistencia a la compresión simple y el módulo de deformación de los macizos rocosos, módulo de Poisson, cálculo del factor m_b y s .
3. La geometría de las excavaciones tiene que desarrollarse según la resistencia de los macizos, una vez conocida la resistencia podemos brindar una relación entre la altura y el ancho de los pilares, así mismo del ancho del tajeo. Debemos indicar también que una geometría del pilar considerablemente ancha nos proporcionara factores de seguridad muy optimistas que nos perjudicarían en la recuperación del mineral. Así mismo podemos indicar que el factor de seguridad de los pilares está relacionado con la esbeltez y/o el volumen de los pilares.
4. Con el dimensionamiento adecuado de los pilares y los tajeos, reducimos la relación de desbroce la que nos permite realizar una mayor recuperación del mineral, y cuya relación se encuentra en



RECOMENDACIONES

1. Realizar un levantamiento geomecánico de la discontinuidad es de suma importancia para la clasificación de la calidad de los macizos rocosos, y para la estimación de diferentes parámetros dentro del estudio geomecánico que realizamos. Por ello puedo precisar que en la primera fase de estudio de las discontinuidades se debe desarrollar un estudio minucioso.
2. Para el dimensionamiento de pilares se recomienda contar con estudios realizados en laboratorio de mecánica de rocas donde nos determinaran propiedades índices y propiedades mecánicas de los macizos rocosos, parámetros que intervienen en el desarrollo del cálculo de los factores de seguridad del pilar ya sea con la formulación de Lunder y Pakalnis y/o con el método numérico de programa Phases.
3. Se puede precisar que lo que hemos calculado es una estimación de los esfuerzos del macizo rocoso mas no la determinación de esfuerzos In Situ, porque para determinar dichos esfuerzos con llevan a una inversión económica muy grande para realizar las pruebas de campo necesarias con los equipos adecuados para calcular los esfuerzos in situ.



BIBLIOGRAFÍA

- D. CORDOVA R. (2002). Artículo “Técnicas Geomecánicas Básicas Para la Evaluación de la Estabilidad de Excavaciones Rocosas Subterráneas”, Perú, Pág. 3.
- L. TEJADA CERVANTES. (2011). Tesis “Resistencia de Macicos Rochosos Estructuralmente Complejos de Mineracao Submetidos a Carregamentos Dinamicos”, Universidad de Brasilia - Brasil, Pág. 23-26.
- C. CUEVA CABALLERO. (1999). Libro “Mecánica de Rocas”, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión – Pasco Perú, Cap. II.
- L. JORDA BORDEHORE. Artículo “Clasificaciones Geomecánicas y Diseño Empírico de Sostenimientos”, Universidad Nacional del Altiplano - Escuela de Post Grado. Pág. 34.
- C. CENZANO DEPAZ. (2011). Tesis “Optimización de Operaciones en la Empresa Minera CENZACONT SRL Minas Ana María” Universidad Nacional del Altiplano-Escuela Profesional de Ingeniería de Minas-Puno Perú Cap. II.
- M.E.M. (2012). Proyecto “Evaluación Ambiental Territorial de las Zonas Auríferas de Puno”. Ministerio de Energía y Minas – Lima Perú. Pág. 7-8.
- S.N.M.P.E. (2004). “Manual de Geomecánica aplicada a la Prevención de Accidentes Por Caídas de Rocas en Minería Subterránea”. La Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía – Lima Perú. Pág. 4 – 13.
- E. Hoek, C. Carranza-Torres, B. Corkum. Artículo “Hoek-Brown failure criterion”. Consulting Engineer, University of Minnesota, RocScience Inc. 2002 Edition. Pág. 1-2.
- E. Rubio. Catedra Codelco de Tecnología Minera “Diseño de Minas Subterráneas”. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas. 2005.
- P. Lunder (1994), Tesis “Hard Rock Pillar Strength Estimation An Applied Empirical



Approach”. The University Of British Columbia.

DINIS DA GAMA, C., 2005. “Acompnhamento geomecânco da exploração das Minas da Panasqueira”. Informe técnico, 1er Semestre, Hidromineira Consultores de minas e geomecânica, Lda., Lisboa, Portugal, pp. 27.

FLAC3D, 2003. “Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions, Version 2.0. USER MANUAL V1, V2, V3, V4, V5. Itasca Consulting Group, Inc., Minnesota, USA.

Kesler, S.E. 1994. Mineral resources, economics, and the environment. MacMillan College Publishing Co., NY, 391 pp.

Clasificación de los recursos minerales utilizada por el U.S. Bureau of Mines y el U.S. Geological Survey (USA).

Boletín de Ciencias de la Tierra, Núm. 21. Universidad Nacional de Colombia. ISSN 0120-3630. Medellín. 2007. Álvaro J. Castro Caicedo. Ingeniero de Minas M. Sc. Universidad Nacional de Colombia, ANÁLISIS DE EXCAVACIONES EN LA MINA SUBTERRÁNEA EL TORO POR MEDIO DE ELEMENTOS FINITOS.

Hoek E. y Brown E. T. 1997. Practical estimates of rock mass strength. Int. Journal of rock mechanics and Min. Sciences. Vol 34, No. 8, pp. 1165-1186.

Hoek E. 2001. Rock mass properties for underground mines en Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Littleton Colorado, 2001.

Título del ARTICULO: Afectaciones geomecánicas en la concesión minera Mina Merceditas. Autores: Dr. Roberto Watson Quesada, Dr. Roberto Blanco Torrens, Dr. Osmani Mondejar Oquendo, Dra. Maday Cartaya Pire, Departamento de Minería, Fac. de Geología y Minas - Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa.



Anexo IV

Representación de los Planos de Discontinuidades Software DIPS

Estación E 04E

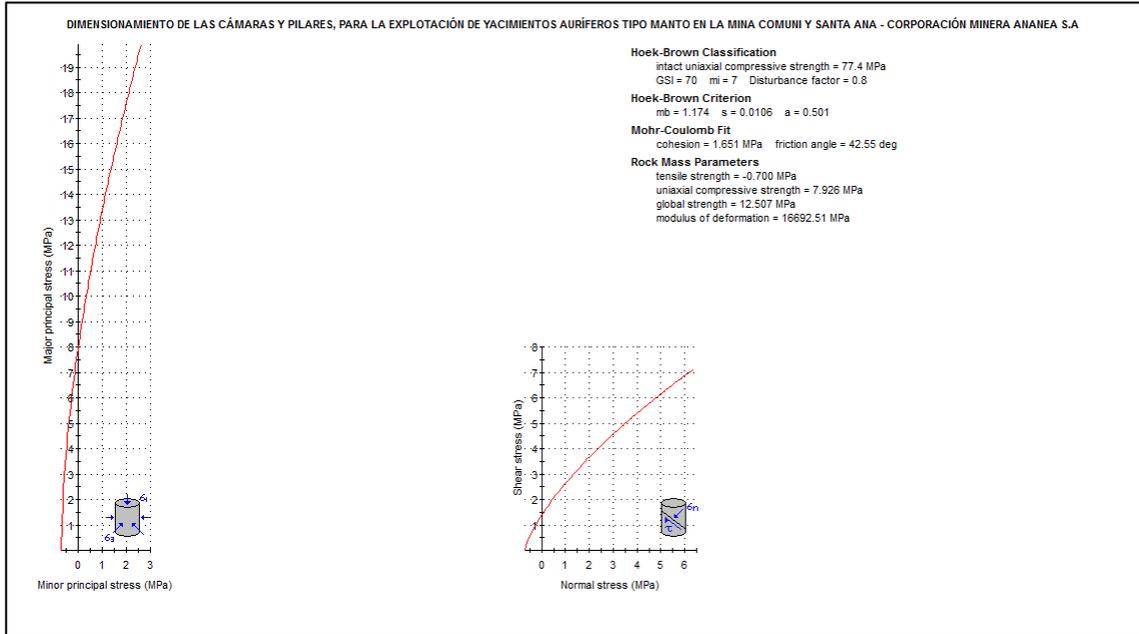


Figura 21. Calculo de la Resistencia Cohesiva y el Angulo de Fricción Interna.
Fuente: Software RocData Rocscience, modelado por el tesista.

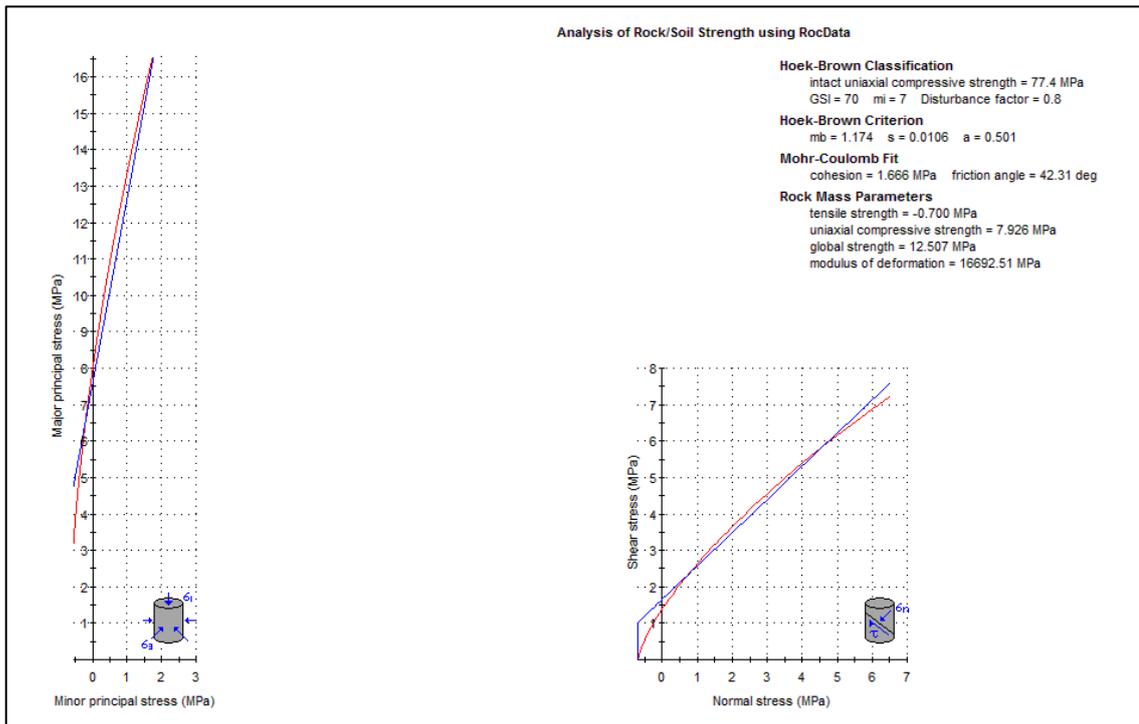


Figura 22. Determinación de la envolvente de Falla de Mohr-Coulomb.
Fuente: Software RocData Rocscience, modelado por el tesista.

Estación E 05E

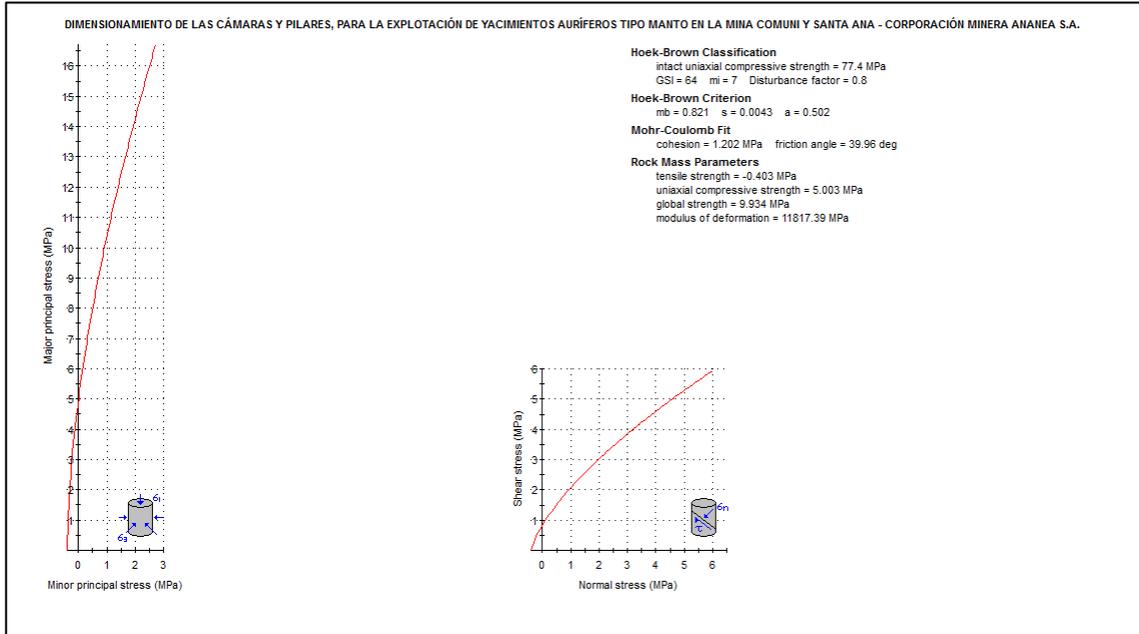


Figura 23. Calculo de la Resistencia Cohesiva y el Angulo de Fricción Interna.
Fuente: Software RocData Rocscience, modelado por el tesista.

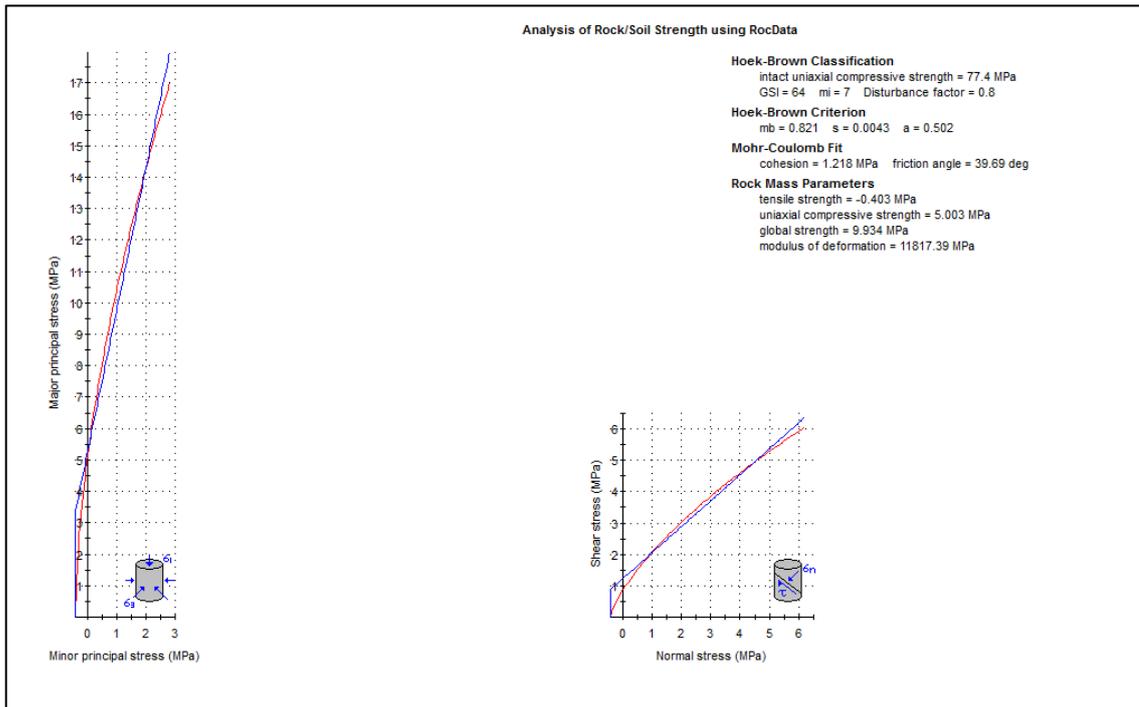


Figura 24. Determinación de la envolvente de Falla de Mohr-Coulomb.
Fuente: Software RocData Rocscience, modelado por el tesista.

Estación E 13E

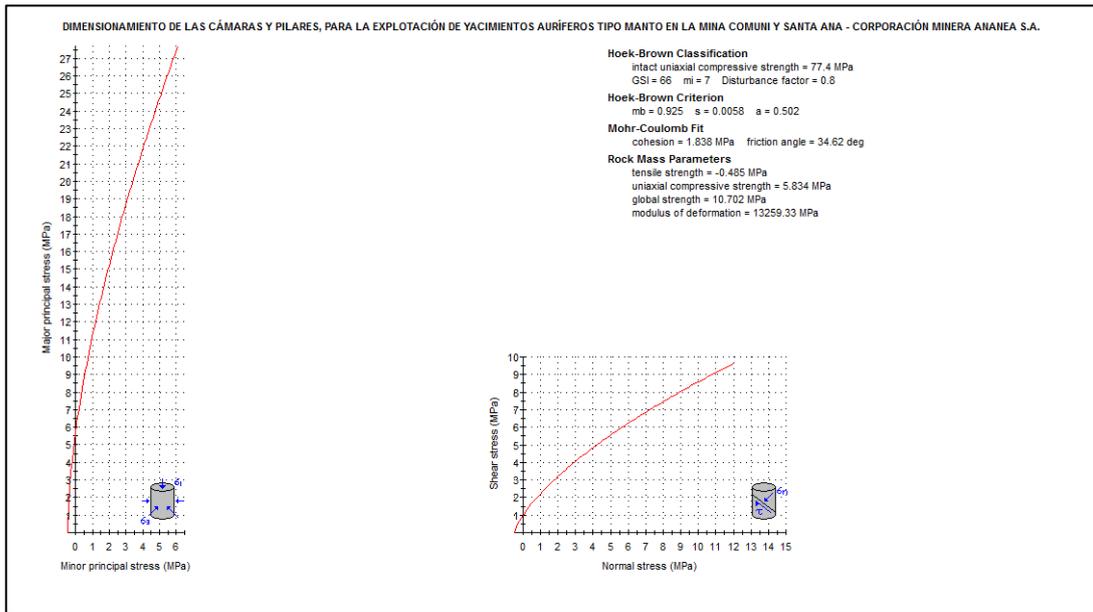


Figura 25. Calculo de la Resistencia Cohesiva y el Angulo de Fricción Interna.
Fuente: Software RocData Rocscience, modelado por el tesista.

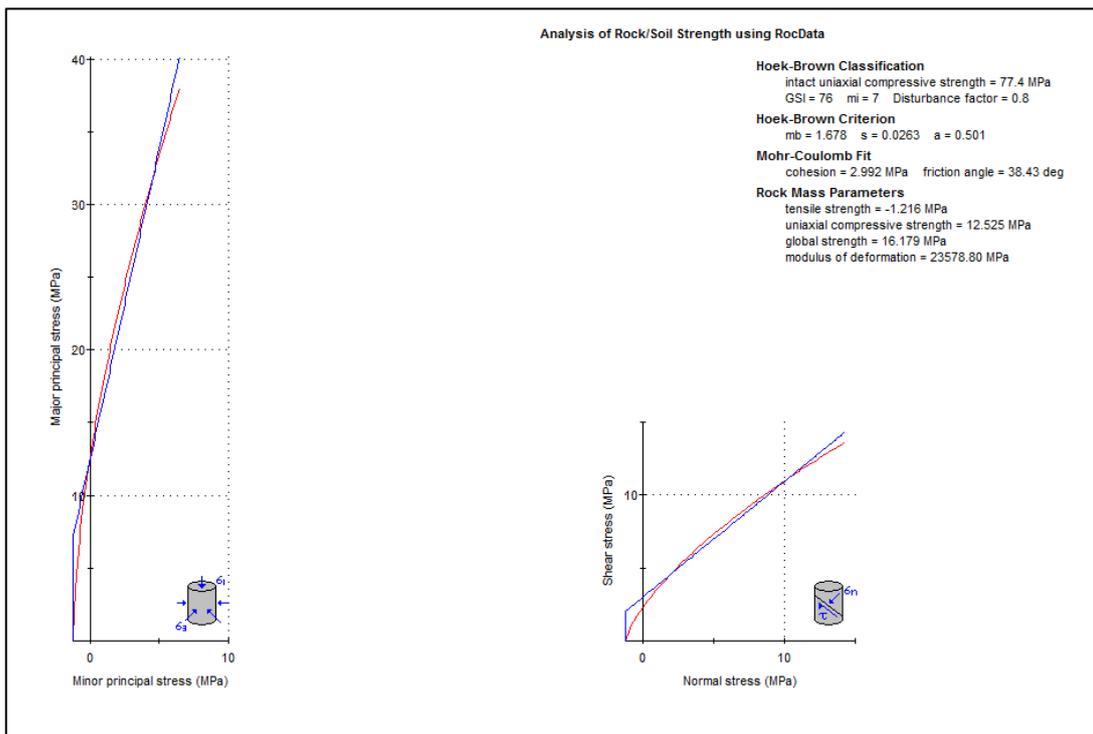


Figura 26. Determinación de la envolvente de Falla de Mohr-Coulomb.
Fuente: Software RocData Rocscience, modelado por el tesista.

Estación E 16E

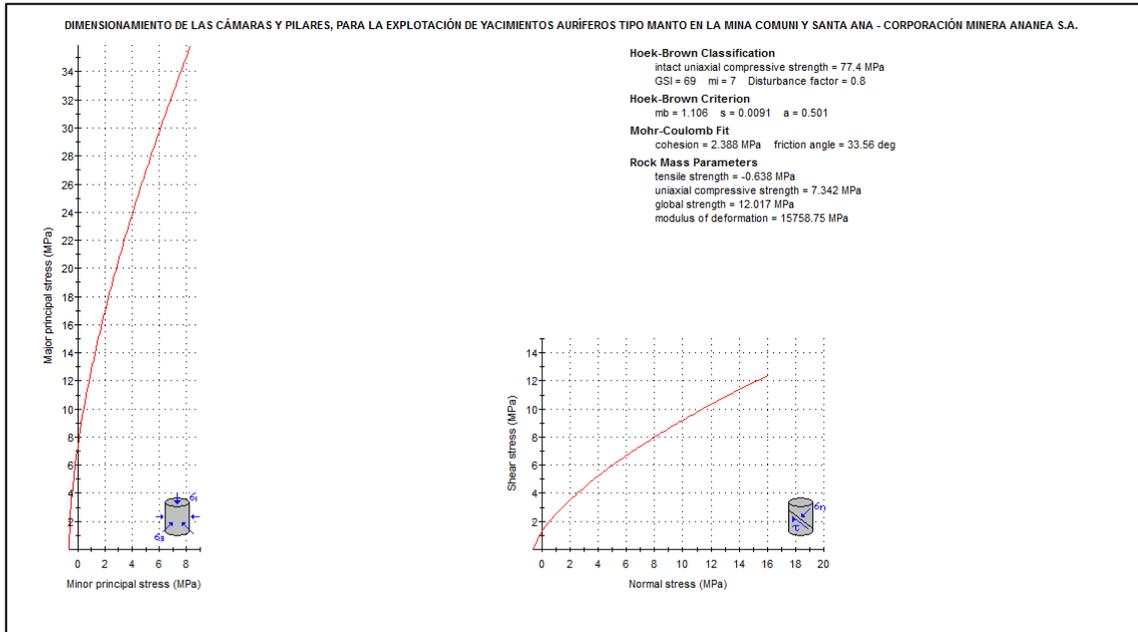


Figura 27. Cálculo de la Resistencia Cohesiva y el Angulo de Fricción Interna.
Fuente: Software RocData Rocscience, modelado por el tesista.

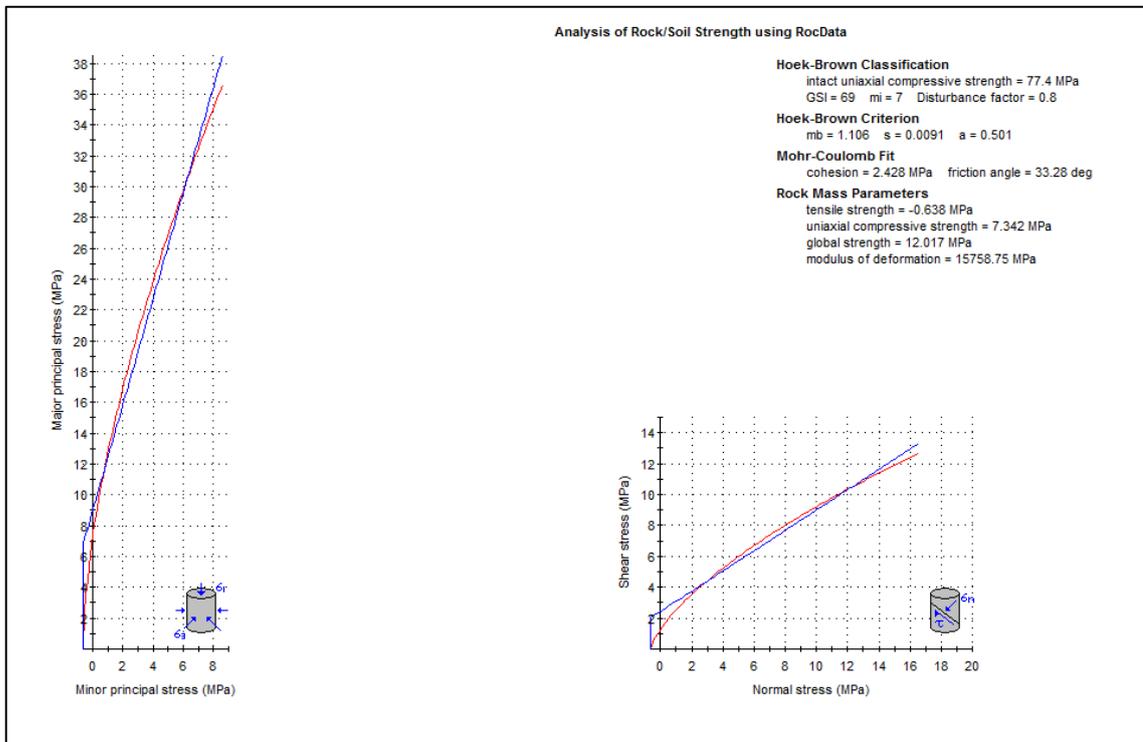


Figura 28. Determinación de la envolvente de Falla de Mohr-Coulomb.
Fuente: Software RocData Rocscience, modelado por el tesista.

Estación E 04E

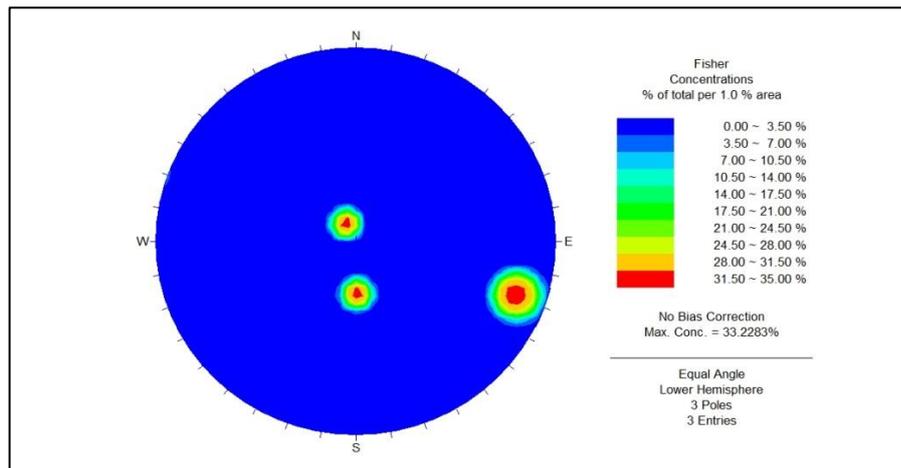


Figura 29. Concentración de Polos.

Fuente: Software Dips Rocscience, modelado por el tesista.

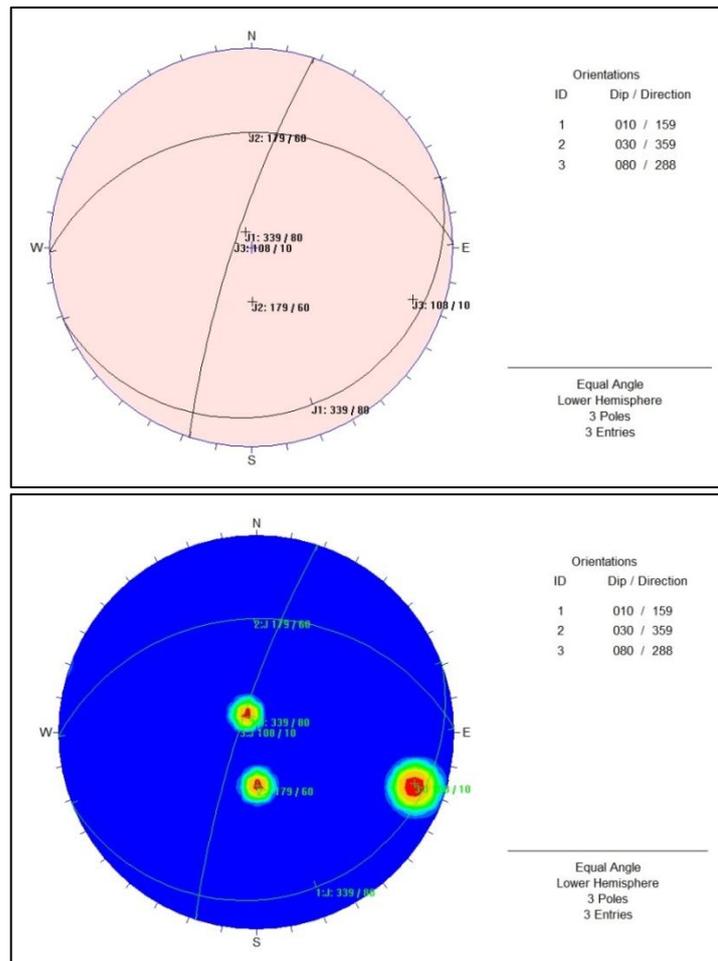


Figura 30. Orientación de Planos Principales.

Fuente: Software Dips Rocscience, modelado por el tesista.

Estación E 05E

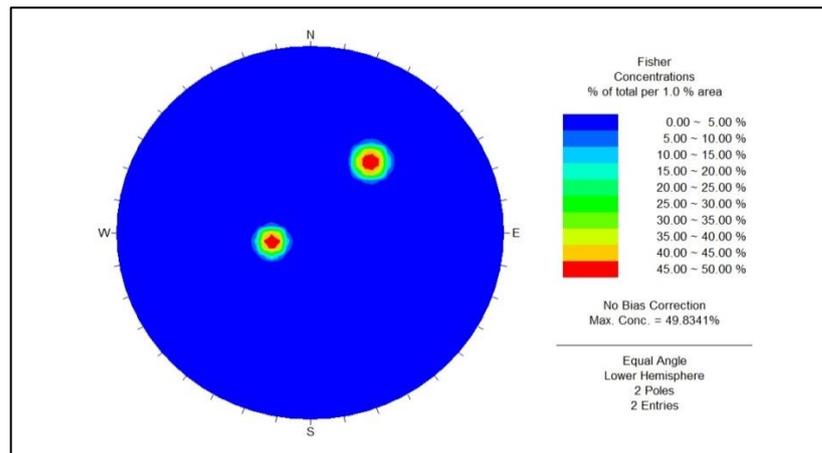


Figura 31. Concentración de Polos.

Fuente: Software Dips Rocscience, modelado por el tesista.

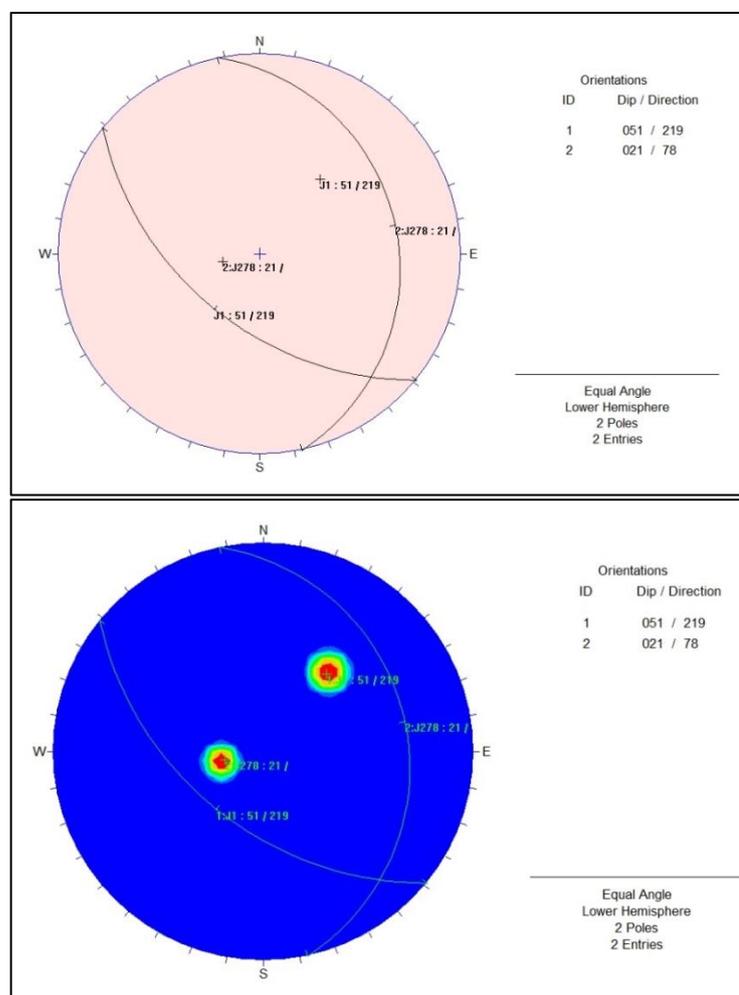


Figura 32. Orientación de Planos Principales.

Fuente: Software Dips Rocscience, modelado por el tesista.

Estación E 13E

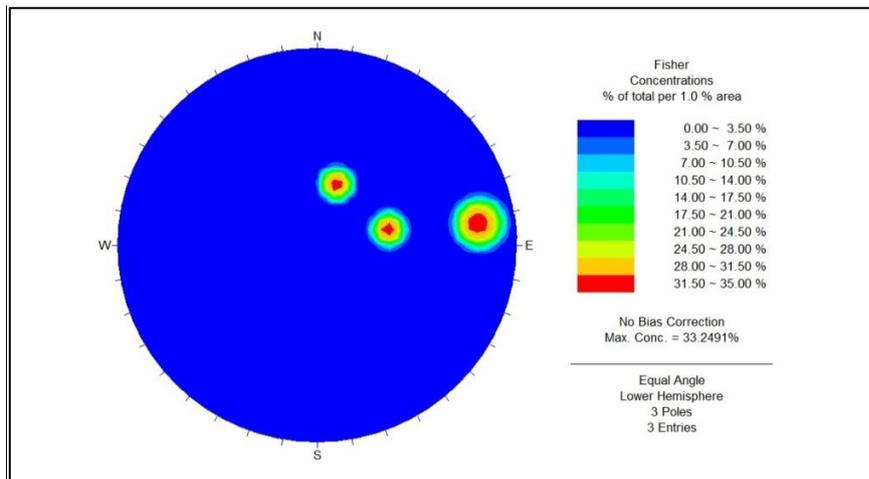


Figura 33. Concentración de Polos.

Fuente: Software Dips Rocscience, modelado por el tesista.

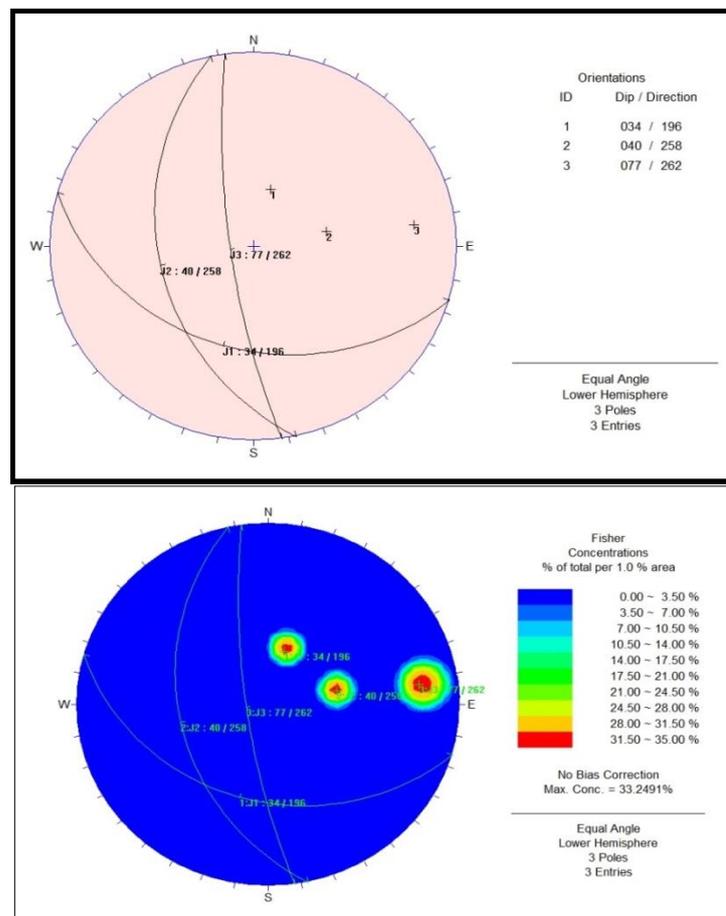


Figura 34. Orientación de Planos Principales.

Fuente: Software Dips Rocscience, modelado por el tesista.

Estación E 16E

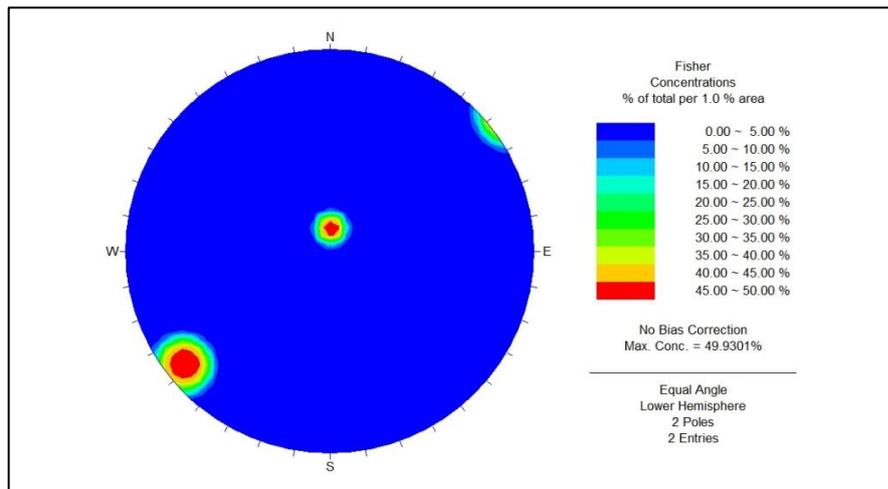


Figura 35. Concentración de Polos.

Fuente: Software Dips Rocscience, modelado por el tesista.

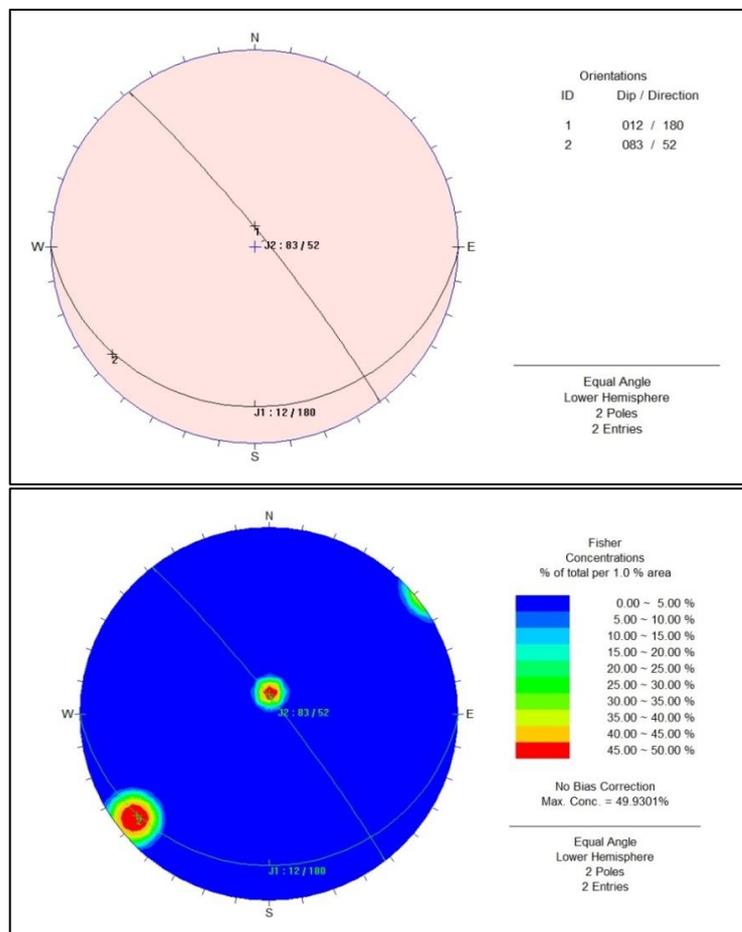


Figura 36. Orientación de Planos Principales.

Fuente: Software Dips Rocscience, modelado por el tesista.

Anexo V Tablas Geomecánicas

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásticas		Conglomerado (22)	Arenisca 19	Limolita 9	Arcillolita 4
			←----- Grauwaca -----→ (18)			
	No Clásticas	Orgánicas	←----- Creta -----→ 7			
		Químicas	←----- Carbón -----→ (8 - 21)			
	Carbonatos	Brechas (20)	Caliza Esparítica (10)	Caliza Micrítica 8		
	Químicas		Yeso 16	Anhidrita 13		
METAMORFICAS	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Anfibolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 - 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33		Riolita (16)	Obsidiana (19)
		Oscuras	Granodiorita (30)		Dacita (17)	
			Diorita (28)	Gabbro 27	Dolerita (19)	Andesita 19
		Norita 22			Basalto (17)	
	Extrusivas Piroclásticas		Aglomerados (20)	Brechas (18)	Tobas (15)	

Figura 37. Constantes de m_i para distintos tipos de roca



DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo ANICETO TURPO LOZADA
, identificado con DNI 40431764 en mi condición de egresado de:

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

INGENIERIA DE MINAS
, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado:

"DIMENSIONAMIENTO DE LAS CANTARAS Y PILARES PARA LA EXPLOTACION DE YACIMIENTOS

MURIFEROS TIPO HAAATO EN LA MINA CUMUNI Y SANTA ANA -CORPORACION MINERA DAMINSA S.A.
" Es un tema original.

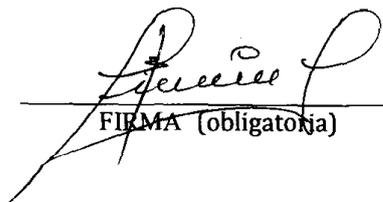
Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales,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

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

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

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

Puno 30 de MARZO del 2023.


FIRMA (obligatoria)



Huella



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

Por el presente documento, Yo ANICETO TURPO LOZADA
, identificado con DNI 40431764 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
INGENIERIA DE MINAS

, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado:

"DIMENSIONAMIENTO DE LAS CÁMIDAS Y PILARES PARA LA EXPLOTACIÓN DE YACIMIENTOS
AURIFEROS TIPO HANTO EN LA MINA CUMUNI Y SANTA ANA - CORPORACIÓN MINERA ANANGA S.A.

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

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

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

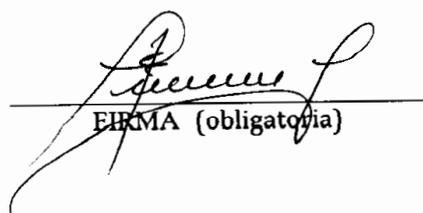
En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de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

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

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

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 30 de MARZO del 2023


EIRMA (obligatoria)



Huella