

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



**DISEÑO DE ESPACIOS SUBTERRÁNEOS Y SOPORTES A PARTIR
DE LOS PARÁMETROS GEOMECÁNICOS, PARA UNA
EXPLOTACIÓN ÓPTIMA EN LA MINA SAN FRANCISCO DE ASIS
RINCONADA-2017**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. MACHACA AVILES MAX DEIVES

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2017



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

TESIS

**“DISEÑO DE ESPACIOS SUBTERRÁNEOS Y SOPORTES A PARTIR DE LOS
PARÁMETROS GEOMECÁNICOS, PARA UNA EXPLOTACIÓN ÓPTIMA EN LA
MINA SAN FRANCISCO DE ASIS RINCONADA-2017”**

PRESENTADA POR:

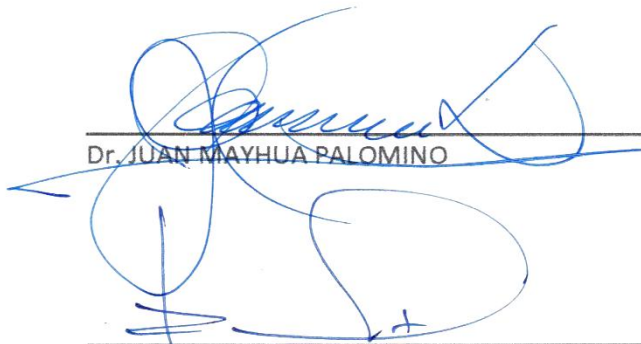
Bach. MACHACA AVILES MAX DEIVES

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

APROBADA POR:

PRESIDENTE:


Dr. JUAN MAYHUA PALOMINO

PRIMER MIEMBRO:


Dr. ROBERTO CHÁVEZ FLORES

SEGUNDO MIEMBRO:


Mg. FELIPE MAMANI OVIEDO

DIRECTOR / ASESOR:


Ing. ESTEBAN AQUINO ALANOCA

Área : Ingeniería de Minas.

Tema : Mecánica de rocas, geomecánica y geotecnia.

Dedicatoria

A mí querida madre Máxima y padre Simón M., quienes supieron demostrar su cariño y afecto al guiarme hacia este objetivo.

A mis queridos hermanos quienes siempre me apoyaron en los momentos más difíciles con su conocimiento y ejemplo para sobre salir adelante en la vida.

En especial dedico este trabajo a mí amada luz.

Agradecimiento

A mi alma mater Universidad Nacional del Altiplano, por haberme dado la oportunidad para formarme como Ingeniero de Minas.

A la Facultad de Ingeniería de Minas, a sus autoridades, docente y personal administrativo, quienes guiaron con éxito en mi formación académica y ayudaron a apreciar el ser Ingeniero Minero, que hoy constituye el fundamento de mi vida profesional.

Agradezco infinitamente a los Señores Miembros del Jurado, Director y Asesor del presente proyecto de investigación, por sus acertadas observaciones, sugerencias para el desarrollo y poder terminar el presente proyecto de investigación.

Mi reconocimiento a la minera San Francisco de "ASIS" Empresa Especializada Explotación de mineral aurífero Au. En sus unidades de Sandía y Rinconada, por su apoyo y disposición para la ejecución del presente trabajo de investigación.

Por último, a mis compañeros y amigos con quienes compartí grandes momentos de mi vida estudiantil durante mi permanencia en la universidad.

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N°2.1: Técnica de elementos finitos.....	32
Figura N°2.2: Condiciones de inestabilidad en excavaciones Subterránea.....	42
Figura N°2.3: Resistencia del pilar.....	45
Figura N° 2.4: Relación de esbeltez a diferentes alturas de pilar.....	46
Figura N° 2.5: Interacción de cámara y gata.....	50
Figura N° 2.6: Estado tensional de la compresión y tracción en la loza.....	53
Figura N° 2.7: Forma de excavaciones.....	55
Figura N° 2.8: Comportamiento de los esfuerzos respecto a la profundidad.....	58
Figura N°3.1: Diagrama estereográfico de dispersión de polos.....	73
Figura N°3.2: Diagrama estereográfico compósito de contorno.....	74
Figura N°3.3: Diagrama de roseta del mismo compósito de discontinuidades.....	74
Figura N°3.4: Mediciones de esfuerzos.....	90
Figura N°3.5: Relación de esfuerzo horizontal a la vertical.....	91
Figura N°3.6: Estabilidad de excavación subterránea.....	92
Figura N°3.7: Mecanismo de falla y comportamiento del macizo rocoso.....	94
Figura N°4.1: Comportamiento de los esfuerzos respecto a la profundidad.....	101

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N: °2.1: Factor de recuperación en cámaras y pilares.....	33
Tabla N°: 2.2: Relación de soporte de la excavación.....	51
Tabla N° 2.3: Efectos de relajación.....	55
Tabla N° 2.4: Factor de ajuste por de estructuras.....	56
Tabla N° 3.1: Clasificación del macizo rocoso.....	77
Tabla N° 3.2: Zonificación geo mecánico del macizo rocoso.....	78
Tabla N° 3.3: Distribución de resistencia compresiva con martillo Schmidt.....	80
Tabla N° 3.4: Resistencia a compresión simpe USC laboratorio.....	81
Tabla N° 3.5: Resumen de resistencia a compresión simple no confinada.....	82
Tabla N° 3.6: Constante “mi” de la matriz rocosa.....	83
Tabla N° 3.7: Densidad de la matriz rocoso.....	83
Tabla N° 3.8: Resistencia a corte directo de discontinuidades.....	85
Tabla N° 3.9: Resistencia al corte directo de las discontinuidades del macizo rocoso..	85
Tabla N° 3.10: Características de la resistencia del macizo rocoso.....	87
TABLA N°3.11: Factor de seguridad.....	95
Tabla N° 4.1: Características de resistencia del macizo rocoso.....	103
Tabla N° 4.2 Parámetros intrínsecos y geométricos y el factor de seguridad.....	105

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

- SPAN** = Espacios máximos sin sostenimiento.
- GSI** = Geological Strength Index.
- RMR** = Rock mass rating.
- RCS** = Resistencia a compresión simple.
- RQD** = Rock Quality Designation.
- Q** = Índice de Calidad de Túneles.
- NGI** = Instituto Geotécnico Noruego.
- SRS** = Valor de designación de la excavación y grado excavación.
- E** = Espaciamiento de discontinuidades.
- CD** = Continuidad de discontinuidades.
- AS** = Agua subterránea.
- SRF** = Factor de reducción de esfuerzos.
- USC** = Compresión uniaxial sin confinamiento.

ÍNDICE GENERAL

Resumen.....	13
ABSTRACT.....	14

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.2 Formulación del problema.....	16
1.2.1 Pregunta general.....	16
1.2.2 Preguntas específicos.....	17
1.3 justificación de la investigación	17
1.4 Objetivos de la investigación	18
1.4.1 Objetivo general.....	18
1.4.2 Objetivos específicos	18
1.5 Limitaciones en la investigación	19
1.6.1 Geología regional.....	19
1.- Paleozoico inferior.....	19
2.- Paleozoico superior.....	20
1.6.2 Geología local.....	20

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación.....	24
2.1.1 Antecedentes locales	24
2.1.2 Antecedentes nacionales.....	26
2.1.3 Antecedentes internacionales.....	27
2.2 Marco teórico.....	33
2.2.1 Aspectos geotécnicos.....	33
2.2.1.1 Modelo estructural.....	33
2.3 Índice de resistencia geológico.	38
2.4 parámetros de Mohr-Coulomb.	39
2.6 Aspectos de diseño	40
2.6.1 Inestabilidad en las excavaciones	40

2.7 Diseño y modelización	42
2.8 Dimensionamiento de pilares para la explotación subterránea.	44
2.8.1 Resistencia de la roca	44
1. Método NIOSH (National Institute for Occupational Safety and Health).....	47
4. método Lunder and Pakalnis (1997).....	47
2.9 Dimensionamiento de aberturas (cámaras).	48
2.11 Método empírico para diseñar aberturas subterráneas (cámaras).	51
2.12 Estabilidad de cámaras utilizando el método grafico de estabilidad.....	53
2.13 Factor de ajuste por orientaciones de estructuras	56
2.13.1 Gravitacional.	57
2.14 Aspectos de riesgo y digresión en el diseño de labores subterráneas.....	58
2.14.1 Cámaras y pilares.	59
2.14.2 Tipos de riesgos	59
2.15 Marco conceptual	61
2.15.1 Ancho mínimo para la explotación.....	61
2.15.2 Cámara o salón minero	62
2.15.3 Datum geomecánico.....	62
2.15.4 Estallido de la roca	62
2.15.5 Estratificación y estratigrafía.	63
2.15.6 Modelamiento geomecánico.	64
2.15.7 Permeabilidad del macizo rocoso.	64
2.15.8 Pilar, pilote o soporte	64
2.15.9 Subsistencia y hundimiento	65
2.15.10 Vida útil geotécnica	65
2.16 Hipótesis de la investigación	65
2.16.1 Hipótesis general	65
2.16.2 Hipótesis específica	66

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Tipo y metodología de investigación	67
3.2 Población y muestra.....	68
A) Población	68
B) Muestra.....	68

3.3 Operacionalización de variables	68
3.3.1 Variables	68
a) Variable independiente	69
b) Variable dependiente	69
3.4. Operación de variables	69
3.5 Procesamiento de datos.	71
3.6.1 Caracterización de la masa rocosa	72
3.6.2 Mapeos geotécnicos	72
3.6.3 Sistematización de las discontinuidades	73
3.6.4 Reporte estructural	75
3.6.5 Fallas y factores importantes	75
3.6.6 Planos de estratificación:	76
3.6.7 Diaclasas y juntas	76
3.7 Caracterización del macizo rocoso	76
3.7.1 Zonificación del macizo rocoso.	78
3.8 Propiedades físico-mecánicas de la roca	79
3.9 Ensayos con el martillo Schmidt	79
3.10 Ensayos en gabinete de mecánica rocas	81
3.11 Determinación de la constante “mi” de la matriz rocosa	82
3.12 Densidad de la matriz rocosa:	83
3.13 Resistencia del macizo a través de las discontinuidades.	83
3.14 Resultado del plano indicado	84
3.16 Resistencia del macizo rocoso	86
3.17 Condiciones hidrogeológicas.	87
3.18 Esfuerzo in-situ	89
3.19.2 Mecanismo de falla controlada por estructuras.	93
3.20 Criterios de seguridad y fiabilidad.	95
3.20.1 Probabilidad de falla	96

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados	97
4.1.1. Clasificación geomecánica	99
4.1.2 Planos de discontinuidad	100

4.1.3 Resistencia y deformabilidad del macizo rocoso	102
4.1.4 Esfuerzo del macizo rocoso.	103
4.1.5 Diseño de pilares.	104
CONCLUSIONES	107
RECOMENDACIONES	108
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	109

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXOS.....	111
ANEXO A: Matriz de consistencia.....	112
ANEXO B: Estadía geomecánicas de determinación de SRF y Q.....	113
ANEXO C: Tabla de correcciones.....	118
ANEXO D: Cartilla geomecánicas.....	119
ANEXO D.1: Caracterización del macizo roco de las zonas alta y baja.....	119
ANEXO E: Cartilla de correlación para el martillo Schmidt.....	124
ANEXO F: Esfuerzos en 2D sección tajeos zona alta y baja.....	126
ANEXO G: Cálculo de resistencia de pilares método empírico.....	129
ANEXO H: Plano de compósito del modelamiento geotécnico.....	137

Resumen

El presente proyecto de investigación de Diseño de espacios subterráneos y soportes a partir de los parámetros geo-mecánicos, para una explotación óptima en la mina de San Francisco realizado durante el año 2017 centro poblado de Rinconada de distrito de Ananea, provincia Putina, Departamento Puno. Está basado a la solución de la problemática de explotación que se realiza en cámaras y pilares, con anchos 4 a 8 m y alturas definidas de 2.20 m. Cuyo procedimiento ha originado problemas de inestabilidad en el terreno como proceso de rotura en pilares bajos volúmenes de extracción de material y convergencia en las cámaras con la secuela de derrumbes, caída de rocas y proyecciones de roca en los pilares. La pésima selección y básicamente compromete la seguridad de trabajadores equipos complicando y costos en operación mina. Por lo tanto, se realizó trabajos de estudios geotécnicos y geomecánicos para determinar los parámetros y características del macizo rocoso con fin de estimar de manera correcta el dimensionamiento de las áreas de explotación y soportes naturales como; las zonas altas, zona baja y con ello calcular la recuperación minera. De este modo optimizar el diseño de las aberturas de las labores subterráneas de preparación y de explotación. La solución con el diseño de las dimensiones de pilares y espacios subterráneos a base de indicador SPAN, denominado espacios máximos sin sostenimiento, para ello se determinó la calidad del macizo roco, según Bieniawski RMR_{89} , en pizarras brechificadas roca regular (III) y en pizarras sedimentarias y metamórficas roca buena (II). A partir de la misma la determinación de los distintos parámetros de carácter intrínseco y extrínseco. Para el diseño de soporte con pilares naturales y espacios subterráneos para una explotación óptima. Guardando la recuperación minera a fin de optimizar la relación del factor de seguridad y la resistencia de los pilares de manera que las cámaras correspondan a mayor espacio posible para incrementar la eficiencia del método de minado. Llegando a establecer el dominio estructural que corresponde a las fracturas y diaclasas que no representa una diferencia sustancial entre la zona alta y baja. El factor de seguridad de resistencia pilares se realizó por modelo empírico de Lunder y Pakalnis que se ajusta mejores a las características de pizarras metamórficas y sedimentarias. El diseño de los espacios subterráneos con dimensiones 2.20 m. de altura y ancho 2.5 que guarda una relación con la distribución de los pilares de manera que permita una explotación racional del yacimiento, con seguridad y eficiencia.

Palabras Clave: (Keywords)

Explotación, labores subterráneas, minado y SPAN.

ABSTRACT

The present project of investigation of Design of underground spaces and supports from the geo-mechanical parameters, for an optimum exploitation in the mine of San Francisco realized during the year 2017 center town of Rinconada of district of Ananea, Putina province, Department Puno. It is based on the solution of the problem of exploitation that takes place in chambers and pillars, with widths from 4 to 8 m and defined heights of 2.20 m. Whose procedure has caused problems of instability in the field as a process of breaking into low pillars, volumes of material extraction and convergence in the chambers with the sequelae of landslides, rock fall and rock projections in the pillars. The poor selection and basically compromises the safety of workers complicated equipment and costs in mine operation. Therefore, geotechnical and geomechanical studies were carried out to determine the parameters and characteristics of the rock mass in order to correctly estimate the sizing of the exploitation areas and natural supports such as; the high zones, low zone and with it calculate the mining recovery. In this way, optimize the design of the openings of the underground preparation and exploitation works. The solution with the design of the dimensions of pillars and underground spaces based on SPAN indicator, so-called maximum spaces without support, for this purpose the quality of the rock mass was determined, according to Bieniawski RMR89, in regular rock-cut (III) shaleboards and in sedimentary and metamorphic slates rock good (II). From it the determination of the different parameters of intrinsic and extrinsic character. For the design of support with natural pillars and underground spaces for optimal exploitation. Saving the mining recovery in order to optimize the ratio of the safety factor and the strength of the pillars so that the cameras correspond to more space possible to increase the efficiency of the mining method. Arriving to establish the structural domain that corresponds to the fractures and diaclases that does not represent a substantial difference between the high and low zone. The pillars resistance safety factor was performed by the empirical model of Lunder and Pakalnis that is better suited to the characteristics of metamorphic and sedimentary slates. The design of the underground spaces with dimensions 2.20 m. of height and width 2.5.that is related to the distribution of the pillars in a way that allows a rational exploitation of the deposit, safely and efficiently.

Palabras Clave: (Keywords).

Exploitation, underground work, mining and SPAN.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 Descripción de la realidad problemática

En el desarrollo de la presente tesis está basado, a la problemática de la inestabilidad del terreno y la baja producción del mineral. En las áreas de explotación como en las zonas altas (GZ1) y zona baja (GZ2), debido a baja competitividad del terreno ha generado bajos leyes y volúmenes de extracción de material, que requiere un estudio geotécnico y geo mecánico para poder determinar los parámetros y características del macizo rocoso con el fin de estimar de manera correcta el dimensionamiento de los distintos sectores a explotar y con ello calcular la recuperación minera.

La explotación en donde se aplica el método de cámaras y pilares con anchos y alturas definidas 2.20 m. de altura y cámaras que también varían desde 4 a 8 m. cuyo procedimiento ha originado problemas de inestabilidad en el terreno como proceso de rotura en pilares y convergencia en las cámaras con la secuela de derrumbes, caída de rocas y proyecciones de roca en los pilares de lo que ha demandado hacer trabajos urgentes de sostenimiento que muchos casos con pésima selección y básicamente compromete la seguridad de trabajadores y equipos complicando y haciendo más costosos las operaciones unitarias de perforación voladura y acarreo y transporte de mineral/ desmonte.

frente a esta problemática de inestabilidad en el terreno, se hace uso de la teoría y los métodos empíricos para el estudio de la geología de la zona para construir un modelo y además de establecer un modelo geotécnico de acuerdo a las propiedades y la caracterización del macizo rocoso y partiendo de allí buscar la solución respecto a cada considerando especialmente el macizo rocoso en pizarra que tiene características especiales en el terreno, para la solución con el diseño de las dimensiones de los pilares y cámaras a base de un indicador denominado espacios mínimos sin sostenimiento cuyo acrónimo en inglés es "SPAN", que para su cálculo se utiliza diversos parámetros de la clasificación del macizo rocoso como: (ESR, RMR, GSI Y Q). Que permite sistematización del macizo rocoso para una explotación confiable y económica.

La explotación de áreas indicadas para un plan de minado requiere de leyes, volúmenes, aspecto geomecánico del terreno, aspectos de seguridad y la moderación con respecto al ambiente de trabajo cuya necesidad es de solución integral de factores y parámetros a utilizarse, por la misma que el trabajo de investigación soluciona la problemática integral a nivel de diseño de las labores en las que interviene el aspecto geológico, estructural, macizo rocoso y la presencia del agua, para que en el tiempo de su uso de labores garanticen su explotación de manera ventajosa.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Pregunta general

¿De qué manera la optimización en el diseño de espacios subterráneos como las cámaras y el sostenimiento con pilares permitiera una explotación racional en la mina San Francisco de Asís de la Rinconada?

1.2.2 Preguntas específicos

¿Cómo sistematizar el manejo de la información sobre el terreno para el manejo de los parámetros del macizo rocoso que contribuya una explotación óptima de la mina san francisco de Asís de la Rinconada?

¿De qué manera el uso del modelamiento en las áreas de explotación aportara el diseño de los espacios subterráneos como cámaras con el uso de “SPAN” de los espacios máximos sin sostenimiento permitiera una explotación óptima en la mina san francisco de ASIS?

1.3 justificación de la investigación

En la mina San Francisco de Asís de Rinconada para la solución problemática , se requiere un estudio geotécnico y geo-mecánico de la zona de explotación a nivel de establecer un modelo que permita una explotación optima del yacimiento en base de un plan de minado que requiere de la eficiencia del método de explotación por cámaras y / o pilares para de este modo enfrentar a los problemas de bajos leyes y volúmenes de extracción y garantizar su explotación racional frente a las exigencias de la seguridad y el ambiente.

Así mismo la investigación servirá para que se regularice los parámetros de explotación que se viene realizando y con resultados nada satisfactorios en el aspecto económico, de seguridad y el posible deterioro del ambiente por los fenómenos de subsistencia y hundimiento de las estructuras del macizo rocoso en pizarras ampliamente existente en la mina.

En una mina es de suma importancia el diseño de espacios subterráneos y soportes con pilares para una explotación con ventaja competitiva en su proceso de explotación, donde debe intervenir el concepto de eficiencia y productividad.

y esto depende del manejo sistemático de los parámetros que intervienen en la operaciones de la explotación y por donde esté presente trabajo de investigación , contribuirá hacia el manejo correcto de los espacios de minado de los labores de preparación y explotación subterráneas de espacios subterráneos , a través del manejo apropiado de la propia resistencia del terreno, en base a los parámetros geo-mecánicos como la caracterización del macizo rocoso ,espacio máximo de la resistencia de la roca o macizo , sin la utilización de los medios de sostenimiento artificial sean activos o pasivos y que actualmente se va utilizando y este representa un costo que va del 20 a 50 % del proceso de minado solo por no asociar el conocimiento del terreno a través de las geociencias (geología , geotecnia, mecánica de rocas, y geomecanica) cuyo manejo de los instrumentos derivados del oro del SPAN,ESR ,Q Y RMR, permitirá la sistematización del macizo rocoso , para excavaciones adecuadas a la explotación del yacimiento y de este modo el manejo eficiente respecto a la disminución de costos , seguridad y manejo adecuado de los ambientes dentro del plan minado.

1.4 Objetivos de la investigación

1.4.1 Objetivo general

Optimizar el diseño de espacios subterráneos y soportes con pilares a partir de los parámetros geo-mecánicos que permitiera una explotación racional en la mina San Francisco de ASIS- Rinconada.

1.4.2 Objetivos específicos

Sistematizar el manejo de la información de la caracterización del macizo rocoso en pizarras sobre un modelo que permita un diseño eficiente en el dimensionamiento de los cámaras y /o pilares a través de la modelización geotécnica.

Determinar los espacios máximos en cámaras mediante el modelamiento SPAN para una explotación óptima en base a un plan de minado que maneje adecuadamente el aspecto de seguridad y el impacto al ambiente de la mina.

1.5 Limitaciones en la investigación

En el caso de estudios o informes realizados en la mina San Francisco de ASIS, de la Rinconada no se tiene información en su estudio realizado en Zona Baja GZ2, sobre el tema de estudio que pueden servir como información de primera fuente y que le sirvan de base especialmente respecto al modelo geológico y geotécnico de la mina.

1.6 Caracterización del área de estudio

1.6.1 Geología regional

Estratigrafía, en el cuadrángulo de rinconada afloran rocas cuyas edades van del ordovícico superior hasta el cuaternario y dentro de estos se distinguen unidades.

1.- Paleozoico inferior

- a) Formación Sandía, Laubacher (1978), con una potencia de 3000 m y constituida por una secuencia detrítico de cuarcitas, entrelazadas con niveles de pizarras sedimentarias y metamórficas negras, que es la parte económica por la existencia de mantos y filones de cuarzo lechoso o ahumado con contenido del metal oro.
- b) Formación Ananea, Laubacher (1978), en la cordillera oriental; consiste en esquistos epimetamórficos, forma la parte central y altos cumbres de los nevados y es una sucesión de pizarras en paquetes de 20 a 80 cm y un fallamiento inverso muestra la formación Sandía. Sobre la información Ananea, esto afecta por una esquistosidad de flujo sub-paralela a la estratificación suroeste y de un micro plegamiento en chevron en la dirección de sus ejes es N105° E y se presenta al costado de las fallas, o en bloques limitados por fallas o fracturas.

2.- Paleozoico superior

a) Grupo Ambo, aflora en la pre-cordillera de Carabaya en los alrededores de la mina choqueña y en la rinconada cerca a los cerros Calizani, Talpitoma Y Mamn y el contacto con la formación Ananea se debe a una falla.

b) Grupo Tarma, estudiada en los cerros Manarieuna y Japón, compuesta por sillitas areniscas, lutitas el color es ligeramente verde y se asignado al pensilvaniano o carvonifero.

c) Depósitos Cuaternarios, en el cuadrángulo de la Rinconada se observa.

d) Depósitos morremicos, estos depósitos se encuentran en ambas márgenes de la depresión de Carabaya y continua con a la depresión de Trapiche, Fomarietal.(1981), se depositaron en varias etapas de la desglaciación y tienen importancia económica debido a su contenido de placeres auríferos , especialmente provenientes de la cordillera oriental y no de la cordillera Carabaya .

e) Orogénesis, conjunto de fenómenos que en el ciclo geológico condujeron a la formación de montañas a cadenas montañosas, producidas por diastrofismo (plegamientos, fallamientos y fracturamientos masivos) por los procesos magmáticos (intrusiones y volcanismo). La orogenia ejerce fuerzas endógenas y por lo tanto dan la forma de la corteza terrestre en el caso regional.

1.6.2 Geología local

a) Fallas ,estos estructuras mayores se han desarrollado en la unidad de Sandía , en su generalidad son fallamientos inversos del alto y bajo Angulo con una dirección NW Y SE, los buzamientos de banco de fallas se inclinan al SE por su litología rígida , el fallamiento de la formación sandia produce bloques estructurales en la que sus desplazamientos verticales no son fácilmente estimables debido a la escasez de niveles estructurales guías , un segundo sistema de fallamiento está orientado de NE y SW es

común y de menor magnitud que los anteriores y acompañan a las otras fallas micropliegue de arrastre con una dirección de sus ejes de N 150 E, y esto se replica en la formación Ananea y también existe fallas transversales al sistema indicado según Chávez A., etal.(1995).

b) Pliegues. Son estructuras de carácter principal, pero de poca magnitud y son el producto de las fuerzas tectónicas de la litosfera no solamente provocan una rotura en la masa rocosa.

c) Mineralización. Conocida como la “ franja del Oro “ se da en rocas Meta-sedimentarias del ordovisico y silurico –Devonico y se localiza localmente en la cordillera oriental , las rocas están conformadas por pizarras y esquistos del paleozoico inferior , estas estructuras están formadas por vetas y mantos lenticulares de cuarzo controlada por fallas inversas NW-SE , esta franja es importante ya que tiene gran desarrollo mineralógico como en el caso de Untuca , Ananea , Rinconada Y Capac Orcco.

d) Metalogenia. El oro en meta-sedimentarios dentro de la “franja del oro “ como depósitos orogénicos en base a sus características geológicas y mineralógicas surgieron como fluidos que da en oro primario que migro por conductos estructurales pre-existentes , en caso de vetas para su mineralización de oro en mantos , por una re-movilización debido a eventos tectónicos por sobre imposición de eventos tectónicos , donde la actividad ígnea no habrá intervenido significativamente Calotto V., tal.(2009).

e) Modelo local. El área de estudio de mina san francisco de Asis en su zona alta como la zona baja (GZ1 Y GZ2). Se encuentra en la franja metalogenico del depósito de oro en las rocas meta-sedimentarias del ordovícico y silúrico –devónico que sigue a la orientación NW-SE, entre la Provincia metalogenica del oro y polimetálico de la cordillera oriental como un predominio del yacimiento de oro, con una caracterización por

mineralización de cuarzo Ahumado de oro y óxido de hierro hidrotermal de la piritización del yacimiento en los mantos, vetas y vetillas que predominan en el área.

La litología que muestra desde el contexto regional está conformado por una secuencia sedimentaria de pizarras oscuras y negras intercalados con pizarras metamorfizadas foliadas e intercaladas con cuarcitas ((ortocuarzitas), esta secuencia a su vez se encuentra plegada a fallas y que dan una estructura compleja como aspecto morfológico y en interior de mina y esta litología es propia y característico de la formación Sandia , correspondiente a Ordovícico superior del paleozoico inferior a medio y la mineralización en el área de estudio se presenta en una estructura flexionada y con alta concordancia con la estratificación , porque se le denomina Manto falla (vetas y vetillas) cuya orientación en superficie varia de NE 90 SW a NE 45 SN y un buzamiento de 26° al NE a 54 NE y en el interior de mina su rumbo varía entre NE 30 SW Y NE12°SN, y un buzamiento que varía de 25 a 30 NE además existen una variación de minerales como óxidos de hierro ,(hematita ,limonita ,jarosita,goethita), cuarzo y sulfuros de pirita , calcopirita , arsenopirita unidos a la mineralización de oro , además del criterio petrográfico la presencia masiva de rocas de pizarra masiva bituminosas (reductores) con niveles de cuarcita bien silicifradadas , con intercalaciones de lutita grises de espesores variables de la formación Sandía , el aspecto geomorfológico en la superficie local de la mina a puesto al descubierto la mineralización , evidenciando la continuidad de las estructuras.

f) Aspectos litológicos

el aspecto de la geología de la mina , específicamente que la mineralización económica se presenta en la formación sandia Laubacher (1978), que en el aspecto litológico está conformado por una secuencia de cuarcitas entrelazadas con niveles de pizarras sedimentarias metamórficas de coloración negra, que a su vez de manera local se encuentra falladas y plegadas , por lo que se denomina “manto falla” cuya orientación

de superior a inferior varia de NE 90° SW A NE 45°SW, en superficie , en las observaciones localizadas en las labores mineras varia de NE 30° SW y de NE 12° SW esto desde la zona alta (GZ1) a la zona baja(GZ2).

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes locales

Turpo L., A. (2017) "dimensionamiento de las cámaras y pilares para explotación de yacimientos auríferos tipo manto en la mina Comuni y Santa Ana – corporación minera Ananea S.A." Tesis de ingeniero de minas UNA –puno. En sus conclusiones indica:

La geometría de las excavaciones debe estar desarrollada de acuerdo a la resistencia del macizo rocoso y el dimensionamiento de pilares y las cámaras, además considerando un determinado factor de seguridad que permita recuperación del mineral.

La determinación de los parámetros geomecánicos en términos de índice sirve para el cálculo del macizo rocoso propuesto por Hoek y BROWN en término de m y s.

Larico M., Y. (2016) "diseño de rampa para la explotación de mantos inferiores en la empresa minera S.M POWER SAC." Tesis de ingeniero de minas de la facultad de ingeniería de minas de la UNA –PUNO, concluye en lo siguiente:

Con la determinación de las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de rampa dio como resultado un tipo de roca dura que requiere sostenimiento

ocasional y que se presentaron tres familias de discontinuidades con poca formación de cuñas desfavorable a la dirección de la rampa.

Con la construcción de la rampa en roca pizarra se dio apertura a la explotación de las reservas de mineral en la zona de lago de oro, perteneciente a la empresa minera S.M. POWER SAC. En el nivel 4832 y 4811 M.S.N.M lo cual representa un ingreso económico significativo y que trajo como consecuencia la continuidad de los trabajos.

Curo C., E. (2015) “metodología de selección y diseño para minado por cámaras y pilares de mantos auríferos de unidad minera Untuca – Cori Puno S.A.C.” Tesis de ingeniero de minas de la facultad de ingeniería de minas de la UNA – puno; en sus conclusiones indica:

Para determinar el método de minado adecuado haciendo uso de cuatro métodos en base a la valoración de las mismas, aplicar la metodología de Broshkov & Wright, Hartman y Morrison, las cuales emplean esquemas cualitativos en el método más favorable el de cámaras y pilares, según los criterios de aplicabilidad del método UBS, cuando el yacimiento se presenta en forma tabular muy estrecha con distribución de leyes de mineral irregular con profundidades promedio a 600 m. y en realidad este método es el que más se adapta a las condiciones y características geomecánicas del yacimiento.

Salas U., B. (1996),” proyecto de explotación y exploración de la mina cerro lunar de oro Rinconada” Tesis de ingeniero de minas de la facultad de ingeniería de minas de la UNA – Puno entre sus conclusiones afirma:

Que el yacimiento minero cerro lunar de oro consiste de mantos de cuarzo aurífero y a la evaluación de los distintos métodos de explotación realizados en la mina, la que demuestra mejores condiciones en seguridad, economía y rendimiento es el método de explotación subterránea por cámaras y pilares, aunque todavía se encuentra en proceso

de evaluación por las características distintas en cada zona de la mina en proceso de explotación.

2.1.2 Antecedentes nacionales

Córdova, R. (2008) “geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable, tesis post grado UNI- LIMA”; concluye:

Que en la evaluación de la masa rocosa , la mecánica de rocas esta relaciona con la aplicación de principios y leyes de la ingeniería respecto al diseño de estructuras rocosas , las características fundamentales de la masa rocosa en la que ,por efecto de haber practicado en la misma una excavación ,se producen cambios de esfuerzos con su aspecto original , lo que trae como consecuencia la necesidad de garantizar la estabilidad de zona de acuerdo a las características de la masa rocosa del yacimiento.

La estabilidad de una excavación rocosa depende de los esfuerzos de campo pre-existentes, forma, orientación y las dimensiones de la excavación y de estructura y calidad del macizo rocoso, que en su aplicación de mecánica de rocas y la geomecánica contribuyen a su estudio sea por métodos empíricos, analíticos o numéricos para lograr a simular su comportamiento posterior.

Sumiri., P. (2013) tesis de “aplicación de geomecánica en prevención de caída de rocas en corte y relleno ascendente, unidad económica administrativa Paracota CIA de minas Buenaventura, presentado a Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano. Encuentra en sus conclusiones indica lo siguiente:

Las características estructurales del macizo rocoso tienen bastante incidencia en el tiempo de auto soporte y el tipo de soporte que requiere la excavación subterránea ya sea en avance o explotación.

El tiempo de auto-soporte es muy corto de 10-12 horas a más, dependiendo de los valores de RMR y Q está en un plazo para ejecutar el soporte sea activo o pasivo debido a que el macizo rocoso en la mina es de calidad regular de mala calidad.

Cabrera L., R. (2005) "Estudio de estabilidad de taludes del tajo suro-sur y suro – norte en la mina la Virgen, tesis de ingeniero de minas de la facultad de ingeniería de minas de la UNA –Puno menciona en sus conclusiones.

La recolección de la información estructural y de las características geotécnicas del macizo rocoso de la zona de estudio, se realiza a través de un mapeo geológico – geotécnico sobre la superficie de cortes efectuados por la explotación, seguido de un mapeo estructural mediante el empleo del método de línea de detalle y método de celdas.

La clasificación del macizo rocoso para cada zona investigado se realizó empleando RQD, RMR (Bieniaswki, 1989), Q (Barton et al 1974) e GSI (Marino y Hoek et al., 2000) lo que ha permitido definir los dominios estructurales.

Adco V., P (2012) "diseño y construcción de rampa 19, para la explotación de niveles 3140 y 3230 de la mina Chipma Aurífero –Orcopampa CIA, minera buenaventura, tesis de ingeniero de minas de la UNSA –Arequipa concluye en los siguientes términos:

Que los resultados de la profundización de la mina Chipmo, para sus construcciones es necesario contar con las características y caracterización de la roca y del macizo rocoso, para una explotación racional de la veta el Nazareno entre los niveles 2012 y 2013 de la CIA, buenaventura.

2.1.3 Antecedentes internacionales.

Cortes C., D. (2011). Recopilación de información de información para el futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en la mina Rafaela, Tesis de ingeniero Civil de minas universidad de Chile, facultad de ciencias físicas y

matemáticas, departamento de ingeniería de minas, Santiago de Chile; indica respecto a los Variables analizados corresponde a:

- Caracterización del macizo rocoso, esto con el fin de estimar de manera correcta el dimensionamiento de los distintos sectores a explotar y con ello calcular la recuperación minera.
- Caracterización de los minerales sulfurosos, con fin de definir las condiciones idóneas para las pruebas metalúrgicas y así definir, luego de un análisis económico, la recuperación metalúrgica.
- Estimación a grandes rasgos de las inversiones basándose en el ritmo de explotación calculado en lo correspondiente a conclusiones y recomendaciones a cerca de los parámetros que se estudiaron y los distintos exámenes, corresponden a una recopilación de información confines de entregar una base datos referente a los principales factores que definen el diseño de las labores con un grado de estabilización a prueba de la explotación del yacimiento por el método de cacerones.

Saavedra G., L. (2007). Diseño óptimo de experimentos para estimar el campo de esfuerzos en el macizo rocoso entorno al frente de avance de una actividad minera, tesis de ingeniero Civil matemático, universidad de chile, facultad de ciencias físicas y matemáticas de departamento de ingeniería Matemática Santiago De Chile, el trabajo de investigación persigue tres objetivos.

- Adopción de la superposición de campos básicos para la estimación del estado tensional del macizo rocoso.
- Presenta la teoría del diseño óptimo de experimentos (ODE), como una herramienta para la elaboración del diseño de la red de estaciones de medición del estado tensional del macizo rocoso.
- Implementación de un código de diseño óptimo (OCD), para realizar pruebas numéricas en el caso del sector esmeralda de la mina el teniente. En las

conclusiones sobre tales objetivos respecto a los campos básicos utilizados, por el número reducido de estaciones utilizadas, en los diseños óptimos, sugiere investigar el aumento de número de campos básicos de 9 a 12, esto con la finalidad de conseguir una mayor precisión del estado tensional del macizo rocoso. también, debido a bajos valores que se obtienen en el criterio se sugiere hacer una revisión de los campos básicos utilizados que no estarían siendo muy ortogonales ya que el campo básico es debido a un análisis asintótico Bidimensional y lo que recomienda es usar los métodos estadísticos existentes, para la determinación de un mejor conjunto de campos básicos.

Grevaliunas G., M. (2016). diseño óptimo de minería subterránea auto-soportada ,Tesis de máster en minería , facultad de físicas y matemáticas , Universidad de Chile , Facultad de ciencias físicas y matemáticas , Departamento de ingeniería de minas , Santiago de Chile; respecto al modelo propuesto de generación y implementación de un modelo de optimización lineal entero que permite la detención del Ley Optimo en minería subterránea auto soportada y la unidad básica minera (UBM), corresponde al caserón el cual constituye una excavación que permite la extracción de mineral de interés económico , el cual requiere para la realización del diseño y es posible obtener un modelo económico de bloques en el cual asocia a cada bloque su valor económico respectivo, para el cálculo de utilidad (UT) de cada bloque y se requiere conocer parámetros como el precio de metal, costo mina, costo ,planta y recuperación , en la ecuación se indica cómo se calcula el beneficio asociado a cada bloque.

$$UT = \frac{p}{lb} - \frac{Cv}{Lb} x Lxr x T - Tc p \text{ (\$)} \quad (1)$$

Dónde:

P=precio del metal.

Cv= costo de venta (fundición y refinería).

L=ley (%).

R=recuperación (%).

T=Tonelaje bloque (ton).

CP=costo de producción (costo mina, costo planta).

Y en el método de cámaras y pilares, para la obtención de una solución factible al problema de optimización planteado es necesario establecer las condiciones siguientes:

1. Las cámaras deben cumplir con no traslapar con otras cámaras.
2. Entre cámaras contiguas del mismo nivel debe existir un pilar que los separe.
3. Entre cámaras vecinos de distinto nivel debe existir el "Crown pillar" o puente que los separe finalmente llegar a algoritmo lineal para su respectiva optimización.

Correa O., J. (2012). Estudio para definir los parámetros geomecánicos de diseño de obras subterráneas en proyecto ubicado en Ponfilo Natera Zacatecas , Tesis de ingeniero geólogo , universidad nacional autónoma de México, facultad de ingeniería ,sobre los mecanismos de inestabilidad se encuentra tres condiciones naturales que dan lugar a la perdida de resistencia del macizo rocoso como:

- Orientación desfavorable de las discontinuidades.
- Orientación desfavorable de las tensiones con respecto a eje de la labor.
- Flujo de agua hacia el interior de la excavación atreves de fracturas.

Estas condiciones están directamente relacionadas con los factores geológicos, estructura, discontinuidades, resistencia de la matriz rocosa, con condiciones hidrológicas y estado tensional, para el dimensionamiento de los paneles a explotar y de los soportes se utilizaron métodos empíricos y métodos analíticos que son de uso amplio en la minería como:

- Método Mathews para el dimensionamiento de paneles.

- Método de Lander y Pakalnis y método de Golder Associates, NIOSH y Over and Duvall para el diseño de soportes y para la continuación de las experiencias de investigación propone recomendaciones.
- Realizar un modelo geológico en 3D para que defina con exactitud la posición de las estructuras mayores.
- Durante la operación se debe llevar a cabo el mapeo de las discontinuidades, para anticipar los posibles problemas de caídas y diseñar sistemas de reforzamiento antes de llegar a las zonas de problemática.
- Llevar un seguimiento por personal de mecánica de rocas para conocer el comportamiento del macizo rocoso.

Bustamante R., O. Y Monsalve O., J. (2007). Análisis de excavaciones en la mina el toro por medio de elementos finitas , artículo científico , universidad nacional de Colombia – Medellín , Facultad de Minas , Colombia , El proyecto de ingeniero de minas definió al inicio tres niveles de explotación , posteriormente se proyecta dos niveles a mayor profundidad ,en el estudio se analiza utilizando la geomecánica para la explotación de bloques inferiores , bajo la infracción de bloques existentes superiores , pues la importancia es de evaluar las condiciones de estabilidad mecánica del terreno , aun se complica la estabilidad por la interacción de las excavaciones grandes , tanto en términos de esfuerzo y desplazamientos para su evaluación existen diversos procedimientos y quizás los que tienen mayor aceptación son del monitoreo de desplazamientos y de los esfuerzos por lecturas directas , en medio nacional , es de poco usos la mecánica de medios continuos por elementos finitos, pues considera propiedades del macizo por medio de leyes constitutivas , a través de modelos matemáticos y simulaciones numéricas y a la que pertenece la técnica de elementos finitos que muestra en la figura N° 2.1 y se sigue el siguiente modelo.

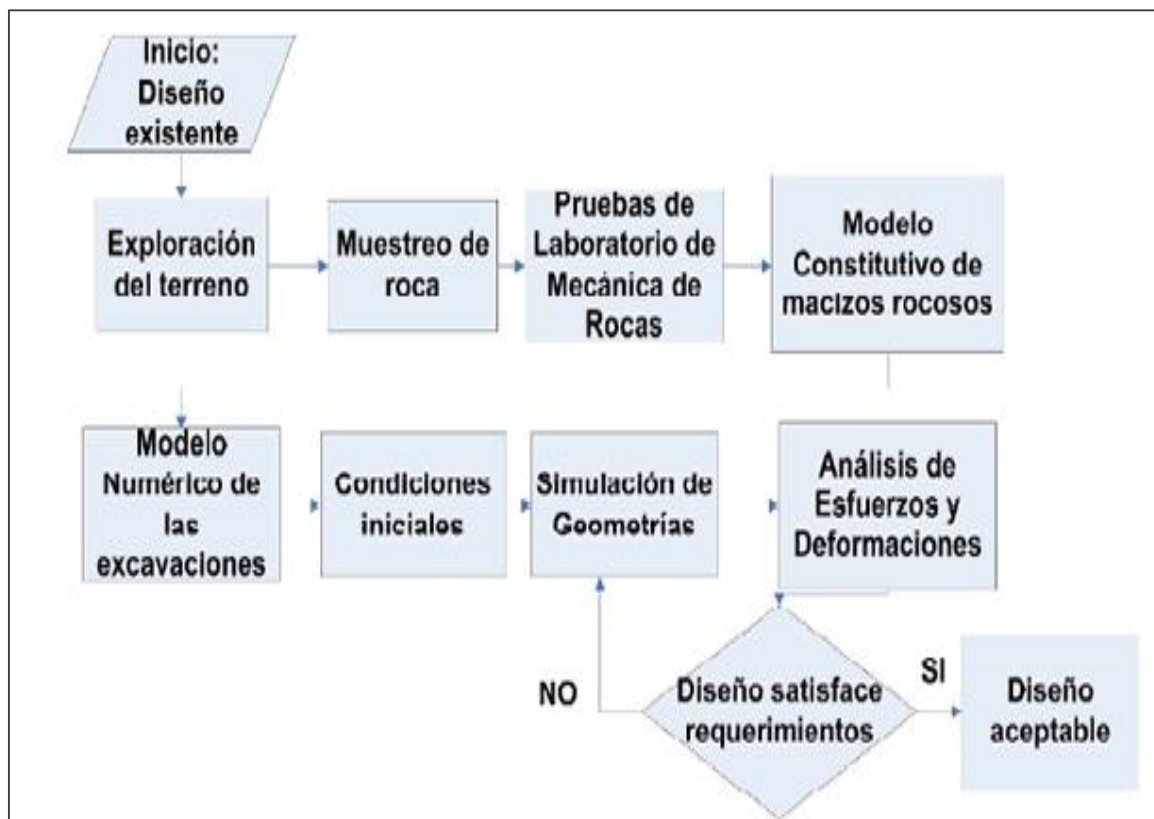


Figura N° 2.1: Técnica de elementos finitos.

Fuente: Bustamante R. (2007).

En sus condiciones menciona que la calibración del modelo numérico iniciales fundamental, en el momento final de las excavaciones de los bloques Geomines 1 y 2 , Se concluye que las condiciones de estabilidad son altas y existen pocos sectores bajo el estado plástico y los esfuerzos máximos son de 11.8 Mpa en algunos pilares y el factor de recuperación de reservas se muestra en la Tabla N° 2.1 para distintas dimensiones de cámaras y pilares en la mina Toro son :

Tabla N° 2.1 Factor de recuperación en cámaras y pilares.

Ancho de cámara	Ancho de pilar	Factor de Recuperación $R = \frac{Ac}{Ac + Ap}$
45	15	75
40	15	72
20	10	66
30	15	66

Fuente: Bustamante R. (2007).

En este estudio no se consideró el aspecto de hidrogeología que pudieran modificar las condiciones de estabilidad del terreno.

2.2 Marco teórico

2.2.1 Aspectos geotécnicos

2.2.1.1 Modelo estructural

El sistema estructural de la zona está controlado por lineamientos regionales (orientación determinado por el rumbo de los andes) y que controla el alineamiento de las estructuras locales ; el sistema de fracturamiento corresponde a fallas tensionales del plegamiento , probablemente relacionado al tectónica a lo largo de los márgenes convergentes (orogenia condicionales y correlaciónales que corresponde a un tectónica de transgresión y además acerca a lo que es un yacimiento de oro orogénico , la mineralización en mantos y vetas ocurre en forma continua en el orden de aproximadamente de medio kilómetro(500m),frecuentemente acompañado de las vetillas de tipo stock work en litologías bastante frágiles también se debe indicar que hubo varias sistemas de fracturamientos con reactivaciones , que deben ser definidos

con estudio estructural detallado de la mina y de acuerdo a la teoría de Riedel, estos sistemas podrían corresponder a las fracturas tipo "T" o también llamadas fracturas tensionales, aunque también se puede observar fracturas ligeramente de cizallamiento frágil de un contexto transcendido (Gonzales., V. et al., 2002).

La estructura principal en la que se explota el yacimiento se encuentra flexionada y en falla concordante con la estratificación y por lo cual se denomina manto falla en algunos casos micro falla en roca pizarrosa fracturada en las minas con relleno de arcilla, cuarzo y limonita.

2.2.1.2 Modelo de la masa rocosa. El conocimiento del comportamiento de la roca frente a la acción de los esfuerzos cobra un relevante importancia a la hora de plantear explotación subterránea, no restando su importancia en obras de carácter lineal por los problemas asociados, además que contribuyen a la construcción de un medio ambiente más integrado en el medio natural donde se emplazan, en el caso de la mina San Francisco de ASIS en las zonas 1 y 2 respectivamente. Una ventaja que proporcione una valoración inicial de las características mecánicas del macizo, que supone en la modelización significan una excesiva simplificación a la hora de trabajar con macizos rocosos de carácter Elasto-plástico bastante tectónica o alterados, en donde se sobre estiman las propiedades mecánicas y se duda la deformabilidad de los mismos. adicionalmente existen las limitaciones asociadas a los cálculos del índice RQD, aunque uno de los objetivos del estudio es la aplicación de las clasificaciones más utilizadas como RMR (Barton, et al., 1974) y Q (Bieniawski, 1976), a pesar de que existen otros como la SRC (Gonzales de Vallejo, et al., 2002). Que también se contempla en el estudio; el hecho fundamental de establecer la estimación de la calidad del macizo rocoso, en relación con su comportamiento en otras zonas que corresponde a la zona y que son o que pertenecen a la formación Sandia.

2.2.1.3 Meteorología, geotécnicamente la aplicación de las clasificaciones implica la determinación de los parámetros de resistencia y deformación del macizo rocoso a través del muestra y proporción de muestra de rocas involucradas, en base a la metodología de ensayo propuesto por la institute asociate mechanics of ROCK ISRM (2001). Los principales valores están involucrados son:

La compresión simple y/o carga puntual a propuesto de las distintas clasificaciones geomecánicas , no obstante merece la atención los parámetros de cohesión y fricción , más problemas de obtener y no siempre se pueden realizar a una escala representativa , para el análisis de las discontinuidades se ha empleado dos métodos como son la SRC (Gonzales de Vallejo etal.,2002) que también se considera en el estudio de hecho fundamental.

- Medida de las discontinuidades al azar a lo largo de una línea de medida denominado detailline.
- Medida de las discontinuidades en un círculo de inventario denominado estereogramas o rosetas.

En cada uno de los métodos se ha determinado principalmente las orientaciones de las discontinuidades y las principales características de la misma siguiendo la metodología propuesta por Gonzales de Vallejo (1999).

2.2.1.4 Modelo hidrogeológico. las rocas sedimentarias y /o metamórficas muestran una disminución significativa en su resistencia a medida que aumenta el contenido de humedad , el caso de las pizarras sedimentarias efecto al proceso de alteración y meteorización cerca de su superficie la condición de saturación por efecto de las aguas y de la evasión de los glaciares hace que destruya la estructura de la roca y disminuyendo la resistencia de un 30 a 100% como resultado del deterioro químico del cemento o de la arcilla cementante según Broch (2000), y los ensayos de laboratorio deberían realizarse con contenido de humedad en un medio acuoso y simulando que se acerque a las condiciones como se encuentran en el terreno y Terzaghi (1987), formula el concepto de esfuerzo efectivo para medios porosos de sedimentación y/o de

foliación para el caso de pizarras metamorizadas y la ley del esfuerzo defectivo se expresa como:

$\sigma' = \sigma - u$, donde;

σ' = es el esfuerzo inter-granular efectivo, el cual controla la resistencia y la deformación del material.

σ = es el esfuerzo total aplicado a la muestra y μ es la presión de poros o inter-laminar.

u = presión de poro o inter-laminar.

Bóer (2004), concluye que la relación propuesta por Terzaghi funciona bien para las magnitudes de esfuerzo que se encuentran en la mayoría de las aplicaciones geomecánicas, pero que puedan ocurrir divergencias significativas a niveles muy altos de esfuerzos. al aplicar este criterio Mohr-Coulomb de falla expresados en términos de esfuerzos efectivos o problemas de diseño práctico en el caso de cámaras y pilares, es necesario probar la presión de poro y esta presión puede ser del mismo orden que el de esfuerzos inducidos en el macizo rocoso y por lo que es importante para el modelo hidrológico local desarrollar los análisis en términos de esfuerzos efectivos y en caso de diseño de excavaciones subterráneas, se puede suponer que el macizo rocoso que rodea a estas excavaciones estará totalmente drenado y por lo tanto la presión de poro será nula, lo que hace que este modelo es por situaciones de análisis, tomando la relación de los modelos para la geomecánica.

2.2.1.5 Modelo geomecánico por bloques. Para el modelo teórico se consideran varios aspectos de orden geométrico, propiedades físicas, hidrogeológicas y de formación que influyen en el diseño de las excavaciones subterráneas. En este trabajo se trata de aplicar y explicar con cierto detalle, para presentar una interpretación del criterio que comprende todo rango de macizo rocoso que se encuentra en la mina.

Criterio generalizado de Hoek Brown el criterio principal generalizado para el macizo rocoso corresponde al criterio de falla generalizado de Hoek –Brown para macizo rocoso fracturado y está definida por:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \times \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (2)$$

Donde σ_1 y σ_3 son los esfuerzos efectivos principales mayor y menor, respectivamente, en la condición.

De falla, "mb" es el valor de la constante m de Hoek-Brown para el macizo rocoso, s y a son constantes.

Que dependen de las características del macizo rocoso y (σ_{ci}), es la resistencia a la compresión uniaxial de los trozos o bloques de roca intacta que conforman el macizo rocoso en análisis.

Es posible obtener algunas relaciones matemáticas exactas entre el criterio de Hoek-Brown, y la envolvente de Mohr este procedimiento genera serie de valores triaxiales, simulando ensayos in-situ a escalonada real con proceso estadístico de ajuste de curvas para obtener una envolvente de Mohr- Coulomb y está definida por:

$$\tau = A \times \sigma_{ci} \times \left(\frac{\sigma_n - \sigma_{tm}}{\sigma_{ci}} \right) \quad (3)$$

Donde A y B son constantes que dependen del material

σ_n = Es el esfuerzo normal efectivo

σ_{tm} = Es la "resistencia a la tracción", y se calcula.

$$\sigma_\infty = \frac{\sigma_{ci}}{2} \times \left(m_b - \sqrt{m_b^2 + 4s} \right) \quad (4)$$

En orden a utilizar el criterio de Hoek-Brown para evaluar la resistencia y la deformabilidad de los macizos fracturados, se deben evaluar tres “propiedades” del macizo rocoso para los efectos de diseño de pilares subterráneos.

1. La resistencia en compresión no confinada (σ_{ci}) de los trozos de roca intacta en el macizo rocoso.
2. El valor de la constante m_i de Hoek-Brown para esta roca intacta.
3. El valor del Índice de Resistencia Geológica GSI para el macizo rocoso.

2.3 Índice de resistencia geológico.

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de roca intacta y, también, de la libertad de éstos para deslizarse y girar bajo distintas condiciones de esfuerzo. Esta libertad está controlada por el perfil geométrico de los trozos o bloques de roca intacta, así como también, por la condición de las superficies que separan dichos trozos o bloques. Los trozos de roca angulosos, con caras definidas por superficies lisas y abruptas, producen un macizo rocoso mucho más competente que uno que contenga bloques completamente rodeados por material intemperizado y/o alterado. El Índice Geológico de Resistencia (GSI), propuesto por Hoek [11] y Hoek, Kaiser & Bawden.

Proporciona un sistema para estimar la disminución de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas; calculado por procedimiento de geotecnia que es un proceso cuidadoso y tedioso para su aseveración en la función de las tablas propuestas por los investigadores y una vez que se estima el GSI, se pueden calcular otros parámetros propuesto en el modelo dado de la masa roca en bloques.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28}\right); \text{ para un } GSI \geq 25 \quad (6).$$

$$S = EXP\left(\frac{GSI-100}{9}\right); a = 0.5 \quad (7).$$

Para un $GSI < 25$, o sea en el caso de macizos rocosos de muy mala calidad, se aplica

$$s = 0 \quad (8).$$

$$a = 0.65 - \frac{GSI}{200} \quad (9).$$

Para macizos rocosos $GSI \geq 25$, se estima mejor la versión de 1976 propuesta por la clasificación de Bieniawski. Para calificar geotécnicamente el macizo rocoso, se usa la versión de 1989 de la clasificación Bieniawski, en donde:

$GSI = RMR(89) - 5$; donde (a) RMR89 asigna 15 para la condición de aguas subterráneas y o puntos de ajuste por orientación de las discontinuidades.

2.4 parámetros de Mohr-Coulomb.

La mayor parte del software geotécnico está escrito en términos del criterio de falla de Mohr-Coulomb, en el cual la resistencia del macizo rocoso queda definida, en términos de esfuerzos efectivos, por la cohesión c' y el ángulo de fricción ϕ' . Para el criterio de Mohr-Coulomb hay una relación lineal entre los esfuerzos efectivos principales mayor y menor.

$$\sigma_1 = \sigma_{cm} + Kx\sigma_3 \quad (10)$$

Donde (σ_{cm}) es la resistencia en compresión uniaxial del macizo rocoso, y k es la pendiente de la relación lineal entre σ_1 y σ_3 . Los valores de c' y ϕ' se pueden calcular de las siguientes ecuaciones:

$$\sin\phi = \frac{K-1}{K+2} \quad (11)$$

$$C = \frac{\sigma_{cm}}{2x\sqrt{k}} \quad (12)$$

Los valores de c' y ϕ' obtenidos de este análisis son muy sensibles al rango de valores del esfuerzo principal.

Menor σ_3 usados para generar los resultados de los ensayos triaxiales simulados a escala natural, para distintas combinaciones de GSI y m_i , se muestran en las figuras.

El módulo de deformación. Serafín & Pereira (2001) propusieron una relación entre el módulo de deformación in-situ y la clasificación RMR de Bienawski, para los caso donde $\sigma_{ci} < 100$ MPa :

$$E_m(Gpa) = \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} \times 10^{\left(\frac{GSI-10}{40}\right)} \quad (13)$$

Debe hacerse notarse que en esta ecuación el índice GSI ha sustituido al índice RMR, y que el módulo se reduce progresivamente a medida que el valor de σ_{ci} decrece por debajo 100 Mpa. Esta disminución se apoya en el razonamiento de que la deformación de los macizos rocosos de mejor calidad es controlada por las discontinuidades.

2.5 Comportamiento post – falla; Cuando se usan modelos numéricos para estudiar la falla progresiva de los macizos rocosos, se necesita una estimación de las características del comportamiento post - falla del macizo rocoso. En algunos de estos modelos, el criterio de falla de Hoek-Brown se trata como un criterio de fluencia y el análisis se realiza usando la teoría de la plasticidad.

2.6 Aspectos de diseño

2.6.1 Inestabilidad en las excavaciones

Al excavar una abertura subterránea (cámaras) se encuentran Condiciones Naturales que dan lugar a la pérdida de la resistencia del macizo rocoso y por lo tanto los problemas de inestabilidad como:

- Orientación desfavorable de discontinuidades.
- Orientación desfavorable de las tensiones con aspecto al eje de la labor.

- Flujo de agua hacia el interior de la labor creando, conos, cilindros de abatimiento a través de las fracturas de roca o macizo rocoso. Ver figura N° 2.2 de las figuras a, b y c.

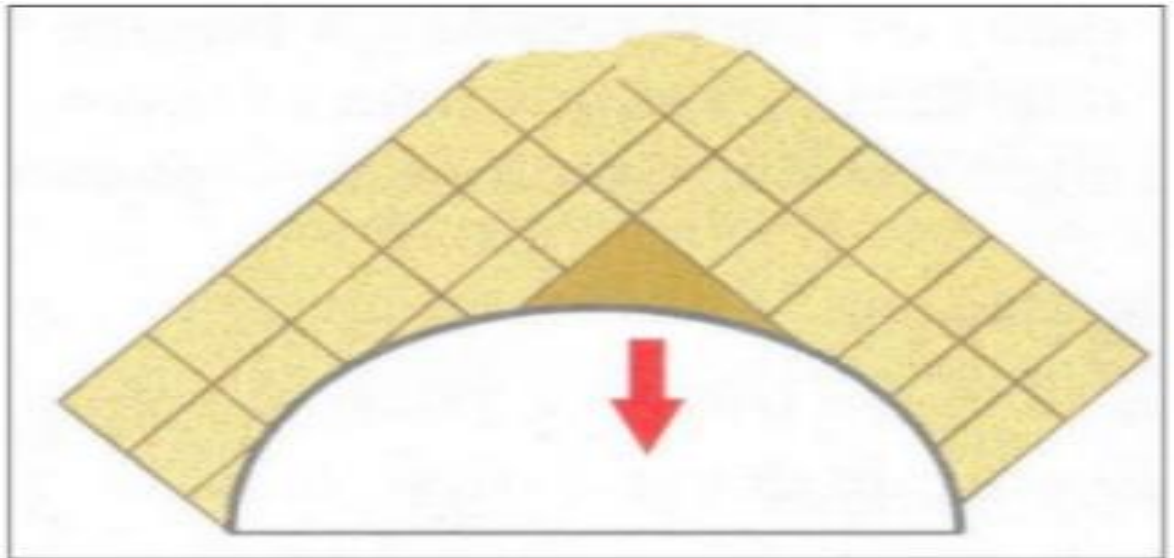


Figura A: Dirección desfavorable de discontinuidades.

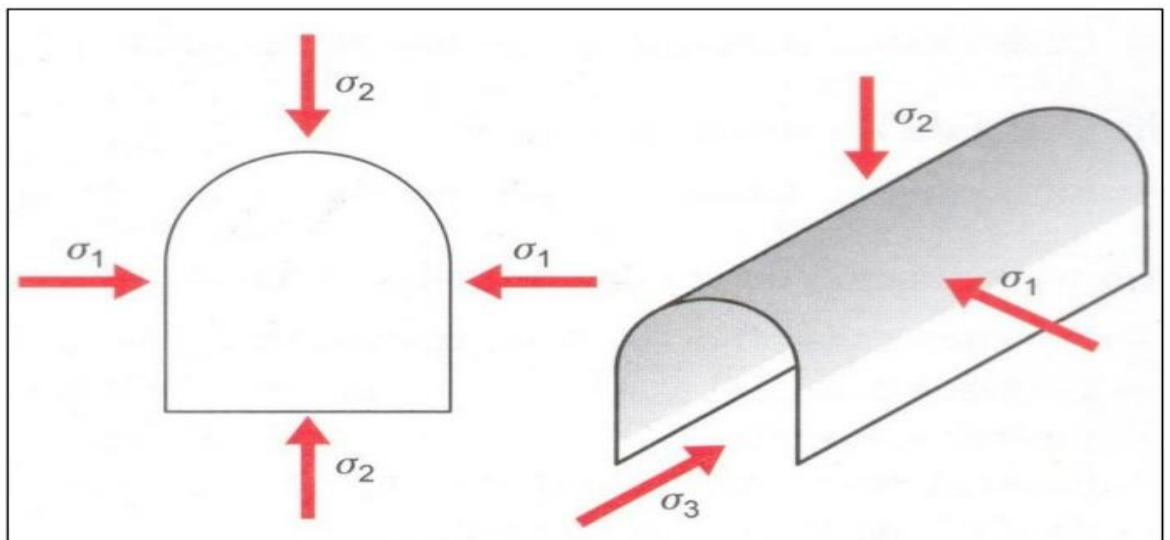


Figura B: Orientación desfavorable de esfuerzos.

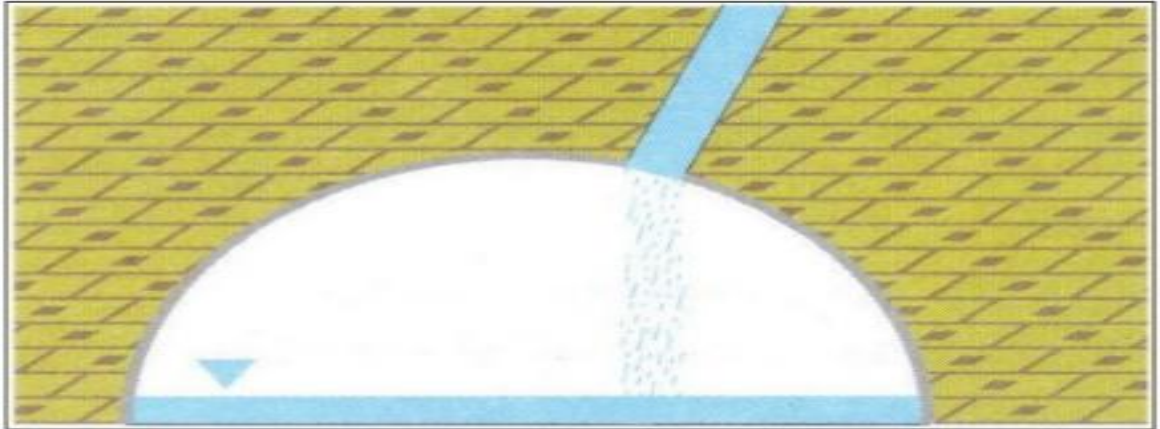


Figura C: Filtraciones hacia el interior de una excavación.

Figura N° 2.2: condiciones naturales de inestabilidad en excavaciones subterráneas.

Fuente: metodología de estudios geológicos –geotécnicos de túneles Irveen.

En el caso de una excavación origina acciones inducidas naturales.

- Se descompone el estado de equilibrio, suscitándose apertura de discontinuidades, figuración y sobre excavación por voladuras, incremento de flujos de agua al interior.
- Reorientación de los campos tensionales que da lugar a gradientes potenciales de tensiones.

2.7 Diseño y modelización

La geomecánica aplicada a trabajos de excavaciones estudia a través de una representación abstracta de los fenómenos, de los mecanismos, de los medios y de su entorno, entonces el recurso modelización es entonces una necesidad y cumple funciones como;

2.7.1 Función descriptiva, son necesarios para contrastar la imposibilidad de acceder a la realidad a, del cual trata de ser un reflejo, las representaciones pueden limitarse a veces a un croquis, plana, esquemas complejos a una maqueta, en el caso

de representaciones de variaciones en la propiedad de la roca o las condiciones de carga del macizo a través de modelos analíticos y numéricos en 2D y 3D.

2.7.2 Función explicativa, tiene el objetivo de brindar una comprensión de los fenómenos aclarando con precisión los procesos o mecanismos que conducen a distintas etapas como el método esfuerzo –deformación hace uso de los conceptos y cálculos de la mecánica de materiales (equilibrio de limite), pero el desarrollo de la modelización ha sido posible gracias a las formulaciones de la mecánica de medios continuos.

2.7.3 Función preventiva, la prevención de riesgo de falla en la ejecución de una explotación por cámaras y pilares, pueda ser planeado en el tiempo o espacio, es decir hacer seguimiento a la evolución de la obra. los modelos mecanizas, son utilizados para esta función siendo indispensables que los valores de los parámetros introducidos en los parámetros, introducidos en los modelos hayan sido validados por una comparación entre los resultados en una zona corresponda monitoreada.

Esta validación y justificación entre las mediciones In-situ y resultados obtenidos por medio numerosos es importante evaluar los desventajas y limitaciones de cada modelo.

La modelización en formas más o menos complejas en un material donde las propiedades físicos y mecánicos varían en el espacio, se debe tener como recurso de métodos numéricos, ya que es posible extrapolar las reglas adquiridas por la experiencia o cálculos analíticos en donde se tiene:

- A. **Modelo continuo**, consideran al macizo rocoso como un medio continuo cruzado por discontinuidades.
- B. **Modelo discontinuo**, que se considera al macizo como un conjunto de bloques individuales (teoría de bloques).

Dimensionamiento de las unidades de explotación para determinar las dimensiones adecuadas en las cámaras y pilares, se deben diseñar a partir de los procedimientos.

- Empíricos, como consecuencia de la experiencia mundial y que tiene funcionalidad práctica, aparte de que la misma puede estar acompañada por procedimientos de análisis y aplicaciones como medio continuo y que en la actualidad viene generando espacio en el diseño de cámaras y pilares para la minería subterránea como consecuencia de la construcción sistematizada de infraestructura productiva.
- Analíticos a partir de métodos gráficos de amplio uso y aceptación; en ambos casos hay puntos de complementariedad y de suplemento, así como el método Mathews para el dimensionamiento de cámaras o paneles de explotación y los métodos de Lunder Y pakalnis de la Golder Associates, NIOSH y Oer and Duvall , para diseño de pilares.

2.8 Dimensionamiento de pilares para la explotación subterránea.

Debido a los altos costos de rellenar los paneles con pasta se decidió analizar el método de cámaras y pilares y se tiene. Consideraciones de detalle, en un método de explotación por cámaras y pilares depende de la estabilidad del techo de la cámara o bóveda.

2.8.1 Resistencia de la roca

La resistencia de un pilar puede ser definida como su resistencia a la compresión axial. Como se muestra en la figura N° 2.3.

- Un pilar es estable desde el punto de vista de resistencia si su relación de la resistencia del pilar entre el esfuerzo actuante es mayor a 1.5
- Si es menor que 1 es inestable instantánea o muy corto plazo.
- Si es mayor de 1 y menor a 1.5 es estable a corto o mediano plazo.
- Si es mayor a 1.6 es estable a mediano y largo plazo.

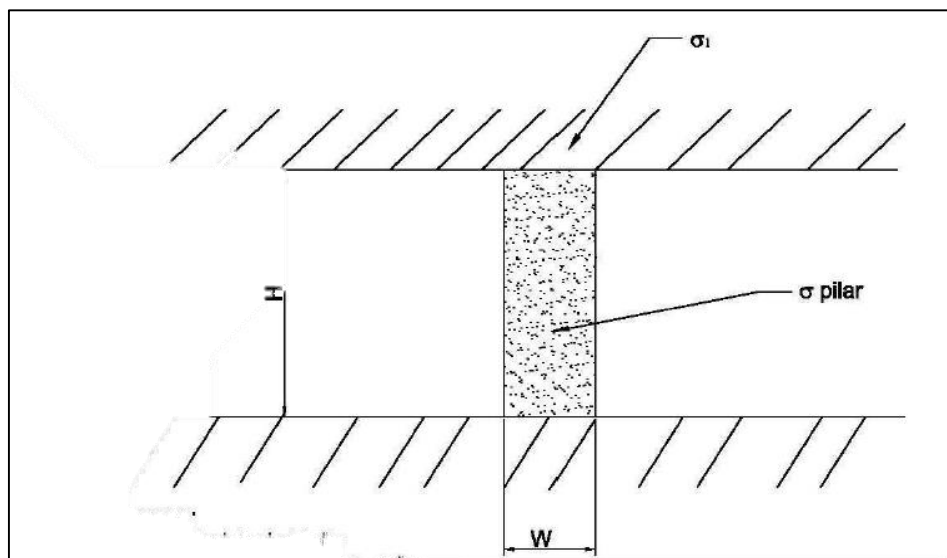


Figura N° 2.3. Resistencia del pilar.

Fuente: Obert y Duvall (1968).

Donde:

σ_{pilar} = resistencia de pilar.

σ = carga axial a la que se somete el pilar.

W = ancho del pilar.

H = Altura del pilar.

Factor de seguridad. La resistencia del pilar se divide entre la carga a la que estará sometido.

$$FS = \frac{\sigma_P}{\sigma_1}$$

Función de esbeltez; La resistencia de un pilar o inercia de la misma está en función de su esbeltez.

$$E = \frac{H}{W}$$

En la figura N° 2.4. Se muestran varias relaciones de esbeltez para pilares de diversas alturas; para pilares esbeltos la relación no debe ser mayor a 1.25 para la estabilidad a largo plazo a mayores valores, el pilar no solamente está sometido a la compresión si no también se originan momentos flectores lo cual desestabiliza el pilar de roca.

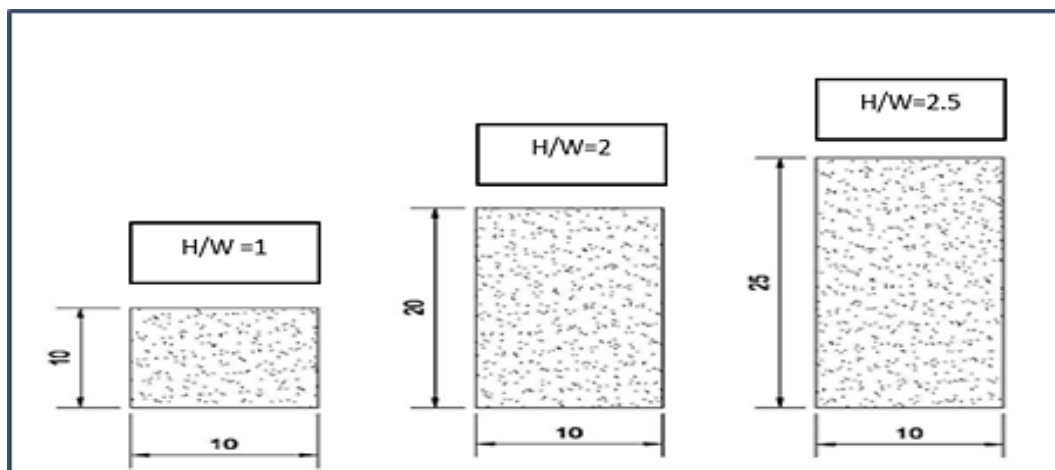


Figura N° 2.4: Relación de esbeltez a diferentes alturas de pilar.

Fuente: Obert y Duvall (1968).

El diseño de refuerzo se puede aumentar la resistencia del pilar a partir de soportes formados por anclas y el revestimiento de varillas retenidas por anclas y concretos lanzados de la que manera que se evita la deformación plástica del pilar en el sentido horizontal y con una magnitud se puede llegar a alcanzar $1/3$.

Es necesario conocer el comportamiento de muestras de roca en pruebas triaxiales al variar la fuerza aplicada y la fuerza de para seleccionar la magnitud de la deformación que se trata de evitar y la magnitud del refuerzo necesario y posible simularlo hasta tres cámaras adyacente a partir de métodos numéricos. el pilar también puede colapsar por el daño producido de los valores por lo tanto es importante en el diseño de excavación se proyecte por método de voladuras controladas como son pre-corte o post-corte , cuando el proceso de destrucción o la rotura de un pilar es avanzado se producen disgregaciones en forma de óvalos en la unión de pilar en el techo de la cámara , estos se producen llevando los esfuerzos horizontales son muy altos como 200 Por lo que se aconseja hacer monitoreo para hacer ajustes necesarios a continuación se tiene distintos modelos para el cálculo de resistencia del pilar.

1. Método NIOSH (National Institute for Occupational Safety and Health)

$$S = 0.65 UCS (W.3/H.59); \text{ donde} \quad (15).$$

S= Resistencia del pilar.

UCS= Resistencia a la compresión simple.

W= ancho de pilar.

H= altura del pilar.

2. Método de Overt and Duval, se formará el valor de carga para el área tributaria.

$$S = UCS (0.778. +0.222(W/H)) \quad (16)$$

Dónde:

S= resistencia del pilar.

UCS= resistencia a la compresión simple de la roca intacta (para este caso se usará el 50% del este valor para calcular en zona segura).

W=ancho del pilar.

H=altura del pilar.

3. Método de Golder; La Golder associates recomienda usar el siguiente modelo.

$$s = UCSX0.3478X\left(\frac{W}{H}\right)^{0.75} \quad (17)$$

4. método Lunder and Pakalnis (1997)

Este método empírico fue propuesto para considerar el confinamiento medio de los pilares.

$$S=K\sigma_c(C1 + C2K) \text{ donde:} \quad (18)$$

S= resistencia de pilar.

K= 0.44.

Tc= resistencia a la compresión simple.

C1 y c2= constantes de ajuste 0.68 y 0.52 respectivamente.

2.9 Dimensionamiento de aberturas (cámaras).

Excavaciones en roca estratificada horizontal a sub-horizontal. Obert y Duvall (1968) ha estudiado este problema en forma detallada cuando el esfuerzo horizontal “ in-situ” es bajo a las labores son cerca de superficie , las losas aparentes como consecuencia de planos de estratificación o de foliación pueden fallar como consecuencia de los esfuerzos de tensión inducidos por la inflexión de lozas bajo su propio peso.

Se den las siguientes ecuaciones para la deflexión vertical máxima y el esfuerzo de tensión máximo de una loza de techo, delgada recubierta por otras lozas más gruesas.

$$\delta_{max} = \frac{\gamma l^2}{32Et^2} \quad (19)$$

$$\sigma_{tmax} = \frac{\gamma l^2}{2t} \quad (20)$$

δ_{max} = deflexión vertical máxima en centro de la luz de la loza.

σ_{tmax} = esfuerzo de tensión máximo en el punto alto cerca de los pilares.

γ =peso unitario de la roca.

E= módulo de la elasticidad d la roca.

L = luz de excavación cámara.

T = espesor de la losa del techo.

Cuando una losa relativamente gruesa y está cubierta por losas más delgadas, en el caso la profundidad por un peso unitario ajustado como sigue.

$$\gamma a = \frac{E_1 T_1 (\gamma_1 T_1 + \gamma_2 T_2 + \dots + \gamma_n T_n)}{E_1 T_1^3 + E_2 T_2^3 + \dots + E_n T_n^3} \quad (21)$$

Si la losa del techo está sometida una presión uniformemente distribuida debido por ejemplo a la presión del agua subterránea y losas superiores, la deflexión máxima y el esfuerzo máximo se aumentan como sigue:

$$\delta = \frac{\gamma l^2}{32 E t^2} + \frac{P l}{32 E t^2} \quad (22)$$

$$\sigma_{tmax} = \frac{\gamma l^2}{2 t^2} + \frac{P l^2}{2 t^2} \quad (23)$$

2.10 Energía y estabilidad , sin embargo , otros factores de distintos niveles de esfuerzos inducidos y de resistencia del macizo rocoso que tiene una influencia sobre la excavaciones subterráneas , la posibilidad de una inestabilidad local o de un colapso súbito en una mina presenta cuando la energía de deformaciones almacenados localmente en una estructura rebosa la energía la energía total y este concepto básico gobierna los debilitamientos , estudio se basa en publicaciones , se supone que la roca encajonante es continua (linealmente elástica) y los pilares tiene un comportamiento variable (no lineal – plástica).

Interacción esfuerzo cámara y pilar, consideremos una situación que se muestra en la figura N° 2.5.



Figura N° 2.5: Interacción de cámara y gata.

Fuente: Obert y Duvall (1968).

En la que uno de los pilares de la excavación es reemplazado por una gata hidráulica, si la carga inicial de gata es P_0 y luego se descarga lentamente para simular el colapso real, donde la carga P caerá y el techo y el piso convergerán.

Mientras el techo permanece intacto (rango elástico), la curva que relaciona la fuerza del gato y la convergencia.

Si se reemplaza la gata por el pilar, la deformación del pilar corresponderá a la contracción lenta del gato y dependerá de la fuerza ejercida sobre aquel por el techo y el piso como se muestra en la figura N° 2.5.

Relación del índice de calidad para túneles Q , con el comportamiento de la excavación subterránea.

Barton, Lín, Lunder (1968), acondicionan un elemento cuantitativo adicional denominado “ la dimensión equivalente de la excavación por una cantidad llamada “ relación de soporte de la excavación “ cuyos siglas en inglés (ESR: excavación support Ratio).luego.

$$D_e = \frac{\text{Ancho de la excavacion, diametro o altura(m)}}{\text{relacion de soporte de la excavacion ESR}} \quad (24)$$

Relación de soporte de la excavación ESR y se muestra en la tabla N° 2.2. que tienen relación con el tipo de excavación a lo cual se dará un estabilizado sea hasta que el grado de estabilidad se le puede dar. Barton (1968).

Tabla N° 2.2: Relación de soporte de la excavación.

Tipo de excavación		ESR
A	Excavaciones mineras provisionales	3-5
B	Excavaciones mineras permanentes	1.6
C	Cámaras de almacenamiento y otros.	1.3
D	Casos de maquina	1.0
E	Estaciones subterráneas	0.8

Fuente: Barton (1968).

Nota: ESR analiza al inverso de ESR empleado en el diseño de taludes.

La relación entre el índice de calidad para túneles Q y la dimensión equivalente de una excavación que se mantendrá sin sostenimiento se ilustra en el anexo b.1.

2.11 Método empírico para diseñar aberturas subterráneas (cámaras).

Está basada en la experiencia en base al terreno para darle una condición máxima o mínimo de espacio de acuerdo a los requerimientos de operación con respecto a la eficiencia del método de explotación, para ello la geomecánica un rol importante para la calidad macizo rocoso como se indica.

- La clasificación geomecánica propuesta por Bienawski (1968); de clasificación RMR (rock mass rating).

- La clasificación geotécnica propuesta por NGI (Norwegian geotechnical institute) de nominado índice de Q desarrollado por Barton (1999).
- La caracterización del macizo rocoso modificado MRMR (Modified rock mass rating) de la propuesta original de Laubscher (1998).
- La modificación del método de estabilidad grafica propuesta por Mathews (2009), en donde se considera el número de estabilidad N a partir de Q modificado.

El NGI que propone en sistema de caracterización Q, para túneles de macizo rocoso para en sistema de soporte, en concordancia a Barton etal,(1968) propone el espacio máximo sin soporte se estima a partir de la ecuación .

$$\text{Máximo SPAN} = 2ESRQ^{0.4}; \text{ donde} \quad (25)$$

ESR ratio de excavación con soporte no ≥ 3 .

Como se puede tener en la figura 2. 6 De la relación entre el SPAN y la valoración por el índice Para distintos factores de seguridad sistema del ratio del macizo rocoso en la minería, desarrollado por Laubscher (2002), en bases alas experiencias estudiadas chile, canada,USA y Sudáfrica en base MRMR y el radio hidráulico HR sostiene la determinación por el método modificado grafico de estabilidad , donde se usa el factor Q, como:

$$N^1 = Q \cdot A \cdot B \cdot C; \text{ Donde;} \quad (26)$$

Q=Índice de tandero del macizo rocoso.

A= Factor de esfuerzo de la roca.

B= factor de ajuste respecto a la orientación de fracturas.

C= factor de ajuste por la gravedad.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \quad (27)$$

El efecto de la deflexión de la cavidad subterránea cuando se trata de rocas que tienen planos de sedimentación y foliaciones, como el caso de pizarras y filitas., son propuestas por Hutchinson, Diederich (2003), el análisis con respecto al punto medio de la loza de la cámara se tiene en la figura N° 2.6.

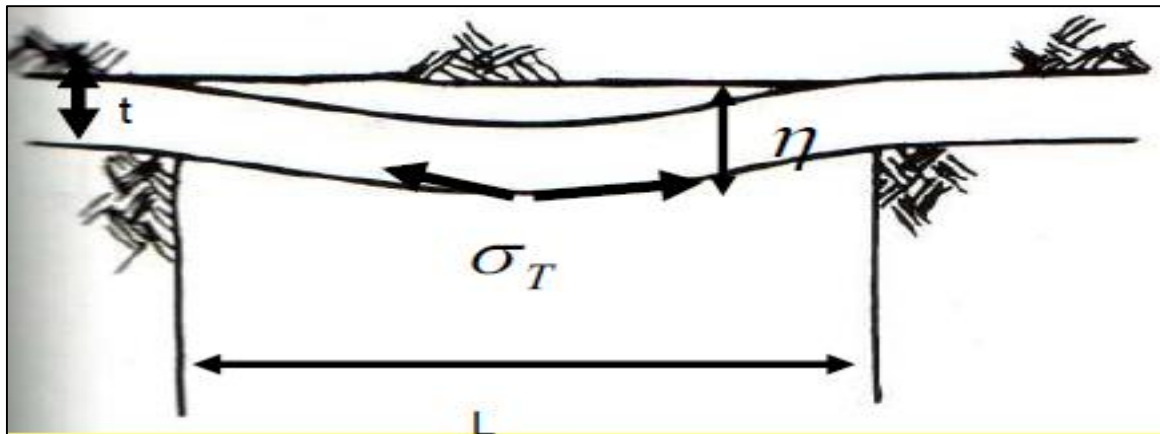


Figura N° 2.6: Estado tensional de la compresión y tracción en la loza.

Fuente: Hitchinson Y diercherich.

En el caso indicado de la estabilidad de la excavación depende de:

- Correcta interpretación de la interpretación geológica estructural.
- Identificación potencial bloques y cuñas.
- Análisis de estabilidad de bloques y cuñas con relación a la dirección de la excavación.
- Análisis de refuerzo requerido por bloques y cuñas.

2.12 Estabilidad de cámaras utilizando el método grafico de estabilidad

La relación entre el esfuerzo vertical y horizontal se define por la constante de la actividad tectónica que esto está en función de la evolución que han tenido las rocas en el tiempo y la actividad tectónica circundante, por lo tanto:

$$\sigma_z = \sigma_3 \quad (28).$$

$$\sigma_{Hz} = \sigma_2 = \sigma_1 \quad (29).$$

$$\sigma_z = \lambda 10^2 H \quad (30).$$

$$\sigma_{hz} = k \sigma_v \quad (31).$$

El diseño de cámaras o caserones se realizaban con la metodología de Mathews (1981), quien incorpora una relación entre la estabilidad del macizo rocoso y el tamaño /forma de la excavación de lo realizado; son métodos no rigurosos, simples de usar como:

- Gráfico de estabilidad de Mathews (1981).
- Gráfico de caving de Laubscher (1987).

Método de grafico de estabilidad, se acepta en el mundo para el diseño subterráneo y se usa el modelo siguiente:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \quad Q \text{ Modificado} \quad (32).$$

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \quad Y \text{ el número de elasticidad} \quad (33)$$

$$N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C; \text{Donde} \quad (34)$$

Q' = es el índice de la roca Deere (1964, NGI).

A = es el ajuste por el esfuerzo inducido.

B = es el ajuste por estructuras interceptando la pared a estudiar.

C = es el ajuste por orientación de la excavación.

La forma de las excavaciones está condicionada según su regularidad al radio hidráulico (RH), y el factor de radio (RF); se aprecia en la figura 2.7.

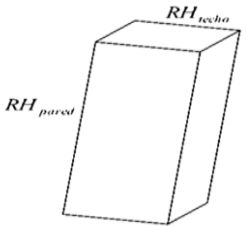
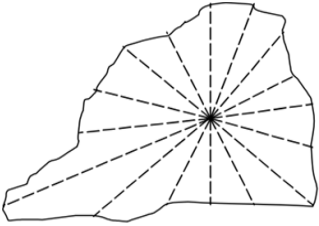
Radio hidráulico	Factor de radio
	

Figura N° 2.7: Forma de excavaciones.

Fuente: Mathews (1981).

$$RH = \frac{area}{perimetro} \tag{35}$$

$$RF = \frac{1}{\frac{2}{n} \sum_{\theta=1}^n \frac{1}{r_{\theta}}} \tag{36}$$

Las excavaciones subterráneas también están sujetas a los efectos de relajación como se muestra en la tabla N° 2.3.

Tabla N° 2.3: Efectos de relajación.

Tipo de relajación	factor A
Relajación parcial: uno de los esfuerzos principales <0.2 Mpa.	1.0
Relajación total : al menos uno de los esfuerzos principales <0.2 Mpa.	0.7
Relajación tangencial: al menos un esfuerzo principal <0.2 Mpa y paralelo dentro de 20° respecto a la pared de la cámara.	0.7

Fuente: Mathews (1981).

Legenda:

- Los esfuerzos principales se estiman a la mitad de la superficie utilizada considerando 3D.

- Modelo 2D pueden ser utilizados si el largo /ancho mayor a 5.
- Se considera tanto el Angulo entre la dirección del esfuerzo y el manto (Angulo incluido).

2.13 Factor de ajuste por orientaciones de estructuras

Se ajusta el número de estabilidad de acuerdo a la orientación rumbo y mapeo de las estructuras con respecto al plano de estudio se muestra en la tabla N° 2. 4.

Tabla N° 2. 4: Factor de ajuste por de estructuras.

Orientación respecto al techo	Factor B	Orientación Respecto a la pared
	1.0	
	0.8	
	0.4	
	0.3	
	0.5	

Fuente: Mathews (1981).

2.13.1 Gravitacional.

Mayor inclinación, menor tendencia a que ocurra un deslizamiento de cuñas preformadas se muestra en la figura N° 2.8.

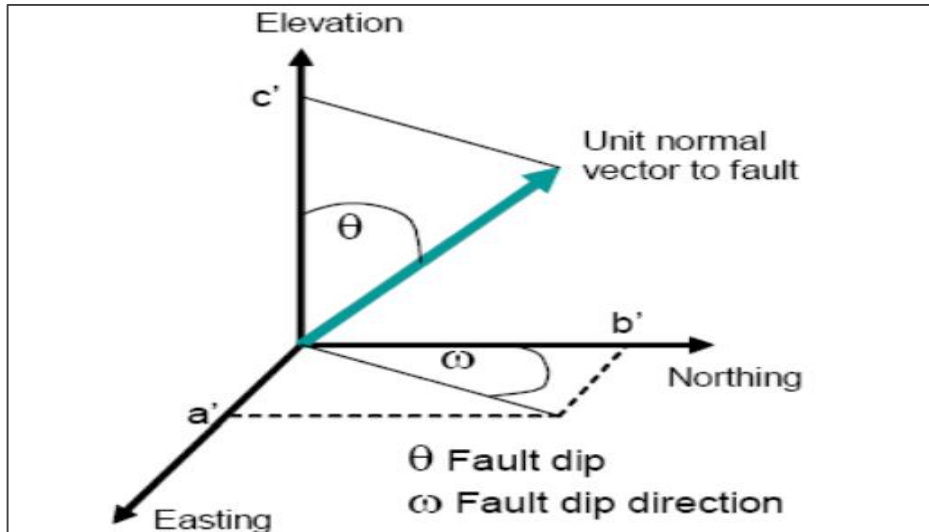


Figura N° 2.8: Representación de inclinación en forma vectorial.

Fuente: Mawdesley, etal, (2000).

$$A = \sin \theta \sin \omega$$

$$B = \cos \omega \sin \theta$$

$$C = \cos \theta$$

De manera que el factor gravitacional C se obtiene.

$$C = C_0 \cos \theta.$$

θ = manto desde la posición horizontal.

Factor de ajuste por efecto de fallas o fracturas.

Mayores; este efecto se da en forma local adecuada orientación de la excavación.

$$N = Q \cdot ABCF \quad \text{dónde} \tag{41}$$

N_f = número de factor de falla o fractura mayor.

F = - factor de falla.

$$A = 1.$$

$$F = 0.01 - 1. \tag{42}$$

Para Sourineni,etal (2001). Se tiene:

- Fallas interceptando un cacero en su base Angulo incluido menos a 70 °.
- Fallas interceptando casero o cámara en la mitad si el Angulo<40°.
- Distancia de la falla-cámara< 0.3 H.

Predicción usando probabilidades de la falla. Según MAWDESLEY, etal, (2000). Se habló de probabilidad de estar en algunas de los estados.

1. Estable.
2. Falla/falla mayor.
3. Caving.

Probabilidad p.

$$P = \frac{1}{1+e^z} ; \text{ Además} \quad (43)$$

$$z = 2.96 - 1,44 \ln RH + 0,79 \ln N \quad (44)$$

S= área/perímetro.

Ver el grafico correspondiente en el anexo b.1 de cálculo de probabilidad de falla.

Mecanismo de Caving, se da por los siguientes estados que actúa la gravedad.

1. Desconfinamiento o caving gravitacional inducido por discontinuidades fallas o fracturas.
2. Esfuerzo caving, el cual envuelve la falla de corte en discontinuidades y fracturamiento de la roca.
3. Subsistencia por caving
4. Simplemente no se da fenómeno caving.

2.14 Aspectos de riesgo y digresión en el diseño de labores subterráneas.

Un método de explotación o sistema asociado a la explotación del yacimiento depende de muchos factores asociados a la explotación de yacimiento con su naturaleza,

mineralización forma, extensión, propiedades geomecánicas y de consideraciones técnico- económicos Muñoz del Pino (2002).

2.14.1 Cámaras y pilares.

En la explotación se excava el mineral todo lo que se pueda, Las dimensiones de las cámaras y pilares dependen de la estabilidad del techo y en el mineral mismo la potencia del yacimiento y el empuje de área extraer el máximo mineral sin poner en peligro en las condiciones de trabajo. El mineral que queda en los pilares puede ser extraído por despilamiento como una operación final en la mina, pero general se considera como como una operación final en la mina, pero por lo general se considera como no recuperable.

Las aplicaciones del método esta dado en:

- Yacimientos horizontales o con poco buzamiento máximo de unos 30°.
- Yacimiento en que la roca tenga una estabilidad aceptable en el techo y mineral.
- El método es el único que es práctico para explotar o extracción y tiene un potencial de causar daños a las personas y el medio.

2.14.2 Tipos de riesgos

a) Riesgo de diseño, son aquellos que se deben ser considerados, cuando se selecciona el método de explotación y que tienen que ver con las labores de preparación y explotación y transporte y que tienen que ver con la proyección de labores equipos y componentes en general.

- Ventilación.
- Fortificación.
- Diseño de labores que hay que considerar estructura geológica y estabilidad de pilares y cámaras.
- Forma y dimensiones de las labores.
- Atender a la normatividad.

- Señalización de fácil comprender.

b) Riesgo de operación, está relacionado a generar un accidente en factor humano, mecanización y aspecto ambiental. Los riesgos de operación minera como consecuencia del método aplicado están relacionados a la perforación de rocas y voladura de carguío de mineral, transporte y servicios auxiliares.

2.14.3 Sistematización geomecánica de rocas, toda la excavación subterránea, es una estructura extremadamente compleja, donde no siempre el ingeniero tiene los datos necesarios para diseñar la adecuadamente, la mayoría de los técnicos o herramientas teóricas solo le permiten estudiar o simular el comportamiento de una variable en particular, pero no a la influencia de varios parámetros simultáneamente como ocurre en la realidad. Muñoz del Pino (2002).

De aquí el importante papel que se juega el criterio ingenieril, la experiencia práctica del diseñador y la importancia de asimilar determinadas condiciones del problema en estudio al de otros lugares, a través en su sistema común de clasificación y caracterización de las rocas. En la actualidad existen diversos sistemas de clasificación de rocas y las más usadas en el ámbito de ingeniería:

- Sistema Q (Rock Mass Quality).
- Sistema RMR (Rock Mass Rating).
- Sistema RMS (Rock mass Strength).
- Sistema de LAUBSCHER (MRMR).
- Sistema Deere (RQD).
- Sistema GSI (geología, Strength índice).

2.14.4 Riesgos asociados al diseño del método de cámaras y pilares

Para el diseño se debe tener las siguientes consideraciones los aspectos:

- Factor de seguridad no debe ser mayor a 1.5 o menor de 1.0 teóricamente se produce inestabilidad del pilar.

- Techo y mineral deben ser firmes. Los pilares se dejan en la roca mineralizada.
- Si el techo es frágil o quebradizo, obliga dejar un pilar de techo en mineral.
- Piso firme permite diseñar pilares delgados y que no se hundan.
- Galerías pilotos (frontones) permiten un circuito de ventilación más inmediato.
- Pendiente para equipos máximo $s=10\%$.
- Control del techo: Condiciona el diseño del pilar.
- Caserón más grande a cámara as ancha convenientemente se diseña con SPAN o máxima luz.
- Unión de galerías paralelas entre los cuales quedan los pilares.
- Planificar las voladuras en función de los pilares y lugares de cierre.
- Recuperación de pilares y techo.
- Control del área y los accesos al sector del hundimiento y sobre la forma como se produce el desprendimiento de la losa del techo.
- Protección del techo contra formación de bóvedas o salonamiento.

2.15 Marco conceptual

2.15.1 Ancho mínimo para la explotación

El ancho mínimo horizontal que permite explotar una veta o un manto, de acuerdo al equipo que se utiliza, en este caso el ancho mínimo de una veta es menor que el ancho mínimo de minado por lo que durante la explotación al tajo correspondiente tiene que ampliarse a este ancho mínimo ocasiona una dilución, lo cual también pueda darse en el caso de un manto que una explotación de mineral de alto contenido para evitar una dilución es preciso realizar una explotación selectiva para evitar la dilución a través del circado que puede ser llevado en el piso o en el techo de acuerdo a las características de la mineralización y de la resistencia de la roca encajonante.

2.15.2 Cámara o salón minero

Corte o excavación de un sector de una mina subterránea o excavación subterránea por donde se lleva una explotación gradual e equilibrada de un depósito mineral sea en veta, manto o masivo, las cámaras pueden ser simétricas o asimétricas dependiendo de la regularidad de la mineralización, la altura está en función de la potencia del material a minarse y en gran parte de la geomecánica de las rocas en la que se va practicar la excavación.

Cualquier excavación de una mina subterránea diferente a las labores de desarrollo y preparación de destinados a la explotación resultan los espacios vacíos a la que genéricamente se les denomina el concepto de cámaras subterráneas.

2.15.3 Datum geomecánico

Es un nivel de experiencia arbitraria o sistematizada a partir de la cual se evalúan y se controlan y se corrigen las medidas relacionadas al muestreo de zonificación, caracterización, estado de esfuerzos y deformación de las rocas y/o macizo rocoso objeto de estudio o seguimiento en la superficie o en interior de mina o labor subterránea.

También en la manera sistematizada como el geodésico de definición local o regional, realizado a partir de un punto de control asociado a coordenadas UTM en cualquiera de los sistemas geodésicos establecidas.

2.15.4 Estallido de la roca

Ruptura o falla repentina o violenta de una masa rocosa, que sucede en las paredes de una cámara galería o túnel, ocasionada por:

- Concentración de esfuerzos por sobrecarga en el techo de la labor o en caso de los pilares posiblemente diseñados.

- Concentraciones de esfuerzos de confinamiento en el caso de excavaciones profundas en donde la presión petrostática es bastante alto lo que da lugar al fallamiento instantáneo con liberación o alivio de la concentración de esfuerzos.
- Concentraciones de esfuerzos por efecto de la dilatación por el grado geotérmico en la profundidad ya que el incremento por cada 100 metros en profundidad se incrementa en promedio de 3°C, dependiendo de la cercanía de la zona de carácter geotérmico a los que se encuentran en zonas de actividad volcánica.
- Concentración de esfuerzos por efecto de la tensión o esfuerzo efectivo por la presión del agua intersticial de los poros que ha llegado a un valor donde supera a la resistencia a la compresión de la roca esta se da en una liberación o concentración de presión hidráulica que supera ampliamente a la resistencia de la roca produciendo el estallido de la roca.

2.15.5 Estratificación y estratigrafía.

Es la estructura o arreglo en capas de una roca determinada (pizarras, esquistos etc.), es un proceso de deformación y acumulación diferenciada por la textura en el caso de las rocas sedimentarias, originado por los cambios en naturaleza de los materiales que han sido depositados en las condiciones del medio ambiente de sedimentación.

La estratigrafía es la descripción y estudio de todo los cuerpos que conforma la corteza terrestre o litolito y su organización en unidades mapeables, distinta y útiles para los fines de diseño de la excavación en roca sedimentaria y se establece la diferenciación en relación especial, de tiempo y de este modo su definición a partir de la historia geológica y los componentes que se conocen como estratos caracterizados por las propiedades litológicas particulares y los atributos de mecánica de rocas se distingue por las capas adyacentes.

2.15.6 Modelamiento geomecánico.

Es una abstracción de la realidad, generalmente es estructurado como un conjunto de formas y procedimientos para sistematizar una información en 2D Y 3D, que puede ser fácilmente analizadas para ayudar a resolver problemas de la relación de las rocas encajonantes y la del propio del yacimiento que mineral para resolver problemas de planeamiento y diseño de minas o más específicamente diseño de excavaciones mineras. O también se les puede presentar a partir de modelos analíticos o numéricos constituidas en ecuaciones, o también derivan de datos con respecto a un Datum , esta se les caracteriza por sus propiedades , esfuerzos o deformaciones que asocia en una sistematización de datos que sirven para diseño de tajos en masa rocosa.

2.15.7 Permeabilidad del macizo rocoso.

Es la capacidad de una materia de roca para transmitir fluidos. Permeabilidad (k) es la capacidad de una roca para que un fluido, fluya a través de ella y se mide en Darcy , que es la permeabilidad que permite a un fluido de un centipoise de viscosidad de fluir a una velocidad de 1 cm/s, a una presión de latin/cm. La ley de Darcy solo es válido cuando no hay reacciones químicas entre el fluido y la roca, cuando hay una fase que rellena los poros, la permeabilidad es después de la porosidad el segundo factor importante es la presencia de fluido para que se produzca un almacenamiento potencial que contribuya de manera indirecta sobre la resistencia de la roca.

2.15.8 Pilar, pilote o soporte

Bloque sólido de mena o estéril o de roca dejado en lugar para que cumpla las condiciones de soporte en base a un área de contribución sustentable para la seguridad, que dan de manera sistematizada y de formas regulares o también de manera no sistematizada atiende a la ocasión de salvar el aspecto de equilibrio de la excavación por respecto a los cámaras y la carga impuesta por presencia de materiales rocosos suprayacente y en piso de material que infrayace.

2.15.9 Subsistencia y hundimiento

Es el desplazamiento hacia debajo de un terreno o estrato y este haya en 2D o 3D que se denomina hundimiento se vuelve problemático, si en zonas donde existe infraestructuras en plata formas, almacenes, carreteras o edificaciones y puede ser causado en la estructura produciendo desplazamiento, corrimientos y deslizamientos especial mete si las rocas del subsuelo son de correcta plástico, la subsidencia progresiva regular con sacudidas por liberación de energía durante periodos largos hace que el colapsamiento los cupos o zonas sea una talla con la que termina este proceso.

Tipos de ambiente geotectónico y geomecanico se refiere al conjunto de procesos naturales particularmente de tipo geológico que registra en una zona o región de la súper extraterrestre que determinan la condición de formación de cuerpos de roca y de la estructura o rasgos tectónicos y de mineralización asociados a los mismos.

2.15.10 Vida útil geotécnica

Es la vida útil de una estructura en la cual se realiza excavaciones que, en un lapso de tiempo según su característica, propiedades presencia de agua, puedan colapsar, sin embargo, esta condicionalidad es preciso aplicara las estructuras realizadas con forma artificial que de acuerdo o los mismos que en su diseño han sido precisados con alguna condición probabilística de fallamiento zona lito estratificada

Unidad lítica y estratificada de manera natural que puede incluir una capa por cada vez o es miembro de una formación o parte de la misma.

2.16 Hipótesis de la investigación

2.16.1 Hipótesis general

La determinación sistemática de los parámetros de la caracterización del macizo rocoso, permitirá Optimizar el diseño de espacios subterráneos y soportes con pilares a partir

de los parámetros geomecánicos que permitiera una explotación racional en la mina San Francisco de ASIS- Rinconada.

2.16.2 Hipótesis específica

La Sistematización del manejo de la información de la caracterización del macizo rocoso en pizarras sobre un modelo que permita un diseño eficiente en el dimensionamiento de los cámaras y /o pilares a través de la modelización geotécnica.

La determinación de los espacios máximos en cámaras mediante el modelamiento SPAN permitirá una explotación óptima en base a un plan de minado que maneje adecuadamente el aspecto de seguridad y el impacto al ambiente de la mina.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Tipo y metodología de investigación

La metodología de la investigación usada es tecnológica porque brinda las pautas necesarias para resolver problemas de la realidad y que tiene una base empírica porque esta aplica los conocimientos teóricos de la ciencia a la práctica adoptando el método experimental en la solución de problemas en forma sistemática, la metodología de investigación en el campo tecnológico demanda la naturaleza de los fenómenos en el campo de la ingeniería ya que consolida la investigación empírica aplicable a la solución de los problemas surgidos como consecuencia de su misma implementación y perfeccionamiento.

Para el procedimiento de los datos obtenidos de las mediciones efectuadas, así como de los ensayos que se usará la estadística deductiva o descriptiva para la organización, resumir y describir para que sus características de macizo rocoso sean evidentes con uso de técnicas gráficas o numéricas y también de la de la estadística inductiva o inferencial para usos de la teoría de probabilidades y poner de manifiesto la confiabilidad con lo que se realizarán los diseños de los espacios subterráneos en el macizo rocoso del área de estudio.

Respecto a la muestra, que viene hacer su selección en cuanto al tamaño, esta e estará relacionado a toda la población o sea al área en conjunto donde se realiza la explotación del recurso aurífero, esto garantiza que el estudio estará en función a los Parámetros que caracteriza a la población esto con la finalidad de recoger, organizar y analizar los datos para establecer la validez y forma de análisis más integral.

Tipo de estudio que se realizara cuantitativo-descriptivo –aplicativo.

3.1.1 Métodos de investigación de los parámetros geomecánicos

La investigación geo-mecánica proporcionan información importante de carácter básico con respecto al método del modelamiento de carácter geológico y geo mecánico, por consiguiente en el trabajo de investigación asido necesario realizar primera mente la investigación en el terreno in-sito, pruebas de laboratorio y trabajos de gabinete utilizando las técnicas adecuadas de acuerdo al diseño de los espacios subterráneos y soportes de manera genérica para luego aplicar al caso específico de como cámaras y pilares.

3.2 Población y muestra

A) Población

La población de estudio se realizó en U.E.A, Santa María –la Rinconada.

B) Muestra

Las muestras se realizaron en las labores de explotación denominados labor GZ1 y labor GZ2 con una longitud de 1050 metros, sección de 3.5 x 2.20 m. Perteneciente a la mina san francisco de Asís I.E.R.L.

3.3 Operacionalización de variables

3.3.1 Variables

a) Variable independiente

Parámetros geo-mecánicos del macizo rocoso en la U.E.A., Santa María – La Rinconada, observar Cuadro.

b) Variable dependiente

Diseño de espacios subterráneos y soportes de la U.E.A., santa María – La Rinconada, observar cuadro N° 01.

3.4. Operación de variables

Cuadro N° 01: Operacionalización de variables.

Variables	Dimensiones	Indicadores	Categoría	Índices	Instrumentos.
V.I.	Parámetros geomecánicos.	Caracterización del macizo rocoso.	Zonas GZ1 Y GZ2 Y dominios geotécnicos.	ESR, RMR, GSI Y Q.	Brújula, esclerómetros, martillo Smidh, flexómetro.
V.D.	Diseño espacios subterráneos y soportes.	Tipo de roca.	SPAN y soporte.	Factor de seguridad.	Pilares y cámaras.

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

3.3 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Las técnicas son prácticos y que se van aplicar en el campo como; caracterización del macizo rocoso, la medición, observación, análisis estadístico inferencial, sistematización y modelamiento de diseño.

Instrumentos de recolección de datos son:

- ✓ Brújula marca Brunton.
- ✓ Distancio metro marca Leika.
- ✓ Esclerómetro marca Proeti.
- ✓ Flexo metro milimétrico marca Tools.
- ✓ Picsa.
- ✓ Wincha de 50 m.

- ✓ Cordel.
- ✓ Eclinómetro.

Equipos de utilería para registrar los datos tomados en campo son:

- ✓ Tableros acrílicos A4.
- ✓ Formatos de registro.
- ✓ Planos topo Figuras.
- ✓ Ábacos y tablas.
- ✓ Libretas de campo.
- ✓ Lapicero.

Muestra para ensayo y equipos de ensayo de rocas son:

- Sonda saca testigos.
- Cortadora de disco diamantino.
- Balanza electrónica con precisión a 0.01 g.
- Equipo de compresión uniaxial.

3.4 Procedimiento de recolección de datos

Las investigaciones constituyen en las zonas alta (GZ1) y zona baja (GZ2), en las labores de explotación, la parte esencial de los estudios geológicos, geotécnicos y geo-mecánicos que son necesarios para el proyecto de investigación de diseño de espacios subterráneos y soportes a partir de los parámetros geo-mecánicos para la explotación óptima. De ellos obtenemos las características y los parámetros del macizo rocoso, el objetivo del estudio del área es conocer y sistematizar los datos para poder diseñar las labores y optimizar los soportes.

Para el presente estudio se realizaron los siguientes trabajos en área de estudio.

- a. Mapeo geológico.
- b. Mapeo estructural.
- c. Mapeo geotécnico.

- d. Identificación de fallas.
- e. Determinación de RQD.

3.5 Procesamiento de datos.

La realización de ensayos nos permitió obtener datos de características físico mecánicas del macizo rocoso de la zona de estudio GZ1 Y GZ2.

Ensayos realizados en laboratorio.

Los ensayos realizados en gabinete de mecánica de rocas de cada uno de las litologías de la muestra del macizo rocoso son:

- Determinación de la densidad.
- Ensayo compresión uniaxial (UCS).
- Ensayo carga puntual.

3.5.1 Modelamiento en software

El modelamiento de datos se realizó en el programa de Rocsciense.

3.6 Interpretación de datos de la investigación.

Permitir que la investigación pueda ser comprendido en función al experimento y adecuación a los modelos en uso de los materiales y permitir a su vez descifrar el procedimiento metodológico para.

- Validar los métodos que se usan en el trabajo.
- Que las sugerencias puedan propiciar investigación adicional.
- Hacer que el conocimiento sobre la importancia de la geomecánica en el diseño de óptimos en excavaciones subterráneas.

Permitir que los profesionales del área puedan evaluar lo que en la metodología y en el método plásmelos conocimientos producidos y que puedan servir para nuestra realidad, así mismo:

- Determinar si las conclusiones tienen validez para el contexto de su operación.

- Determinar o una vez que si los hallazgos son aplicables a otras realidades que tienen semejanza parcial o en gran parte para su réplica.

Permitir que en si los hallazgos y las réplicas de aplicación de ensayos, caracterización y modelaje constituyen el plano más acercado del proceso descriptivo de la investigación la misma que sigue un orden cronológico en función al requerimiento y propuesto de acciones mostrado en el proyecto de trabajo.

Además, que se describen los materiales, aparatos y equipos usados complementado fundamentalmente por los procedimientos normados para conseguir la data correspondiente.

3.6.1 Caracterización de la masa rocosa

3.6.2 Mapeos geotécnicos

Para la caracterización del macizo rocoso de la zona de estudio, a partir de las exposiciones de las rocas de las labores subterráneas fundamentalmente el método consiste en realizar mediciones sistemáticas de las discontinuidades, presentes en cada estudio. (Ei), realizándose para ello las estaciones de medición para cubrir el área de estudio.

Los parámetros de observación y medición como acopio de datos para el procesamiento de la información geomecánica, a través de métodos de mapeo geotécnica más confiable y son de carácter convencional y comprensión.

- Método en línea en detalle, en labores de carácter lineal.
- Método de celdas de detalles, en labores de explotación tajeos principalmente.

Los parámetros son sugeridos por las normas de ISRM (Brown,1981); en el anexo B se presentan los formatos de mapeo de la zona Alta (GZ1) Y zona baja (GZ2) para caracterizar el macizo rocoso de los correspondientes de área de estudio.

3.6.3 Sistematización de las discontinuidades

Para establecer este aspecto sistémico de las discontinuidades de carácter primario como pliegues y fallas de carácter singular como son las fracturas, el procesamiento de data se realizó a través de la sistematización regionalizada en 2D del estereogramas denominado en geomecánica como la proyección de estereograma utilizando la versión reciente de la programa DIPS versión 5.1 de la Rocscience Inc (2004) resultados se muestran en figuras N° 3.1, 3.2 y 3.3. Los respectivos estereográficos, dispersión de polos, entornos y círculos máximos y en diagrama de rosetas.

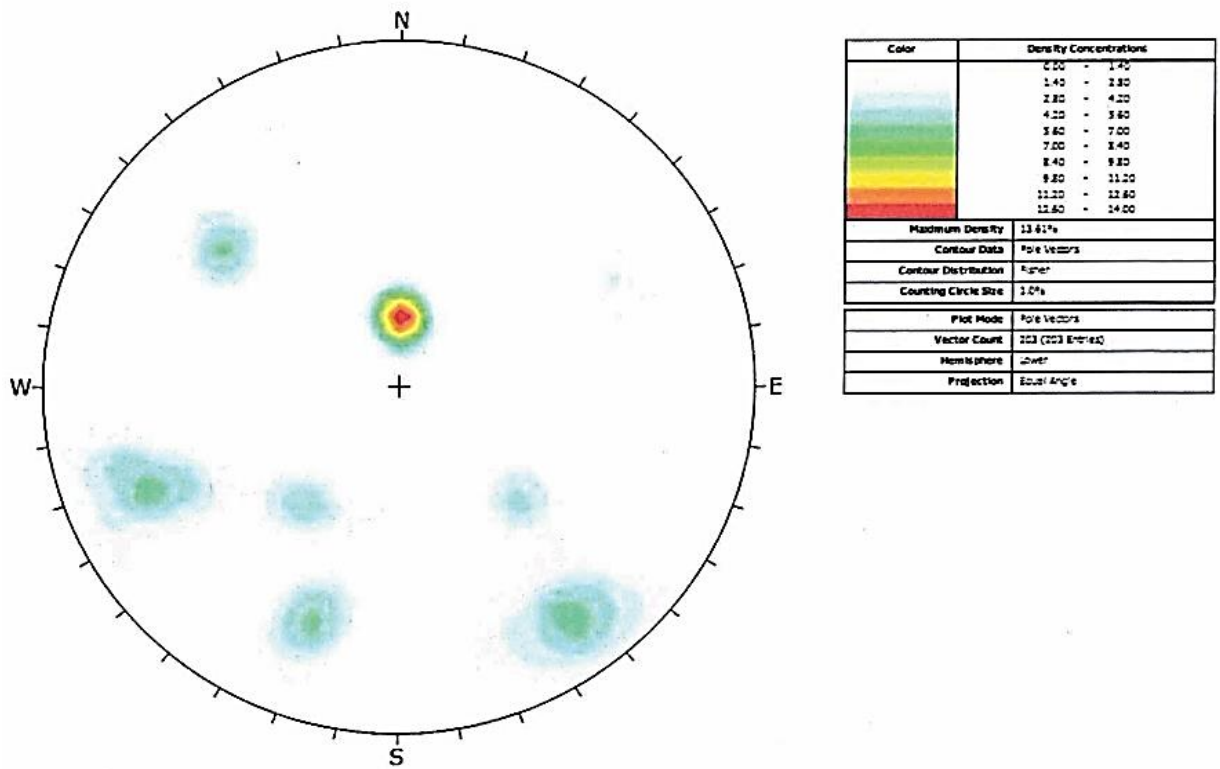


Figura N° 3.1: Diagrama estereográfico de dispersión de polos zona alta y baja.

Fuente: Programa DIPS versión 5.1 de la Rocscience Inc (2004)

El 75% corresponde a las fracturas, el 5% a fallas y el 20% a pseudo-estratos o planos de estratificación y foliación característica en la pizarra sedimentaria y metamórfica y el resto otras discontinuidades (fracturas calcitizadas o silicadas).

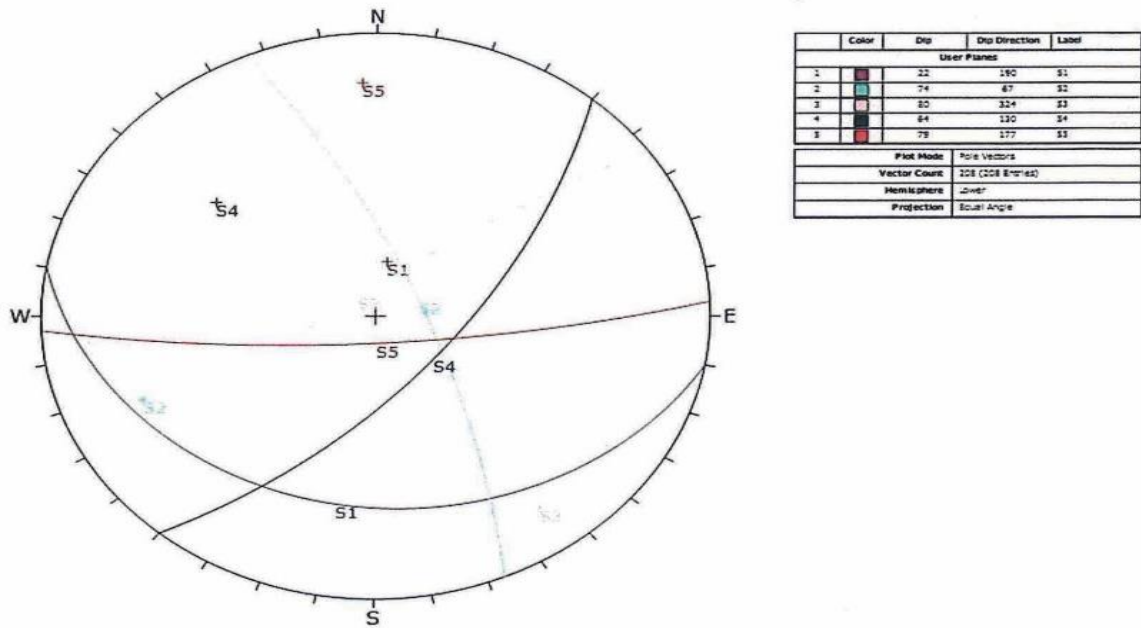


Figura N° 3.2: Diagrama estereográfico compuesto de contorno de las zonas GZ1 y GZ2.

Fuente: Programa DIPS versión 5.1 de la Rocscience Inc (2004).

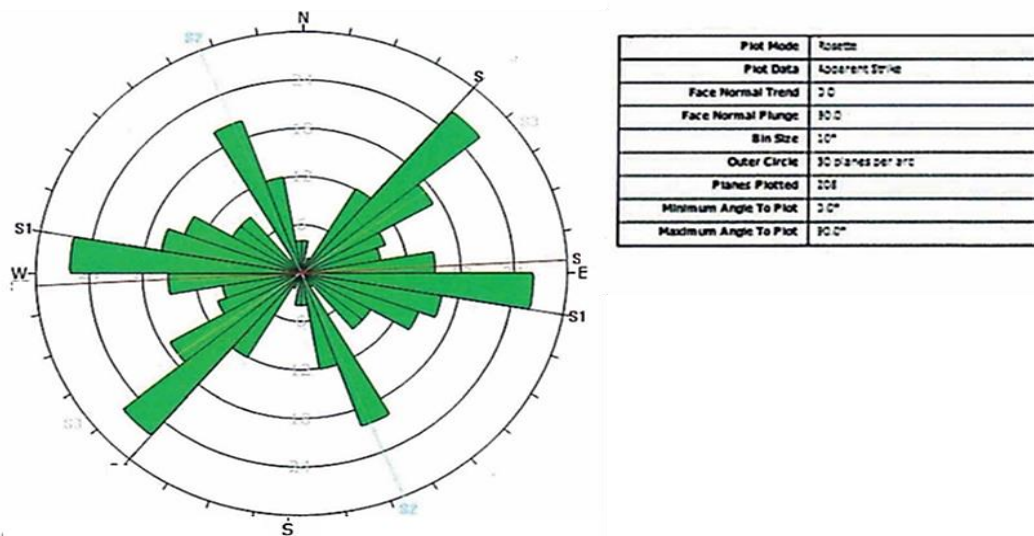


Figura N° 3.3: Diagrama de roseta del mismo compuesto de discontinuidades estructurales zona GZ1 y GZ2.

Fuente: Programa Dips versión 5.1 de la Rocscience Inc (2004).

De las figuras se puede indicar que hay tres “sets” típicos de discontinuidades estructurales.

Set # 1. El dominio estructural este dado fundamentalmente por fracturas y fallas, tiene una dirección predominante de 45° NE y dirección de buzamiento promedio de 30° , que es expresado en rumbo y buzamiento.

Set # 2. Sigue en importancia conformado por estratos de estratificación como plano, pseudo-estratos y los pliegues con respecto a su eje, que tiene una dirección de buzamiento 320° NE y un buzamiento promedio de 37° que se expresa en términos de rumbo y buzamiento:

Set # 3. En cambio, el menos importante está conformado diaclasas y juntas y que presenta una dirección promedio de 210° que expresado en rumbo y buzamiento promedio de 57° .

3.6.4 Reporte estructural

En realidad, son las características geomecánicas de las discontinuidades, lo que requiere es un tratamiento estadístico y la sistematización correspondiente se tiene en el anexo D.1, en la que se trató de ordenar las observaciones en el terreno según la característica estructural de la zona de minado y labores del acceso y muestreo correspondiente, considerando como sistemas de estructuras geomecánicas.

3.6.5 Fallas y factores importantes

Los tallos y fracturas del Set # 1; tienen espaciamientos que varían de 1 a 10 m. que ocurren fundamentalmente en la formación sandia que son también de yacimiento, en las discontinuidades de observar brechamientos en las cuales se desarrollaron la mineralización aurífera en cuarzo y cuarcita.

De color ahumado a gris, de manera generalidad se puede indicar que estos en su generalidad están rellenos con materiales de brechas, panizo, mineral, carbonatadas, sulfatos y materiales oxidados con espesores variables que van del centímetro a 40cm. Las aperturas son de 3 mm, y el área de influencia de 0.3 a 0.9 m., las caras de la

discontinuidad son lisas o ligeramente rugosas las discontinuidades en su mayor parte son favorables al flujo de agua (humedad, goteo y hasta cachorro).)

3.6.6 Planos de estratificación:

Pseudo-estratificación estas discontinuidades del Set#2 ,que se da en propia formación sandia , de cuál es la sub unidad la mina san francisco en sus dos zonas de GZ1 y GZ2 formado estructuralmente por los planos de estratificación en las rocas pizarras sedimentarias y de falsa – estratificación en los foliaciones o esquistos de las pizarras metamórfitizadas cuyo espaciamento varia de 10cm a 100cm , con persistencia mayores a 100m y presentan aperturas menores a 1cm , con alteraciones magnificas cerca de superficie para escasas más al fondo , condiciones para la filtración favorables pero en su generalidad se presentan secos.

3.6.7 Diaclasas y juntas

Son discontinuidades poco difundidas por lo común se presentan en espaciamentos de 30cm a 80cm con persistencias irregulares que van del 1 a 10m, con aperturas en diaclasas menores al 1mm en juntas van de 1mm a 5mm. Relleno de calcita o sílice de acuerdo a la presencia de agua y de las zonas de mineralización y presentan en algunos casos alteración y en algunos casos alteración y en algunos casos, aunque un tanto común secas.

3.7 Caracterización del macizo rocoso

Para realizar la caracterización hay que realizar la caracterización y clasificación del macizo rocoso geomecanico RMR (Rock Mass Rating o valoración de la masa rocosa) de Bleniawski (1989) el sistema Q de Barton (1974). Y también el uso de GSI (Geological Strength Index) de Hoek y Marinos (2004), para estimar la resistencia del macizo rocoso como medio discontinuo.

Los datos de resistencia uniaxial de la matriz rocosa fueron obtenidos de acuerdo a lo indicado el procedimiento en el ÍTEM 3.10.

Los datos de la calidad roca designado de RQD, son determinados a partir del detalle en línea de discontinuidades utilizando la relación empírica propuesta por Priest & Hudson (1976), teniendo como parámetro la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

$$Jv = \frac{\text{N}^\circ \text{de discontinuidades}}{\text{longitud de medida (m)}} \tag{45}$$

Como se aprecia en la Tabla N° 3.1, que está en función al anexo B y los planos geomecánicos Anexo H:

Tabla N° 3.1: Clasificación del macizo rocoso.

Tipo de roca	Rango RMR	Promedio RMR	Promedio Q	Calidad del masizo rocoso RMR.
Pizarras sedimentarias GZ1	34-77	60	6.5	Bueno Clase II
Pizarras metamórficas GZ2	44-77	70	7.9	Bueno clase II
Pizarras Brechificadas	30-60	50	3	Medio

Fuente: Elaboración propia (2017).

Nota: Los valores obtenidos constituyen los promedios para las pizarras sedimentarias GZ₁ y pizarras metamórficas GZ₂ y la pizarra brechificados que se presentan en GZ₁ y GZ₂.

$$\text{Rango RMR} = D - d.$$

D = Dato mayor.

d = Dato menor.

$$\text{Promedio RMR} = \text{SUM } GZ_1 / n.$$

$$\text{Promedio RMR} = GZ_2 / n.$$

Promedio Pizarra brechificada = $\text{SUM } P_{Bi}/n$.

(Ver anexo B Tabla B.1 (Estadía Geomecánica).

Es necesario indicar que las zonas brechificadas está relacionado a pizarras sedimentarias como metamórficas tanto en la zona de estéril como en la zona mineralizada en ambas zonas de zona baja y alta (GZ1 y GZ2) y según la tabla de las pizarras sedimentarias presentan las mejores condiciones de la calidad de la roca buena y las pizarras metamórficas presenta una calidad regular a buena y las brechas son de calidad regular.

3.7.1 Zonificación del macizo rocoso.

Los criterios de diseño de los espacios subterráneos y dimensiones de los soportes tendrán valides a nivel del detalle por cada uno de los “set” de macizo rocoso que presentan propiedades y caracterización similares formando siempre por delante el aspecto litológico, con arreglo estructural del macizo rocoso.

Además teniendo en cuenta los resultados en el ítem 3.7 de la distribución de las discontinuidades y los resultados de la clasificación del macizo rocoso, en donde los dominios estructurales están asociados a los tipos de roca como son la pizarra sedimentarias y metamórficas y en ambos casos las rocas brechificadas y de acuerdo a ello la zonificación geomecanica realizado , cuyo valores de reportan en la Tabla N° 3.2 y ver anexo D.1, además de los planos Ver anexo H, plano Geomecánico de la mina San Francisco de Asís, referente a la parte geológica y estructural genérica que se da en presente trabajo de investigación.

Tabla N° 3.2: Zonificación geomecánico del macizo rocoso.

Zona de dominio geomecánico	Tipo de roca	Promedio RMR	Clase de roca	Calidad Rocoso del macizo rocoso RMR ₍₈₉₎
A	Pizarra sedimentaria	63	II	Bueno
B	Pizarra metamórfica	70	II	Bueno
C	Brechificada en pizarras	50	II	Medio

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

Nota: Leyenda: A, B Y C para codificar el dominio estructural.

3.8 Propiedades físico-mecánicas de la roca

3.8.1 Resistencias de la matriz rocosa

El parámetro en todo estudio geo-mecánico se debe reportar es la resistencia de la matriz rocosa a compresión simple (USC) y el trabajo no podía ser la excepción, cuyo valor literal es tensión corte y los valores fueron obtenidos por la fiabilidad a través de los siguientes procedimientos que tienen validez para los estudios de rocas como sigue en ÍTEM 3.9.

3.9 Ensayos con el martillo Schmidt

En el proceso de recogida de datos y mapeo del terreno, se ha realizado ensayos de resistencia para el martillo Schmidt obteniéndose valores en los distintos “set” de las rocas de las dos zonas de mina San Francisco de para obtener un valor representativo del área de estudio obteniéndose valores según tipo de roca existentes en el área de estudio que constituyen los dominios de carácter litológico – estructural de la mina, reportándose a la resistencia a compresión uniaxial por rebote de acuerdo a Tabla N° 3.3, según las zonas indicadas en el presente trabajo de investigación.

Tabla N° 3.3: Distribución de resistencia comprensiva con martillo Schmidt.

Ei	Rebote e Schmidt RL		Peso especifico KN/m ³	RCS (MPa)		
	Horizontal	Techo		Horiz.	Techo	Prom.
E ₁₁	45	48	25.0	85	95	90
E ₁₁ + 5	42	45		65	80	73
E ₁₁ + 10	40	45		75	80	78
E ₁₁ + 15	48	50		100	120	110
E ₁₁ + 20	45	48		85	95	90
E ₁₁ + 25	40	45		75	80	78
E ₁₂	47	48	25.5	110	112	111
E ₁₂ + 5	45	47		105	110	108
E ₁₂ + 10	50	53		130	135	133
E ₁₂ + 15	45	47		100	105	103
E ₁₂ + 20	47	48		110	112	111
E ₁₂ + 25	40	45		80	100	90
E ₁₂ + 30	45	47		105	110	113
E ₁₂ + 35	40	45		80	85	83
E ₁₂ + 40	48	50		100	120	110
E ₁₂ + 45	45	48		85	120	103
E ₁₂ + 50	45	47		105	110	108
E ₁₂ + 55	47	48		110	112	111
E ₁₂ + 60	40	45		80	100	90
E ₁₃	45	47		25.6	105	112
E ₁₃ + 5	40	45	80		100	90
E ₁₃ + 10	45	48	85		120	103
E ₁₃ + 15	40	45	80		100	90
E ₁₃ + 20	47	48	105		110	108
E ₁₃ + 25	48	50	100		120	110
E ₁₃ + 30	47	48	110		112	111
E ₁₃ + 35	45	47	100		105	103
E ₁₃ + 40	45	47	105	110	108	
E _{1'}	46	48	24.0	90	95	93
E _{1'} + 5	48	50		92	98	95
E _{1'} + 10	45	46		85	88	87
E _{1'} + 15	50	52		110	115	43
E _{1'} + 20	45	48		85	95	90
E _{1'} + 25	50	53		110	20	115
E _{2'}	45	40	25.1	90	95	93
E _{2'} + 5	50	52		120	122	121
E _{2'} + 10	40	45		75	80	78
E _{2'} + 15	45	48		90	95	93
E _{2'} + 20	48	50		98	118	108
E _{2'} + 25	40	45		75	80	78
E _{2'} + 30	48	49		98	115	107
E _{2'} + 35	42	45		64	79	72
E _{2'} + 40	40	45		75	80	78

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

Nota: Para su determinación se usa la tabla anexo N° E y tabla de peso específico y Resistencia a compresión (Mpa).

Finalmente, para la roca de pizarras brechiticadas el valor promedio de la resistencia a compresión de la roca intacta es de 70.2 Mpa y una desviación de más o menos de 15 Mpa, por una certeza de 80%.

3.10 Ensayos en gabinete de mecánica rocas

Ensayos en laboratorio de mecánica de rocas los ensayos de compresión uniaxial sin confinamiento denominado por sus siglas en ingles USC se efectuaron en el laboratorio de mecánica de rocas de la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Minas, se debe precisar que los ensayos se efectuaron sobre testigos de roca debidamente muestreada en función a la teoría del muestreo geomecanico (geología y geotecnia) dentro de las labores de la mina san francisco atendiendo a la formación en sus diferentes "set- tipo de roca o litología predominante por cada de las zonas, identificados en la Tabla N° 3.4, Se presenta el resumen de los ensayos de acuerdo a litología presente y que tiene relación con las estructuras principales que se denomina dominio geomecánico.

Tabla N° 3.4: Resistencia a compresión simple USC resultado de ensayo de laboratorio.

Tipo de roca "set"	Resistencia a compresión Simple-Mpa.
Zona Alta Pizarra sedimentaria Zona Gz1 y Gz2.	94.5
Zona Baja Pizarra metamórfica Zona GZ2.	104.3
Muestra Pizarra brechificada GZ1 y GZ2.	70.2

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

Nota: Los valores reportados constituyen promedios provienen de la Zona Alta y Zona Baja y las Brechas también de ambas zonas.

Estableciendo para los caculos de diseño se seleccionaron entre valores de resistencia provocada con martillo Schmidt que se muestra en la Tabla N° 3.4 y la de laboratorio realizada como prueba de compresión simple no confinada USC se muestra en la Tabla N° 3. 5, por los diferentes tipos de roca del área de mina en estudio de su zona alta y zona baja.

Tabla N° 3. 5: Resumen de resistencia a compresión simple no confinada de la matriz rocosa.

Tipo de roca	Martillo Shmidt Mpa.	Laboratorio Mpa.	Valor seleccionado Mpa.
Pizarra sedimentaria Zona alta y zona baja	94.5	93.13	94.
Pizarra metamórfica Zona baja	104.3	101.4	103
Pizarra brechificada Sedimentaria/metamórfica GZ1/GZ2	70.2	53.2	62

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

Nota: los valores se distribuyen a partir de valores extendidos por el programa Roc Lab, para C = Cohesión y O ángulo de fricción interna.

3.11 Determinación de la constante “mi” de la matriz rocosa

Otro de los parámetros importantes de la matriz rocosa se contribuye como parámetro a diseño de excavaciones subterráneas y esfuerzos es la constante “mi” de criterio de fallamiento de Hoek y Brown (2002). Este parámetro se determina en función también de la litología que va en función del tipo de rocas mediante ensayos de compresión triaxial y los resultados de los ensayos se presenta resumidamente en la tabla N° 3.6. Donde se reporta directamente los valores de “mi”, para cada uno de los tipos de roca que se encuentra en el área de estudio de la población estadística denominada mina san francisco de rinconada.

Tabla N° 3.6: Constante “mi” de la matriz rocosa.

Tipo de roca	Constante “mi” Huek y Brown
Pizarra sedimentaria zona alta y zona baja	10
Pizarra metamórfica zona baja	10
Pizarra brechificada Sedimentaria/metamórfica	10

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

3.12 Densidad de la matriz rocosa:

Finalmente es necesario reportar el valor de la densidad de la matriz rocosa en la tabla N° 3.7. Por tipos de roca existentes en la mina y en su entorno, cuya determinación se hace de acuerdo a los procedimientos protocolares de la ISRM (1981), en el laboratorio de mecánica de rocas.

Tabla N°3.7: Densidad de la matriz rocosa.

Tipo de roca	Densidad de matriz rocosa Tm/m ³	
	TM/m ³	KN/m ³
Pizarra sedimentaria zona alta y baja	2.63	25.08
Pizarra metamórfica zona baja	2.64	25.08
Pizarra sedimentaria brechificada (calcita)	2.63	25.08
Pizarra metamórfica brechificada (silicata)	2.63	25.08

Fuente: Elaboración propia del tesista (2007).

Nota : Envase a los resultados de laboratorio.

3.13 Resistencia del macizo a través de las discontinuidades.

Desde la concepción de la geología estructural se consideran estructuras a las discontinuidades en este caso fallas, planos de pliegue y fracturas fundamentalmente, por lo que estas últimas estructuras de carácter dinámico en una formación capaces de convertirse en fallamientos, por lo que es muy importante para el diseño de aberturas subterráneas como soporte de manera genérica.

Resistencia a corte de las discontinuidades la resistencia a corte tangencial de las discontinuidades esta rígida por los parámetros intrínsecos de fricción y cohesión establecidos por el criterio de falla Mohr-Coulomb (1951), estos parámetros se determinaron por siguientes ensayos de práctico.

3.14 Resultado del plano indicado.

Para determinar la resistencia a corte del distinto tipo de rocas se efectuaron ensayos en un tablero indicado ("Tiltest"). Sobre testigos de extracción de núcleo para ensayos de compresión simple y se realizaron sobre los tres tipos de roca que constituyen geológicamente el dominio litológico del área de estudio. El resultado se realizó de acuerdo al procedimiento de ensayo está en función a las normas de la ISRM (1981) y de la norma internacional ASTM.

Los resultados indican que, por su agrupamiento a la distribución normal sin riesgo para este caso de pizarra sedimentaria, tiene en valor promedio de ϕ , para una desviación de más o menos de 2° , para un 85% de certeza.

Los resultados para las pizarras de tipo metamórfico tienen un valor promedio de 30° con un desviamiento menos de 2° con 80% de certeza. A la comparación de datos genéricos en tablas de fricción, podemos indicar que está en los rangos, respecto al tercer tipo de pizarra brechificada, y no se realizó esta prueba en razón a que en las muestras de zonas brechificadas sea en pizarra sedimentaria o metamórficas las juntas diaclasas rellenos varia del 1 mm hasta 8mm lo cual en una probeta no es significativo y se puede deducir según el tipo de roca brechificante ya que en la columna esta representa de 90 a 95%.

3.15 Resistencia a corte directo de discontinuidades:

Los parámetros que se obtienen de los ensayos de corte directo en discontinuidades que se efectúan en laboratorio de mecánica de rocas son la cohesión y Angulo de

fricción (c, ϕ), en la tabla N° 3.8, los valores son promedio debidamente procesado en base a los resultados y reportes de laboratorio.

Tabla N° 3.8: Resistencia a corte directo de discontinuidades.

Resistencia al corte tipo de roca	Directo en cohesión C (kpa)	Discontinuidades Angulo de fricción ϕ
Pizarras sedimentarias de zona baja y alta	350.4	36.7
Pizarra metamórfica zona baja	380.5	45.3
Pizarra brechificada paralela a la fractura beta o manto	250.8	28.4

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

En la tabla N° 3.9 Se resume los valores encontrados en los ensayos de laboratorio para comparar de la cohesión y Angulo de fricción (ϕ), para los valore distintos de roca, estos valores servirán para ser tomados en consideración para los cálculos de diseño, que se considere como parte de evaluación de los parámetros de la roca tanto de carácter extrínseco como intrínseco para la condición de estabilidad de las excavaciones subterráneas y su aporte de la misma, según los objetivos a alcanzar en el presente trabajo de investigación.

Tabla N°3.9: Resistencia al corte directo de las discontinuidades del macizo rocoso.

Tipo de roca	Valores de evaluación			Vectores asumidos	
	Cohesión C(kpa)	Angulo de fricción (ϕ)	Angulo de fricción "tiltes"	Cohesión C(kpa)	Angulo de fricción (ϕ)
Pizarras sedimentarias de zona baja y alta GZ1	350.4	36.7	25.3	350	36
Pizarra metamórfica zona baja GZ2	380.5	45.3	18.9	380	45
Pizarra brechificada paralela a la fractura GZ1/Gz2	250.8	28.4	15.3	250	28

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

Los valores asumidos se realizan en función a la población de las rocas en tipo que predomina en las labores de explotación de la mina san francisco-rinconada.

3.16 Resistencia del macizo rocoso

Con la finalidad de diseño para las condiciones de estabilidad las propiedades referidas a:

- Compresión (σ_c).
- Tracción (σ_t).
- Parámetros de corte (C, ϕ).
- Constantes elásticas (E, ν).

En su conjunto fueron estimadas aplicando el criterio de la falla de Hoek Brown (2002 y 2006), la misma que esta implementado en el programa Rock Lab de versión 1.0 de Rocscience Inc (2007). La salida ver tabla N° 3.10.

Los datos de alimentación para la determinación de las propiedades son:

- Calidad del macizo rocoso.
- Constante "Mi" de la matriz rocosa.

Se afirma que para la determinación de la resistencia del macizo rocoso es a través del GSI (Geological Strength Index) se estima con los datos disponibles a partir de la relación propuesta por Hoek –Kaiser –Bawden (1995):

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (46)$$

En la siguiente tabla N° 3.10, se integra las características de la resistencia del macizo rocoso en base a los dominios geológico- litológico –estructurales de las zonas alta (GZ1) y baja (GZ2) de la mina san Francisco de Asís, para los fines de diseño de las excavaciones subterráneas como de los soportes en el material de las rocas que funcionaron según el método de explotación por cámaras y pilares consideraciones que se pone en evidencia en el capítulo siguiente.

Tabla N°3 .10: Características de la resistencia del macizo rocoso.

Descripción de la propiedad macizo rocoso	Dominio geomecánico		
	Pizarra sedimentaria	Pizarra metamórfica	Pizarras brechificadas
RMR	63	70	60
GSI	58	65	55
Constante “mi” del macizo rocoso	10	10	10
Constante “mb” del macizo rocoso	1.677	1.677	1.677
Constante “S” del macizo rocoso	0.0039	0.0039	0.0039
Resistencia compresiva uniaxial	16.562	18.31	10.460
Resistencia de tracción del macizo rocoso	-0.219	-0.240	-0.138
Cohesión del macizo rocoso	4.731	5.180	2.988
Angulo de fricción del macizo rocoso	30.52	30.52	30.52
Resistencia compresión uniaxial del matriz rocoso	95	104	60
Módulo de deformación del macizo rocoso	9746.79	10,000.00	7745.97
Relación de Poisson del macizo rocoso “Vmr)	0.219	0.240	0.220
Constante “a” del macizo rocoso	0.506	0.506	
Factor disturbancia	O	A	O

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

Nota1: Elaboración con asistencia del programa RockLab Version 1.0 de Rocscience Inc. (2007).

Nota 2: los valores de “Mb”, 5, a están detalladas en Ítem 2.2.1.5 de aspectos geotécnicos en el índice geológico de resistencia GSI.

3.17 Condiciones hidrogeológicas.

La presencia de las aguas subterráneas depende en la mina y el sector de la formación sandia por la presencia de hielo en superficie en partes sin hielo por las precipitaciones

solidas que en su superficie tiene relación con la precipitación pluvial en superficie esto que una principalmente en la zona alta (GZ1) de la mina en cambio en la zona baja (GZ2) es bastante menor y hasta seco según la estructura del macizo rocoso. Para los efectos del diseño se consideran lo indicado como se puede ver en los formatos del mapeo geomecánico de las labores subterráneas, para determinar la calidad del macizo rocoso dependiendo de la época, pero sin embargo para el diseño es necesario considerar las condiciones algo desfavorable para tener la confiabilidad necesaria en el periodo de estiaje que son más largos de acuerdo a la meteorología del lugar tal como reporta el SENAMI (servicio nacional de meteorología e hidrología) que se encuentra una estación de observación en la zona de Ananea, aunque para los procedimientos indicados se considera la acción de la presión de paso tal como se ha indicado en el ÍTEM 2.21 del modelo hidrogeológico .

Las influencias son dadas y que representa un peligro para la estabilidad del macizo rocoso, es respecto a la relación de Mohr-Coulomb (1950) de la resistencia a corte de la roca en condiciones de presencia de agua.

$$\tau' = c' + (\sigma - u)tg\phi'$$

Donde;

τ' =resistencia efectiva al corte de la fractura del macizo rocoso en análisis.

c' =la cohesión del macizo rocoso.

σ =resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.

U = presión de poro o de fractura equivalente del agua en el macizo rocoso.

ϕ' =ángulo de fricción del macizo rocoso del plano de deslizamiento o en proceso de fallamiento.

Para los diseños de los soportes es necesario considerar la envolvente de Mohr-Coulomb, para un soporte debidamente drenado o sea seco; solo con contenido de humedad que no pase $w=20\%$.

$$\tau = A + \sigma_{ci} \left(\frac{\sigma_n - \sigma_m}{\sigma_{ci}} \right)^b \quad (47)$$

Donde;

A y B son constantes que dependen del tipo de material rocoso.

σ_n = esfuerzo normal efectivo.

σ_m = esfuerzo de resistencia del macizo rocoso a la tracción.

σ_{ci} = esfuerzo de resistencia a la compresión de la roca matriz o roca intacta.

3.18 Esfuerzo in-situ

La aplicación del concepto de esfuerzo en el lugar en el temporal, se aplica el diseño por su carácter dinámico de una explotación minera por medios subterráneos, en donde los esfuerzos relacionados cambian, más aún si la explotación se encuentra en profundidad, en este caso relacionando con la mina San Francisco de Asis de la Rinconada, en donde se considera dos zonas definidas por el nivel de cota y en encampane de la formación de Sandia. Que en su parte superior llega a cumbres que van más allá de los 5 mil metros con respecto a nivel del mar a cambio la zona de explotación en su parte más profunda aspecto al relieve tope es de aproximadamente profunda de 100 metros, en donde la relación de esfuerzo va de magnitudes relativamente pequeño a medio y para propósitos de análisis de los esfuerzos y deformaciones alrededor de las excavaciones subterráneas como los soportes utilizados en las cámaras como son los pilares es necesario estimar el esfuerzo vertical (σ_v) que se muestra en la figura N° 3.4 a partir de la carga litostática Hoek & Brown (1980), pero sin embargo para la relación con respecto al esfuerzo horizontal (σ_h), requiere de una constante de profundidad K denominado la relación del esfuerzo horizontal con respecto a la vertical.

$$K = h/v. \quad (48)$$

Para la determinación del esfuerzo in-situ horizontal se muestra figura N° 3.5.

$$H = k\sigma_v$$

Se estima utilizando el criterio de Sheorey (1994). De donde se puede estimar el valor de K; en otros casos por situaciones de rocas que tiene un comportamiento elástico en primeras fases de carga o presión petróstática natural. Se considera.

$$K = \frac{1}{1-\nu}; \text{ donde} \tag{49}$$

ν = método de deformación de Poisson.

$$K = \frac{h}{\nu}$$

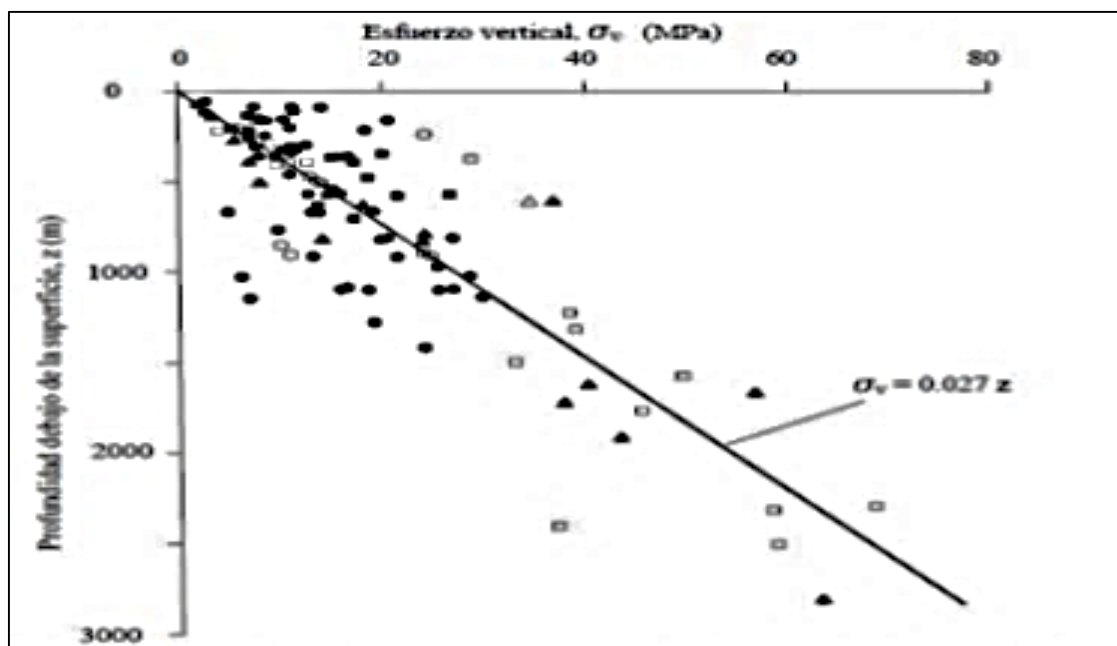


Figura N° 3.4: Mediciones de esfuerzos.

Fuente: Hoek & Brown (1980).

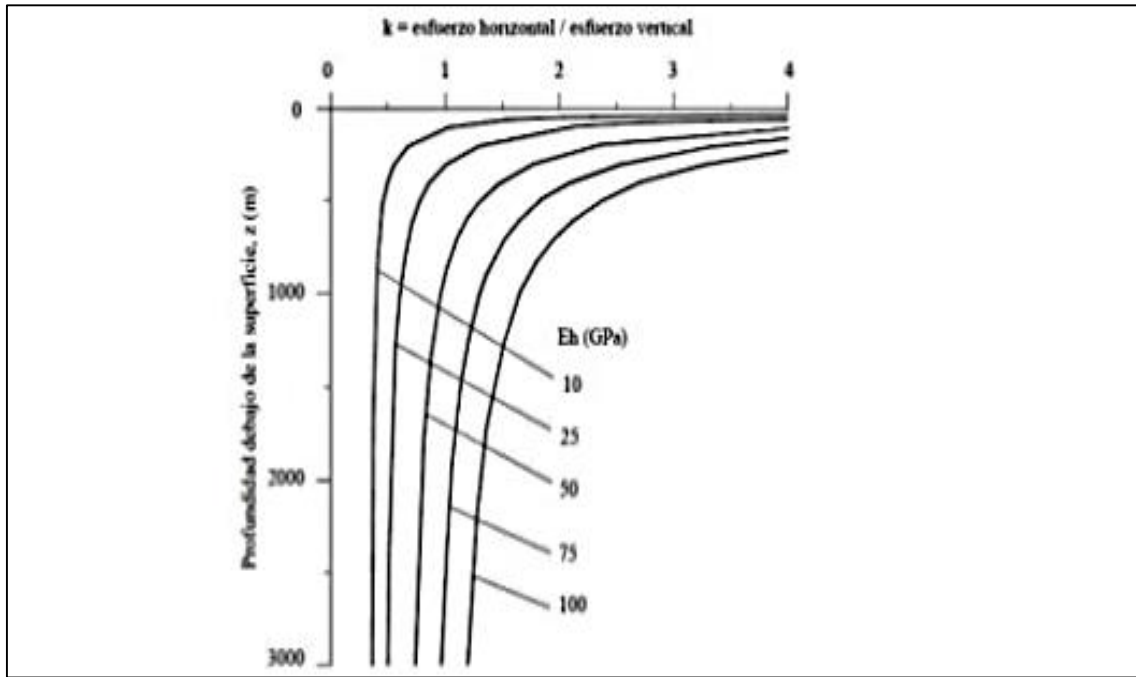


Figura N° 3.5: Relación de esfuerzo horizontal a la vertical para diferentes módulos de elasticidad.

Fuente: Ecuación de Sheorey (1994)

Para determinar el esfuerzo vertical para diferentes módulos de elasticidad y Para determinar el esfuerzo vertical y a estimación de K, para determinar de manera que alcance el modelo se tiene.

$$\sigma_v = 0.027z \quad (Mpa) \tag{50}$$

$$K = 0.25 + 7 E_h (0.001 + \frac{1}{z}) \text{ donde; } \tag{51}$$

Z= profundidad a partir de superficie

Eh= módulo de elasticidad promedio en (Gpa) de la roca de cobertura medido en la dirección horizontal.

También es importante dentro del método y materiales rocosos utilizar el concepto de factor de potencia (Fc), que tiene una restricción de diseño.

$$FC = \frac{\sigma_{ci}}{\sigma_v} > 10 \quad \text{donde:} \tag{52}$$

FC=factor de competencia

σ_{ci} = Resistencia compresiva uniaxial de la matriz rocosa o roca intacta

σ =esfuerzo vertical

> 10 = indica la condición de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

Pero dependerán del efecto de las discontinuidades a la estructura del macizo rocoso, del estado de esfuerzo y la redistribución de los mismos en condición de la explotación de la mina; pero sin embargo es necesario anotar que dicha zona no requerida sostenimiento lo que representa la economía en la explotación de la cámara.

3.19 Mecanismos de falla en soportes y excavaciones subterráneas, la estabilidad de los soportes naturales de la excavación está influenciada de acorde al diagrama de Ven Euler que se muestra en la figura N° 3.6.

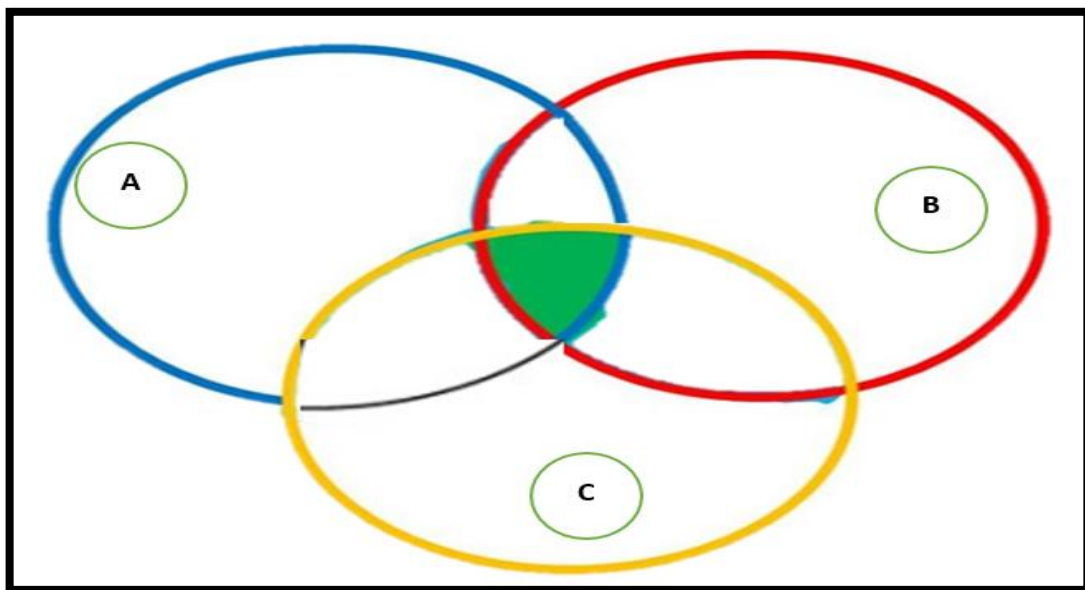


Figura N° 3.6: Estabilidad de excavación subterránea.

Fuente: Elaboración propia del tesista (2017).

LEYENDA:

A= macizo rocoso.

B= esfuerzos presentes.

C=estructura.

$A \cap B \cap C$ = estabilidad de excavación subterránea.

$A \cap B$ = inestabilidad de la excavación.

$A \cap C$ = estabilidad de entorno de excavación.

$B \cap c$ = Deformamiento de soportes de una excavación.

3.19.1 Mecanismo de falla controlada por esfuerzos

El mecanismo está básicamente relacionado al soporte de una excavación subterránea y depende:

- magnitud y orientación de los esfuerzos.
- dimensión de la excavación.
- la calidad macizo rocoso.

Un soporte levemente fracturado, masiva o quizá regida por la elevada magnitud de los esfuerzos puede presentar.

- Ligamientos.
- reventazón y estallido.
- deformación continuo.

3.19.2 Mecanismo de falla controlada por estructuras.

En una excavación a poca profundidad está influenciada por sistemas estructurales d macizo rocoso y que es de dominio de la geotecnia, pero a medida que el minado se profundiza, el esfuerzo inducido en las excavaciones se incrementa y con la energía elástica almacenada que produce el fallamiento por sobre esfuerzo que se muestra en la figura N° 3.7.

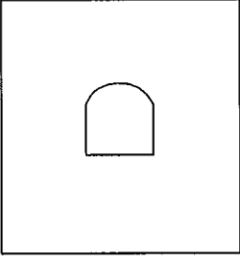
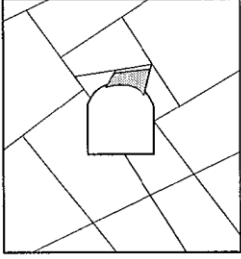
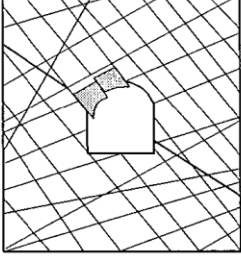
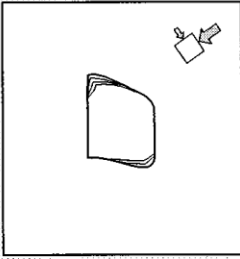
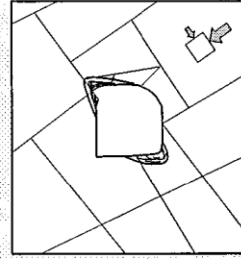
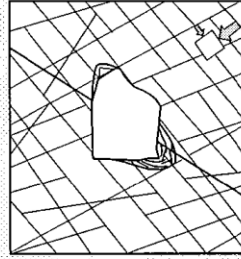
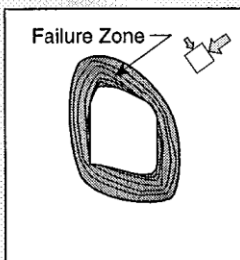
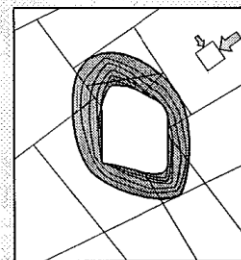
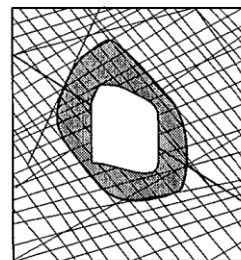
	Massive ($RMR > 75$)	Moderately Fractured ($50 > RMR < 75$)	Highly Fractured ($RMR < 50$)
Low In-Situ Stress ($\sigma_1 / \sigma_c < 0.15$)	 <p>Linear elastic response.</p>	 <p>Falling or sliding of blocks and wedges.</p>	 <p>Unravelling of blocks from the excavation surface.</p>
Intermediate In-Situ Stress ($0.15 > \sigma_1 / \sigma_c < 0.4$)	 <p>Brittle failure adjacent to excavation boundary.</p>	 <p>Localized brittle failure of intact rock and movement of blocks.</p>	 <p>Localized brittle failure of intact rock and unravelling along discontinuities.</p>
High In-Situ Stress ($\sigma_1 / \sigma_c > 0.4$)	 <p>Failure Zone Brittle failure around the excavation.</p>	 <p>Brittle failure of Intact rock around the excavation and movement of blocks.</p>	 <p>Squeezing and swelling rocks. Elastic/plastic continuum.</p>

Figura N° 3.7: Mecanismo de falla y comportamiento del macizo rocoso.

Fuente: Modificado de Loring (2009).

En realidad este grafico sirve de material para entender el comportamiento geotécnico del macizo rocoso cerca de la superficie , porque al realizar una excavación subterránea se origina una cara libre lo cual en su parte superior o corona pueda sujeto a la caída de bloques o cuñas en si debe elevar los estructuras (discontinuidades) (cohesión y Angulo de fricción), es importante que el sistema de estereogramas para precisar los

cuñas invertidos susceptible a caída por acción de su peso o analizar a través del programa UNWEDGE de la rocscience Inc. (2007).

3.20 Criterios de seguridad y fiabilidad.

- factor de seguridad.

Es básicamente la relación entre la resistencia o soporte a la carga que demanda o actúa sobre los sistemas y es una relación determinística.

FS= factor de la seguridad.

r= resistencia de sistema o soporte.

Q= carga actuante que demanda la resistencia de las estructuras.

El valor determinístico del factor de seguridad FS, es de procedimiento asignar un valor menor por considerar el aspecto económico de acuerdo a la exponencia lo que constituiría una optimización en términos generales.

En la siguiente tabla 3.11 se considera los valores mínimos permisibles por la tecnología de diseño de excavaciones subterráneas.

TABLA N° 3.11. Factor de seguridad recomendados en función al plazo de estabilidad.

Estabilidad –plazo	Rangos de FS
Estabilidad a largo plazo(LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3 -1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1-1.3

Fuente: OSINERMIN (2007).

NOTA: Se considera lo siguiente:

1. CP < 3 meses
2. MP entre 3 meses y 12 meses (1 año)

3. LP > 1año

3.20.1 Probabilidad de falla

El concepto de probabilidad de la falla está en función aleatoria de los características de resistencia del macizo rocoso por tratarse de un material heterogéneo, anisotrópico no lineal y no elástico (plástico – viscoso). Entonces el valor determinístico RS está sujeto a un riesgo probabilístico y a una incertidumbre que sale de lo favorable.

El macizo rocoso que es un material impredecible porque:

- son complejos.
- sus propiedades están en estudio.
- propiedades varían en el espacio y el tiempo.
- las fuerzas demandantes en sistema son complejos asu reacción.
- si $FS \leq 1$, es una variable aleatoria y se asigna probabilidad.

$$PF = P(FS) \leq 1.$$

- si $Q > R$, es una variable de incertidumbre.

$$PF = p(R - Q) \leq 0 \quad (54)$$

Una probabilidad de la falla PF de hasta 10% se puede considerar aceptable siempre que se conozca los riesgos de falla sean conocidos y controlados a tiempo por precaución de fallamiento.

Sección de la tesis donde se describe con detalle el material experimental utilizado en la investigación. Así mismo, los métodos materiales y técnicos empleados para cada uno de los objetivos propuestos (evitando repeticiones). En el caso de material de laboratorio y equipos se debe indicar entre paréntesis las especificaciones técnicas (modelo, marca, número de serie y procedencia de los mismos). En el caso de reactivos la marca, lote y fecha de vencimiento de los mismos. De igual manera, se debe señalar la metodología experimental empleada y el análisis estadístico utilizado en la interpretación de los datos de la investigación.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados

En la presente tesis se obtuvieron datos de la zona alta (GZ_1) y zona baja (GZ_2), referente a las estadías Geo mecánicas, para luego adoptar los modelos matemáticos fundamentales para el diseño de cámaras y pilares considerando las propiedades y caracterización del macizo rocoso propio de las zonas en que se realizará la operación de explotación de los filones con contenido metálico aurífero, de este modo el proceso para la información busca la optimización en aspectos de dimensionamiento de los espacios subterráneos que guarda una relación con la distribución de los pilares de manera que permita una explotación racional del yacimiento, con seguridad y eficiencia.

Para la determinación de RMR como parámetro fundamental de caracterización Geo mecánica de las zonas de explotación la determinación de la resistencia a compresión simple se realizó con el auxilio del martillo Schmidt, que por sus características de uso permite el muestreo y análisis “in – situ” a partir de los estudios mecánicos para su ubicación y accesibilidad, que está asociada a puntos topográficos claramente definidos en las labores de acceso y preparación para establecer el proceso de explotación con un factor de seguridad que garantice la confiabilidad de la operación de minado donde el margen de seguridad para el recurso humano, equipos y maquinaria.

Por lo común la estimación de la roca designada en cuanto a su calidad para perdurar frentes y dejar pilares como índice RQD (Rock Quality Designation), se obtiene a partir del sondajes diamantino ; pero por las características de la minería que se implementa en esta mina no es posible adquirir un equipo por las condiciones financieras exigidas; por la que se utilizó métodos alternativos más aun teniendo en cuenta que ya se cuenta con labores de desarrollo en la mina en sus respectivas zonas de estudio para ello se tiene:

Teoría de Palstrom (1982), en la que se obtiene el parámetro de diseño RQD, a partir del número de juntas o fractura como estructura secundaria en un determinado volumen (m^3), es necesario el conteo de estas estructuras teniendo por lo común en el caso de labores lineales (socavones, galerías, túneles) considerando las paredes laterales y consiguientemente el techo, que son las caras clave para determinar la disposición espacial de las discontinuidades que circundan una unidad de volumen de roca "in-situ" y más aún cuando se tiene los frentes topes de avance que no sólo permite obtener datos para el diseño sino también para la operación diaria de explotación guardando de este modo la calidad del contingente estructural sido mecánico de las labores de minado.

- Modelo de Priest y Hudson (1976), cuyo método se basa en la medición por los estudios de manera lineal característico que es la que se utilizó fundamentalmente en el trabajo, haciendo una contrastación con los resultados obtenidos con los de Palstrom (1982), se asemejan, esto nos permitió que para las características estructurales Geo mecánicas y mitológicas apreciados en la zona alta y zona baja que tienen características y mitológicas entre el aspecto to sedimentario, en donde se aprecia la presencia de planos de sedimentación y la dimensión de pizarra metamórfica, donde se aprecia claramente los planos de pizarrosidad o de foliación impuesta para la acción del metamorfismo regional dentro de la formación San José, que por su disposición geológica presenta una inclinación hacia el noroeste con un

ángulo que varía desde 10° a 30° como parte de las estructuras de control mayores conjuntamente con los fallos regionales que son de orden tectónico por el confinamiento horizontal que a la vez sirve de control estructural, como también establece el control estructural de las estructuras menores como son las diaclasas o fracturas producidas por la recombinación de los esfuerzos principales produciéndolos esfuerzos de corte y tensionamiento posteriores.

4.1.1. Clasificación geomecánica

Para la determinación de la clasificación Geo mecánica RMR (Rock Mass Rating); propuesta por Bieniawski (1989); de la cosecha de los datos y el procesamiento de los cinco índices que determinan este modelo empírico de validez mundial para todo tipo de obras que se efectúan en los geo-materiales, se obtiene fundamentalmente en ambas zonas que el macizo rocoso en roca sedimentaria y metamórfica en pizarra e incluso en la zonas brechificadas el macizo rocoso de tipo II, de calidad buena en donde como se ha señalado en los dominios geomecánicos de estructuras (plegamientos, fallamientos) y estructuras secundarias (fracturas, diaclasas y juntas) tiene importancia el dominio histológico y el dominio puramente estructural, además es preciso señalar la acción del agua que desmejora por lo general las estructuras geológicas por alteración física química que se presentan con frecuencia en la zona alta a través de la presencia de la misma en forma de flujo, goteo o humedad, que tiene un comportamiento paralelo en los últimos años por el descongelamiento masivo de los glaciares de la zona que se encuentra en retroceso progresivo y creando superficies de exposición para la filtración de las aguas hidrológicas que de acuerdo a la época en la zona son predominantes por el nivel de precipitación, en cambio a la zona baja el nivel percolación o frustración se produce a través de estructuras de fracturas mayores, que fueron producidos por la sobrecarga de los glaciares en periodos remotos y que las aguas arremeten a través de estas estructuras ocasionando problemas en la estructura

condicionados como infraestructura para la explotación y en la misma se debe realizar observaciones más detalladas para establecer un control estructural más.

También se utilizó como en todo trabajo de geotecnia la clasificación de Barton (1974) que juega un rol importante especialmente para para infraestructura de acceso o comunicación inicial (galerías, socavones, chimeneas, piques y túneles) y a poca profundidad que en este coincide con las labores desarrolladas en la mina cuya determinación en la zona alta y baja coinciden con una poca diferencia numérica que en procedimientos empíricos; tiene poca importancia porque se trabaja con rangos o intervalos de resultado que también por la aleatoriedad del terreno nos alcanza datos de importancia para coadyuvar el proceso de diseño y estableciéndose resultados que van de regular a buena por lo común característica propia también de formaciones sedimentarias en pizarras que se mantienen en el terreno en macro bloques separados por fallas que son de carácter regional no conocidos en el yacimiento en forma local.

4.1.2 Planos de discontinuidad

la metodología de representación gráfica-estadística de orden estructural, a través de los estereogramas; utilizados por el programa DIPS 6.0 de Roc Science (2007) permite metodológicamente analizar la condición favorable o desfavorable para la preparación de las labores del minado y la selección ocasional de los pilares para garantizar el proceso de operación y sustentabilidad de la seguridad en las labores de operación y contribuyen a su diseño óptimo en cuanto a la eficiencia del método de cámaras y pilares desarrollado en las operaciones de explotación o cuasi-continúa en la zona alta y baja de la mina a partir de los estereogramas se indica promedialmente, que existen cuatro tipos característicos de este estereogramas donde importa la densidad de los polos y los planos principales de discontinuidad cabe indicar la representación puede ser de tipo equireal o equiangular , en el caso estructural aporta la equiangular demuestra los ángulos en su dimensión real y por lo tanto su representación en los estereogramas se

puede sistematizar en los cuatro tipos de comportamiento como sigue en la figura N° 4.1, de las figuras 4.1.A, 4.1.B, 4.1.C y 4.1.D.

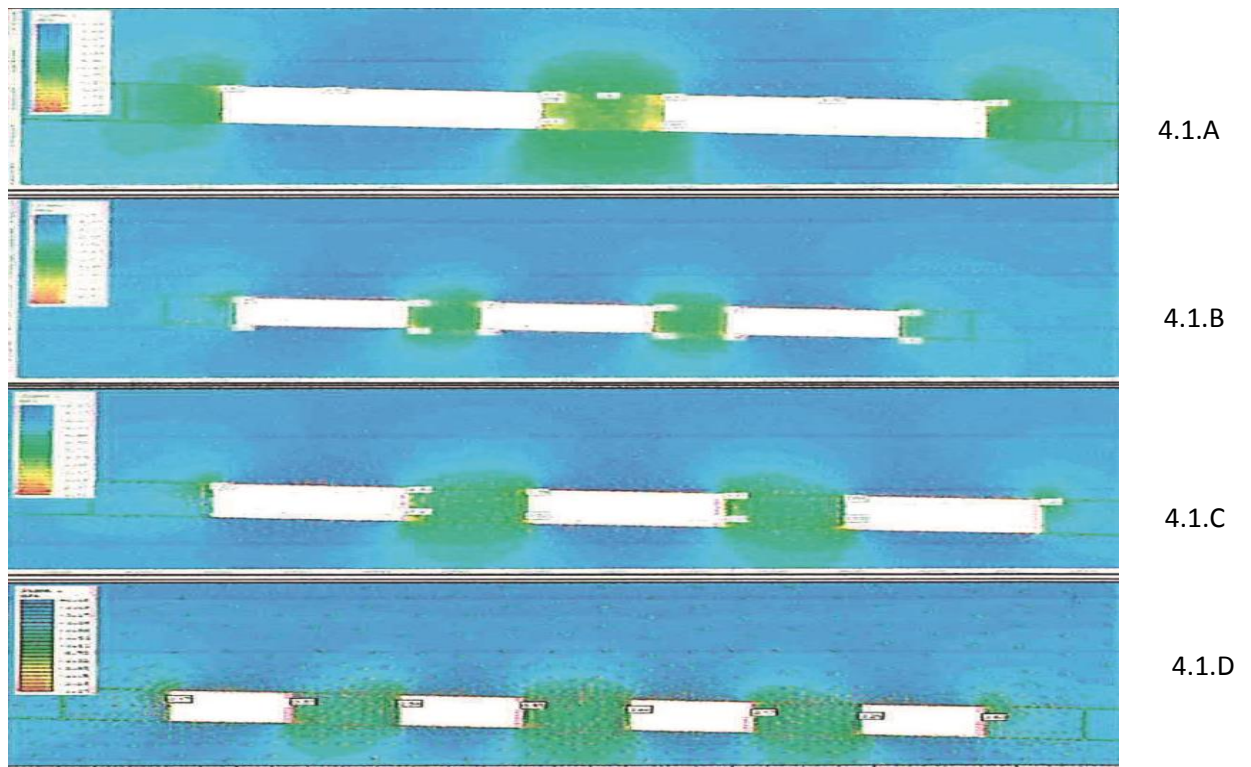


Figura N° 4.1: Comportamiento de los esfuerzos respecto a la profundidad y a la esbeltez de los pilares.

Figura 4.1.A: donde prima tres familias de discontinuidades de fracturas, en la misma se tiene una de carácter vertical y las otras ligeramente distanciados uno y otro al extremo que indica que el buzamiento es subtendido y en una formación por planos de sedimentación o foliación; permite que en las zonas de calidad buena esta se encuentra con una cohesión y ángulo de rozamiento interno alto y más la rugosidad en forma vertical permite que las cuñas sea estable, evitando de forma natural el desprendimiento de bloques.

Figura 4.1.B: También se observa que en la zona baja se observa con frecuencia que los planos de fractura forman prismas que estructuralmente por naturaleza en base a su análisis mecánico son estables por lo que quedaría como precaución que el proceso de

voladura se acompañe posterior a su acción a un desate de bloques cortados en bloques prismáticos, esto fundamentalmente en la zona alta y baja.

Figura 4.1.C: De características estructurales en discontinuidades algo parecido a la figura 4.1.A, en donde la cuña prolonga esta vez hacia la profundidad en el techo, en forma tronco – cónica, esto de acuerdo a lo observado en el terreno garantiza la estabilidad en el terreno frente a la caída de bloques de roca es común en la zona alta y baja de la mina

Figura 4.1.D: También es característico la presencia de estructuras de discontinuidades en donde ahí la recurrencia de planos de fractura vertical es producto de la tensión realidad en el terreno por la acción del energía gravitatoria y tectónica y la precisión recetada por planos de discontinuidades casi paralelo a las formaciones estructurales de los planos de estratificación y de foliación característicos en la zona 4.1.A y zona 4.1 B por zonificación lítica y podemos indicar que son situaciones de bloques prismáticos estables en la operación de preparación, desarrollo y de explotación en las cámaras.

4.1.3 Resistencia y deformabilidad del macizo rocoso

Para buscar la optimización en el diseño en función a parámetros de carácter extrínseco relacionado a peso, volumen y geometría y las de carácter intrínseco asociado a deformación, resistencia, cohesión y fricción en el desarrollo de la presente investigación se utilizó la teoría más sólida propuesta por Hoek y Brown, haciendo la simulación a través del programa RocLab 1.0 de la Rocience (2007), donde es importante señalar.

- Resistencia compresión simple y los parámetros relacionado a “mi” y “D” que son constante y disturbancia del macizo rocoso.
- Criterio Hoek Brown; pues de muchos años de investigación y contrapeso de su aplicación se obtiene los datos relacionados a factores importantes como mb, s y a.

- El tedio de rotura de corte de Mohr – Coulomb con precisión de cohesión C como el esfuerzo de unión de las partículas, granos y planos estructurales que mantienen en bloque o macizo como masa rocosa y el ángulo de fricción interna como propiedad intrínseca de los geo-materiales.
- Parámetros de elasticidad y deformación que corresponden datos importantes en el diseño de esfuerzo-deformación en la región elástica de la curva que caracteriza a cada tipo de material observándose a su característica maciza de la roca en la cual podemos afirmar que presenta una mayor inercia las rocas metamórficas en pizarras que la sedimentarias, aunque la diferencia no es significativa pero que si vive directamente para el proceso de diseño óptimo de las cámaras y pilares (Ver tabla N° 3.8) de parámetros de resistencia del macizo rocoso y las características ver tabla tabla N° 4.1.

Tabla N° 4.1: Características de resistencia del macizo rocoso.

Descripción de la propiedad macizo rocoso	Dominio geomecánico		
	Pizarra sedimentaria	Pizarra metamórfica	Pizarras brechificadas
RMR	63	70	60
GSI	58	65	55
Constante “mi” del macizo rocoso	10	10	10
Constante “mb” del macizo rocoso	1.677	1.677	1.677
Constante “S” del macizo rocoso	0.0039	0.0039	0.0039
Factor disturbancia	0	0	0

Fuente: Elaboración propia tesista (2017).

4.1.4 Esfuerzo del macizo rocoso.

para el diseño de los pilares respecto a las dimensiones de la contribución y los espacios máximos en cámaras denominado SPAN se utiliza parámetros importantes que están acondicionados a la presión o esfuerzo vertical σ_v que corresponde a la carga litostática donde juega un rol importante la acción del peso de la roca por encima de la

infraestructura consistente en cámaras y pilares en esta situación es importante determinar el parámetro “K” que define la presión o esfuerzo confinante de carácter específico a través del modelo matemático.

$$k = 0.25 \times 7E_h \left(0.00 + \frac{1}{z}\right)$$

Para definir:

$$\sigma_h = K\sigma_v$$

Para conocer el estado tensional en 2D aunque sería muy importante tener información en 3D, para ello conocer las tensiones principales σ_1 , σ_2 y σ_3 que a profundidades mayores a 500 m debajo de la superficie y con la presencia de estructuras mayores tales como plegamientos y fallas, hace que varíe notablemente con respecto a las tensiones importantes σ_v y σ_h , en el caso de las labores de la mina tipificadas en la zona alta y zona baja, la profundidad a la cual está expuesta no supera al centenar de metros, en donde la zona baja estaría sometida a esfuerzos mayores tal como se puede apreciar en las figuras N° 4.1.A, 4.1.B, 4.1. C, y 4.1 D. donde se proporcionan los espacios y dimensiones de los pilares, presentando estabilidad en su aspecto de deformación para un determinado factor de seguridad.

Los esfuerzos de las labores de acceso, tajeos de la zona baja y zona alta. Se determinaron por modelamiento en 2D que se muestra en el Anexo F las figura F.1, F.2 Y F.3. Con la ayuda del programa software phases version 6.0. de la Rocscience Inc (2004).

4.1.5 Diseño de pilares.

para el diseño de pilares es de importancia el dimensionamiento, para la misma se consideró diversos métodos como Hardy y Agapito (1977), Obert y Duvail (1967), Salornos y Munro (1967); pero la que se adapta a los yacimientos cuya presencia del mineral o metal es errático como en el caso del oro el método empírico de Lunder y

Pakalnis, la cual tiene una ventaja de la determinación del factor de seguridad de acuerdo a las proporciones geométricas del pilar y parámetros intrínsecos y geométricos y el factor de seguridad que se muestra en la tabla N° 4.2. Donde es importante la resistencia a compresión simple y la altura del Pilar con respecto a la superficie del relieve topográfico, esta determinación se realizó en función del dominio litológico considerando la zona alta y la zona baja tal como se observa en Anexo G en las tablas N° 01,02,03 y 05. También el factor de seguridad, trayectoria de esfuerzos y los esfuerzos se realizaron con modelamiento en 2D con la ayuda del programa software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004). de los proyectos de estación E04E, E05E, E13E Y E15E. Se muestra en el Anexo G en las figuras G.1.1, G.1.2, G.2.1, G.2.2, G.3.1, G.3.2, G.4.1 y la figura G.4.2.

TABLA N° 4.2: Parámetros intrínsecos y geométricos y el factor de seguridad.

Zona	Altura pilar Hp (m)	Ancho pilar Wp (m)	Longitud camara (m)	Jp MPa	Cpav	K	Resistencia pilar Sp(MPa)	Fs
Alta	2.2	2	5.0	39.5	0.35	2.14	54.6	1.38
Baja	2.2	2	6.8	40.2	0.41	2.14	61.2	1.23

Fuente: Elaboración propia tesista (2017).

Para para lo cual en su análisis corroborar que los pilares y cámaras difieren y la misma se indica que está en función de la densidad o peso específico de la roca, la calidad de macizo rocoso y el dominio histológico de una roca pizarrosa sedimentaria con planos de estratificación paralela a la orientación y buzamiento del plano de los mantos y de igual modo en la zona baja con la existencia de pizarra metamórfico, es necesario también aclarar que el tercer dominio de derechos en roca pizarra sedimentaria y metamórfico representa un porcentaje muy bajo por lo cual no se toma en consideración en el diseño de los pilares cámaras, la presencia del agua subterránea en esta mina más que un riesgo geomecánico representó un costo adicional para su evacuación en

términos promedios a partir del análisis del área tributaria o de influencia a partir de una distribución irregular de los pilares la recuperación minera de un 65% pasa un 75% por lo cual indica la eficacia del método de diseño desarrollado a partir del análisis que un geomecánico del macizo rocoso.

CONCLUSIONES

La determinación de los parámetros geomecánicos comenzó con el levantamiento geomecánico a partir de los estudios, en las cuales se determinó fundamentalmente el RMR y Q y a partir de la misma la determinación de los distintos parámetros de carácter intrínseco y extrínseco, para el diseño de soporte consistente en pilares y espacios vacíos como las cámaras, que en conjunto corresponde a la explotación por cámaras y pilares, guardando optimizar la recuperación minera a fin de optimizar la relación del factor de seguridad y la resistencia de los pilares de manera que las cámaras correspondan a mayor espacio posible para incrementar la eficiencia del método de minado.

El dimensionamiento de los pilares tiene un componente de dominio ornitológico de la pizarra sedimentaria en la zona alta y de la pizarra metamórfico en la zona baja seguidamente del dominio estructural que corresponde a las fracturas y diaclasas que no representa una diferencia sustancial entre la zona alta y baja, donde juega un rol importante la disposición de la roca encajonante y con ello el diseño de los pilares que presenta una esbeltez que garantiza el uso del factor de seguridad a partir del modelo empírico de Lunder y Pakalnis que se ajusta mejor a las características del macizo rocoso en pizarras sedimentarias y metamórficas.

Los espacios máximos 2.20 m. de altura y ancho 2.5 m. determinado en el caso de los espacios o cámaras, tanto por el método de área tributaria como las de los espacios máximos sin sostenimiento guarda una relación similar por la que es necesario incrementar el ancho de estos espacios de manera que su FS no sea menor de 1.3, con el agregado de que este valor se puede disminuir en el caso de pizarras metamórficas como sucede en la zona baja donde la roca presenta características de resistencia buena a pesar de la presencia de agua subterránea.

RECOMENDACIONES

Se sugiere para estudios de investigación más profundos para la determinación de los parámetros geomecánicos para el diseño de cámaras y pilares se deben tener en cuenta otros datos aparte de la estructura, la textura de la roca pizarra sedimentaria y metamórfica para establecer un control petrográfico.

Para el dimensionamiento de cámaras y pilares en el uso de diversos modelos y métodos, se debe establecer un estudio más detallado a fin de adoptar los resultados a las características de los dominios y rangos de carácter mitológico, estructural y mineralógico para estandarizar su aplicación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Adco V., P.(2012).Diseño y construcción de rampa 19 , para la explotación de niveles 3140 y 3230 de la mina Chipma Aurifero –Orcopampa CIA, minera buenaventura , tesis de ingeniero de minas de la UNSA .Arequipa. Perú.

Bustamante R., O.y Monsalve O., J. E. (2007). Análisis de excavaciones en la mina el toro por medio de elementos finitas, artículo científico, universidad nacional de Colombia – Medellín , Facultad de Minas , Colombia .

Brown E.T.(1987).Analytical and computacional Methods en engineering Rock Mechanics Ediciones Aller &Unwin-London –Inglaterra.

Curo C.,E. (2015). Metodología de selección y diseño para minado por cámaras y pilares de mantos auríferos de unidad minera Untuca – Cori Puno S.A.C. Tesis de ingeniero de minas UNA.Puno.Peru.

Cordova R., D. (2008). Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable, tesis post grado UNI. Lima. Perú.

Cabrera L., R. (2005). Estudio de estabilidad de taludes del tajo suro-sur y suro – norte en la mina la Virgen, tesis de ingeniero de minas de la facultad de ingeniería de minas de la UNA –Puno.

Cortes C., D. J. (2011). Recopilación de información de información para el futuro estudio técnico-económico en la explotación de mantos de baja potencia en la mina Rafaela, Tesis de ingeniero Civil de minas universidad de chile.

Correa O., J. C. (2012). Estudio para definir los parámetros geomecanicos de diseño de obras subterráneas en proyecto ubicado en ponfilo Natera Zeatecas , Tesis de ingeniero geólogo , universidad nacional autónoma de México.

Grevaliunas G., M. C. (2016). Diseño óptimo de minería subterránea auto-soportada, Tesis de master en minería, facultad de físicas y matemáticas, Universidad de Chile.

Garcia, H.,F. (2006). Estudio geotécnico ediciones ENTECSA;escuela politécnico superior, HUESCA.

Hudson ,John A. Y Harrison John p.(2009). Engineering rock Mechanic; illustrative worked example.Inglaterra.

HOEK ,E. y BROWN (1985) . Excavaciones subterráneas en roca Ediciones Mc Gran Hill MEXICO.

Jimenez,M. “Etal” otros (2012). Modelo geológico de campo en 3D ediciones en SE Spain- España.

Jumikis ,Alfred, R(1982). rock Mechanics Second EDITION EdicionesTranstechpublicaTIONSAlemania Federal.

Larico M., Y.(2016). Diseño de rampa para la explotación de mantos inferiores en la empresa minera S.M POWER SAC. ” Tesis de ingeniero de minas UNA ,puno. Perú.

Lillo, J. y Dyarzon R. (2013). Geología estructural aplicada al minería y explotación minera”, Ediciones GEMM España.

Moreno Garcia .M”Etal” otros (2000).aplicación de técnicas minera de datos y Validacion de Modelos predictivos Quatic 2001.Lisboa Portugal.

Ramirez,O. “etal” otros mecánica de rocas aplicada al minería metálica subterránea Ediciones Instituto Geológico Y Minero de España.

Salas U.,F.B. (1996). Proyecto de explotación y exploración de la mina cerro lunar de oro Rinconada”.

Sumiri A. (2013). Aplicación de geomecánica en prevención de caída de rocas en corte y relleno ascendente, unidad económica administrativa Paracota CIA de minas Buenaventura,Tesis de ingeniero de minas UNA .Puno.Peru.

Saavedra G., L. A. (2007). Diseño óptimo de experimentos para estimar el campo de esfuerzos en el macizo rocoso entorno al frente de avance de una actividad minera, tesis de ingeniero Civil matemático, universidad de chile.

Sepulveda V.Sergio (2013).mecánica de rocas en obras de ingeniería geotécnica VOL. 45 N° 3.

Turpo L., A. (2017). Dimensionamiento de las cámaras y pilares para explotación de yacimientos auríferos tipo manto en la mina Comuni y Santa Ana – corporación minera Ananea S.A.” Tesis de ingeniero de minas UNA. puno. Perú.

ANEXOS.



Anexo A

Matriz de consistencia

1. PROBLEMAS	2. OBJETIVOS	3. HIPÓTESIS	4. VARIABLES	5. METODOLOGÍA
<p>1.1 Pregunta general ¿De qué manera la optimización en el diseño de espacios subterráneos como las cámaras y el sostenimiento con pilares permitiera una explotación racional en la mina San Francisco de Asís de la Rinconada?</p> <p>1.2 Preguntas específicos ¿Cómo sistematizar el manejo de la información sobre el terreno para el manejo de los parámetros del macizo rocoso que contribuya una explotación óptima de la mina san francisco de Asís de la Rinconada? ¿De qué manera el uso del modelamiento en las áreas de explotación aportara el diseño de los espacios subterráneos como cámaras con el uso de "SPAN" de los espacios máximos sin sostenimiento permitiera una explotación óptima en la mina san francisco de ASIS?</p>	<p>2.1 Objetivo general Optimizar el diseño de espacios subterráneos y soportes con pilares a partir de los parámetros geomecánicos que permitiera una explotación racional en la mina San Francisco de ASIS- Rinconada.</p> <p>2.2 Objetivos específicos Sistematizar el manejo de la información de la caracterización del macizo rocoso en pizarras sobre un modelo que permita un diseño eficiente en el dimensionamiento de los cámaras y /o pilares a través de la modelización geotécnica. Determinar los espacios máximos en cámaras mediante el modelamiento SPAN para una explotación óptima en base a un plan de minado que maneje adecuadamente el aspecto de seguridad y el impacto al ambiente de la mina.</p>	<p>3.1 Hipótesis general La determinación sistemática de los parámetros de la caracterización del macizo rocoso, permitirá Optimizar el diseño de espacios subterráneos y soportes con pilares a partir de los parámetros geomecánicos que permitiera una explotación racional en la mina San Francisco de ASIS- Rinconada.</p> <p>3.2 Hipótesis específica La Sistematización del manejo de la información de la caracterización del macizo rocoso en pizarras sobre un modelo que permita un diseño eficiente en el dimensionamiento de los cámaras y /o pilares a través de la modelización geotécnica. La determinación de los espacios máximos en cámaras mediante el modelamiento SPAN permitirá una explotación óptima en base a un plan de minado que maneje adecuadamente el aspecto de seguridad y el impacto al ambiente de la mina.</p>	<p>4.1 variable independiente Parámetros geo-mecánicos del macizo rocoso en la U.E.A., Santa María – La Rinconada, observar Cuadro.</p> <p>4.2 variable dependiente Diseño de espacios subterráneos y soportes de la U.E.A., santa María – La Rinconada,</p>	<p>1.TIPO INVESTIGACIÓN Aplicativo</p> <p>2.NIVEL INVESTIGACIÓN Descriptivo</p> <p>3.METODO cuantitativo</p> <p>4.DISEÑO Investigación por objetivo</p> <p>5.POBLACIÓN San Francisco de Asis – La Rinconada</p> <p>6.MUESTRA Proyecto GZ1, GZ2.</p> <p>7.TÉCNICAS Prácticos de mapeo geologico,estructural y geomecanico.</p> <p>8.INSTRUMENTOS Brújula. Esclerómetro. Distancio metro. Flexo metro. Picsa. Wincha. Tablas y ábacos.</p>

Fuente: Elaboracion propia del tesista.

Anexo B.

TABLA B.1 ESTADÍA GEOMECÁNICAS DE DETERMINACIÓN DE SRF Y Q.

Ei	Dip.	Dip. Dir.	Dist (m)	RCS Mpa	RQD %	E _m	CD (.)	AS (.)	RMR	Jn (n)	Jr	Ja	Jw	SRF
E _i	40°	141°	0	93.12	57.13	0,8.15	25	12	77	2	4	2	1	2.5
E _i + 5	45°	135°	5	83.7	80.17	0,9.15	20	7		2	4	2	1	1
E _i + 10	10°	270°	10	95.7	80.17	0,6.10	20	4		2	4	2	1	2
E _i + 15	29°	130°	15	90.7	87.17	0,2.10	20	12		1	3	1	1	1
E _i + 20	28°	145°	20	92.7	87.17	0,2.15	0	12		1	2	1	0.66	1
E _i + 25	32°	138°	25	105.12	80.17	0,8.15	20	12		2	1.5	2	0.66	1
E _i + 30	15°	280°	30	87.7	67.13	0,9.15	30	7		1	4	1	0.50	2
E _i + 35	21°	148°	35	69.7	57.13	0,2.10	0	12		2	4	2	1	1
E _i + 40	42°	138°	40	115.12	67.13	0,6.10	20	7		2	3	2	1	2
E _i	22°	108°	0	121.12	88.17	0,2.10	25	12	76	2	2	2	1	1
E _i + 5	10°	100°	5	118.12	88.17	0,6.10	30	7		1	1	1	1	2
E _i + 10	20°	270°	10	114.12	80.17	0,8.15	30	7		2	4	2	1	1
E _i + 15	40°	138°	15	77.7	80.17	2,0.15	30	7		2	4	2	1	1
E ₂	48°	142°	0	72.7	57.13	0,6.10	0	4	34	1	3	1	0.66	2.5
E ₂ + 5	51°	145°	5	93.7	67.13	0,2.10	25	7		1	2	1	0.66	2.5
E ₂ + 10	58°	160°	10	108.12	69.13	0,6.10	20	7		2	2	2	0.5	2.5

Anexo B.

TABLA B.1 ESTADÍA GEOMECÁNICAS DE DETERMINACIÓN DE SRF Y Q.

$E_3 + 10$	10°	225°	10	907	71 13	0,7 10	30	7		2	1,5	2	1	1
$E_3 + 15$	15°	300°	15	697	78 17	2,0 10	20	7		2	2	2	1	2.5
$E_3 + 20$	28°	100°	20	115 12	80 17	2,0 15	20	12		2	3	2	1	2.5
$E_3 + 25$	30°	110°	25	987	89 17	1,0 15	20	7		2	2	2	1	2.5
$E_3 + 30$	25°	111°	30	111 12	90 17	1,2 15	0	0		1	1	1	1	2.5
E_3'	25°	78°	0	937	88 17	1,5 15	25	12	76	2	4	2	1	1
$E_3' + 5$	20°	50°	5	827	90 20	1,0 15	30	7		2	4	2	1	1
$E_3' + 10$	20°	220°	10	123 12	80 17	0,8 10	30	12		2	4	2	1	1
$E_3' + 15$	15°	35°	15	114 12	81 17	0,6 10	30	7		2	4	2	1	2.5
E_4	10°	110°	0	907	88 17	0,8 15	25	12	76	9	3	2	0.66	1
E_{4+5}	10°	128°	5	937	88 17	0,8 15	25	12		6	2	4	1	1
E_5	20°	100°	0	937	80 17	0,2 10	30	7	71	4	2	4	1	2.5
E_{5+5}	35°	240°	5	727	78 17	0,3 10	30	7		4	1.5	4	1	2.5
E_{5+10}	10°	76°	10	102 12	69 13	0,5 10	25	7		4	1.5	2	1	2.5
E_{5+15}	32°	232°	15	777	67 13	0,6 10	25	7		6	1.5	2	0.66	1
E_{5+20}	30°	250°	20	118 12	57 13	1,0 15	25	7		6	4	2	0.33	1
E_{5+25}	15°	80°	25	937	71 13	1,5 10	30	7		6	4	2	0.66	1
E_{5+30}	32	220°	30	118 12	78 17	2,0 15	30	7		9	3	2	0.66	2.5
E_{5+35}	0°	250°	35	817	57 13	2,5 20	20	12		9	2	2	0.60	1
E_5	20°	100°	0	114 12	57 13	0,2 10	0	4	39	2	1	1	1	2.5
E_{5+5}	30°	230°	5	108 12	67 13	0,2 10	0	4		2	4	1	1	2.5
E_{5+10}	21°	70°	10	937	57 13	0,2 10	20	7		2	4	2	1	2.5
E_{5+15}	20°	60°	15	108 12	69 13	0,5 10	20	7		3	3	2	1	1

Anexo B.

TABLA B.1 ESTADÍA GEOMECÁNICAS DE DETERMINACIÓN DE SRF Y Q.

E ₅₊₂₀	38°	240°	20	121 12	69 13	1,0 15	20	12	4	2	1	1	1
E ₇	12°	100°	0	93 7	78 17	1,2 15	25	12	3	4	2	1	2
E ₇₊₅	40°	280°	5	72 7	78 17	1,2 15	25	12	4	4	1	1	2.5
E ₇₊₁₀	43°	281°	10	121 12	78 17	1,5 15	25	12	3	3	2	1	2.5
E ₇₊₁₅	48°	283°	15	108 12	80 17	2,5 15	30	12	4	2	1	1	1
E ₇₊₂₀	20°	120°	20	100 12	81 17	1,1 15	30	12	4	2	4	1	1
E ₇₊₂₅	70°	287	25	78 7	88 17	1,2 15	30	12	4	2	1	1	1
E ₉	75°	290°	0	92 7	80 17	1,5 15	0	4	3	1	1	0.66	1
E ₉₊₅	42°	105°	5	87 7	81 17	2,0 15	0	0	2	4	1	0.66	1
E ₉₊₁₀	50°	115°	10	95 7	78 17	2,1 20	30	7	9	3	2	0.66	1
E ₉₊₁₅	55°	130°	15	92 7	76 17	2,2 20	25	7	9	1.5	2	1	1
E ₉₊₂₀	28°	40°	20	115 12	75 17	1,5 15	25	12	9	1.5	1	1	1
E ₉₊₂₅	28°	145°	25	105 12	67 13	1,0 15	20	12	3	4	2	1	2.5
E ₉₊₃₀	30°	150°	30	90 7	67 13	0,6 10	20	12	2	4	2	1	2.5
E ₉₊₃₅	20°	35°	35	70 7	57 13	0,6 10	20	12	4	4	2	1	2.5
E ₁₁	42°	140°	0	90 7	57 13	0,9 10	20	12	4	3	4	1	1
E ₁₁₊₅	15°	280°	5	73 7	62 13	0,8 15	20	12	3	4	2	1	1
E ₁₁₊₁₀	38°	160°	10	76 7	69 13	2,0 15	20	7	3	3	1	0.66	0.5
E ₁₁₊₁₅	39°	155°	15	110 12	71 13	2,1 20	20	12	3	2	1	0.66	0.5
E ₁₁₊₂₀	20°	275°	20	90 7	78 17	2,3 20	25	12	2	1	1	0.66	0.5
E ₁₁₊₂₅	50°	150°	25	78 7	71 13	1,0 15	25	12	2	1.5	1	1	1
E ₁₂	70°	210°	0	111 12	69 13	0,8 15	0	4	2	1.5	2	1	0.5
E ₁₂₊₅	70°	220°	5	108 12	57 13	0,9 15	0	4	4	3	1	1	0.5

Anexo B

TABLA B.1 ESTADÍA GEOMECÁNICAS DE DETERMINACIÓN DE SRF Y Q.

E ₁₂₊₁₀	32°	80°	10	133 12	78 17	1,0 15	20	12	76	4	2	2	1	1
E ₁₂₊₁₅	80°	250°	15	103 12	69 13	0,7 15	20	7		6	4	2	1	2
E ₁₂₊₂₀	70°	260°	20	111 12	57 13	0,8 15	20	7		9	4	2	1	2
E ₁₂₊₂₅	45°	140°	25	90 7	76 17	0,6 10	25	12		9	4	1	1	2
E ₁₂₊₃₀	22°	70°	30	133 12	88 17	0,7 10	25	12	76	9	4	1	1	2
E ₁₂₊₃₅	50°	139°	35	83 7	87 17	0,8 15	30	12		4	3	1	1	2
E ₁₂₊₄₀	80°	100°	40	110 12	80 17	1,0 15	30	7		3	2	1	1	2
E ₁₂₊₄₅	10°	80°	45	103 12	87 17	1,2 15	30	7	81	2	1	1	1	2
E ₁₂₊₅₀	20	180°	50	108 12	76 17	0,8 15	25	7		9	3	2	1	2
E ₁₂₊₅₅	40°	190°	55	111 12	69 13	0,9 15	25	12		9	2	1	0.66	2
E ₁₂₊₆₀	15°	20°	60	90 7	69 13	0,6 10	25	12	67	9	3	2	0.66	1
E ₁₃	70°	10°	0	109 12	76 13	0,9 15	25	12	77	4	3	2	0.33	2
E ₁₃₊₅	25°	120°	5	90 7	88 17	1,0 15	30	12		3	3	2	1	1
E ₁₃₊₁₀	28°	150°	10	103 12	87 17	1,2 15	30	7		2	2	1	1	2
E ₁₃₊₁₅	70°	320°	15	90 7	80 17	1,3 15	30	7		6	1	1	1	1
E ₁₃₊₂₀	70°	20°	20	108 12	87 17	0,8 15	30	7		6	4	1	1	1
E ₁₃₊₂₅	75°	5°	25	110 12	76 17	0,2 10	25	7		9	3	2	1	2
E ₁₃₊₃₀	72°	10°	30	111 12	69 13	0,3 10	20	7		9	2	1	1	2
E ₁₃₊₃₅	75°	15°	35	103 12	69 13	0,2 10	20	7		9	1	2	1	2
E ₁₃₊₄₀	80	20°	40	108 12	57 13	0,3 10	20	7		9	1.5	2	1	2
E _{1"}	40°	141°	0	93 7	89 17	0,8 15	30	7	76	9	1.5	1	0.66	2.5
E _{1" + 5}	40°	140°	5	95 7	78 17	0,2 10	25	7		9	1	1	1	2.5
E _{1" + 10}	30°	70°	10	87 7	78 17	0,3 10	0	4		9	4	1	1	2

Anexo B.

TABLA B.1 ESTADÍA GEOMECÁNICAS DE DETERMINACIÓN DE SRF Y Q.

$E_1'' + 15$	43°	128°	15	113 12	67 13	0,8 15	0	4		9	4	4	1	2
$E_1'' + 20$	45°	130°	20	90 7	57 12	0,8 15	25	12		3	3	4	1	2
$E_1'' + 25$	42°	138°	25	115 12	67 13	0,6 10	20	12		4	2	2	1	2
E_2'	45°	205°	0	93 7	89 17	1,0 15	30	12	51	4	2	1	1	1
$E_2' + 5$	50°	210°	5	121 12	89 17	1,0 15	30	12		6	2	2	1	1
$E_2' + 10$	55°	230°	10	78 7	78 17	0,9 15	25	12		6	4	2	1	1
$E_2' + 15$	15°	80°	15	93 7	78 17	0,6 10	25	7		6	3	1	0.6	2
$E_2' + 20$	19°	75°	20	108 12	67 13	0,6 10	0	4		3	2	1	0.33	2
$E_2' + 25$	85°	0°	25	78 7	57 13	0,9 15	20	7		3	2	2	0.6	2
$E_2' + 30$	50°	260°	30	107 12	47 8	0,9 15	20	12		3	2	2	1	10
$E_2' + 35$	59°	280°	35	72 7	67 13	1,0 15	20	12		3	2	2	1	1
$E_2' + 40$	60	290°	10	78 7	89 17	1,0 15	20	12		3	2	1	1	1

Fuente: Elaboración propia.

Leyenda:

- RCS
- RQD
- E
- CD
- AS
- J_u
- J_l
- J_a
- J_w
- SRF



- Resistencia a compresión simple
- Rock quality Designation
- Espaciamiento de discontinuidades
- Continuidad de discontinuidades
- Agua subterránea
- Numero de familiar de diaclasas
- Rugosidad de las caras de diaclasas
- Meteorización de los diaclasas
- Agua en las diaclasas
- Factor de reducción de esfuerzos
- Factores o diaclasas
- Fellicación o planos de estratificación
- Zonas de alteración

ANEXO C.

C.1 Tabla de correcciones

RI. Para martillo Schmidt

Revote RLV	Hora de Arriba $\alpha = + 90^\circ$	Horizontal $\alpha = 0^\circ$	RL corregido	
			$\alpha = + 90^\circ$	$\alpha = 0$
10	0	- 3.2	10	6.8
20	- 8.8	- 3.4	11.2	16.6
30	- 7.8	- 3.1	22.2	26.9
40	- 6.6	- 2.7	33.4	37.3
50	- 5.3	- 2.2	44.7	47.8
60	- 4.0	- 1.7	56.0	58.3

Fuente: Instituto geológico y Minero España 1984.

ANEXO D.

FICHA DE ESTACION GEOMECANICA

Formato de mapeo geomecánico										
FICHA DE ESTACIÓN GEOMECÁNICA N° _____										
COORDENADAS: x: _____ Y: _____ z: _____										
FECHA: ____/____/____ Calidad de Afloramiento: _____										
MEDIDAS	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Tipo de Plano										
Dir. Buz. (DIPDIR)										
Buzamiento (DIP)										
ESPACIADO										
> 2000 mm										
600 - 2000 mm										
200 - 600 mm										
60 - 200 mm										
< 60 mm										
CONTINUIDAD										
< 1 m										
1 - 3 m										
3 - 10 m										
10 - 20 m										
> 20 m										
APERTURA										
Nada										
< 0,1 mm										
0,1 - 1,0 mm										
1 - 5 mm										
> 5 mm										
RUGOSIDAD										
Ondulación										
JRC										
RUGOSIDAD										
Ondulación										
JRC										
METEORIZACIÓN JUNTA										
Grado										
AGUA										
Seco										
Lig. Húmedo										
Húmedo										
Goteando										
Fluyendo										
RELLENO										
Naturaleza										
Espesor mm										

Fuente: Jorda ,L, 2012. Casos reales de geomecanica aplicado a la minería ,Escuela de post Grado maestria en geotecnia y geomecanica minera ,Universidad Nacional del Altiplano-puno.

ANEXO D.1

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCO DE LAS ZONAS ALTA Y BAJA

ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES

ZONA ALTA

Espaciamiento (m)	Frecuencia discontinuidades
< 0.06	42
0.06 – 0.2	50
0.2 – 0.6	80
0.6 – 2.0	12
> 2	3

Fuente: Histograma de espaciado de discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia.

ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES

ZONA BAJA

Espaciamiento (m)	Frecuencia discontinuidades
< 0.06	40
0.00 – 0.0	48
0.2 – 0.6	75
0.6 – 2.0	10
> 2	5

Fuente: Histograma de espaciado de discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia.

PERSISTENCIA DE LOS DISCONTINUIDADES

ZONA ALTA

PERSISTENCIA (m)	Frecuencia discontinuidades
< 1 m	18
1 – 3	15
3 – 10	78
10 – 20	55
> 20	40

Fuente: Histograma de espaciado de persistencia.

Fuente: Elaboración propia.

PERSISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES

ZONA BAJA

PERSISTENCIA (m)	Frecuencia discontinuidades
< 1	30
1 – 3	20
3 – 10	80
10 – 20	65
> 20	50

Fuente: Histograma de espaciado de persistencia.

Fuente: Elaboración propia.

TIPO Y DIMENSIONES RELLENO FRACTURAS

ZONA ALTA

Dimensiones de rellenos Mm	Frecuencia del relleno
Limpia	60
Dura < 5	45
Dura > 5	35
Suave < 5	25
Suave > 5	20

Fuente: Histograma de tipos y dimensiones de rellenos y fracturas.

Fuente: Elaboración propia.

TIPO Y DIMENSIONES RELLENO FRACTURAS

ZONA BAJA

Dimensiones de rellenos Mm	Frecuencia del relleno
Limpia	50
Dura < 5	40
Dura > 5	30
Suave < 5	20
Suave > 5	15

Fuente: Histograma de tipos y dimensiones de rellenos y fracturas.

Fuente: Elaboración propia.

GRADO DE METEORIZACIÓN DE LAS JUNTAS

ZONA ALTA

Dimensiones de rellenos Mm	Frecuencia del relleno
Sana	40
Lig. Intemperizada	70
Mod. Intemperizada	68
Descompuesto	20
Muy intemperizada	7

Fuente: Histograma de meteorización de las juntas.

Fuente: Elaboración propia.

GRADO DE METEORIZACIÓN DE LAS JUNTAS

ZONA BAJA

Dimensiones de rellenos Mm	Frecuencia del relleno
Sana	70
Lig. Intemperizada	60
Mod. Intemperizada	50
Descompuesto	5
Muy intemperizada	2

Fuente: Histograma de meteorización de las juntas.

Fuente: Elaboración propia.

PRESENCIA DE AGUA SUBTERRÁNEA

ZONA ALTA

Presencia de agua	Frecuencia de presencia de agua subterránea
Seco	78
Húmedo	140
Mojado	30
Goteo	10

Figura: Histograma de la presencia de agua subterránea.

Fuente: Elaboración propia.

PRESENCIA DE AGUA SUBTERRÁNEA

ZONA BAJA

Prescencia de agua	Frecuencia de prescencia de agua subterranea
Seco	10
Húmedo	150
Mojado	110
Goteo	90

Fuente: Histograma de la presencia de agua subterránea.

Fuente: Elaboración propia.

APERTURA DE DISCONTINUIDADES

ZONA ALTA

Prescencia de agua	Frecuencia de prescencia de agua subterranea
Cerrada	63
< 0.1	56
0.1 – 1	40
1 – 5	25
> 5	10

Fuente: Histograma de apertura de discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia.

APERTURA DE DISCONTINUIDADES

ZONA BAJA

Prescencia de agua	Frecuencia de prescencia de agua subterranea
Cerrada	80
< 0.1	60
0.1 – 1	35
1 – 5	10
> 5	3

Fuente: Histograma de apertura de discontinuidades.

Fuente: Elaboración propia.

RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS

ZONA ALTA

Condiciones de rugosidad	Frecuencia de condición rugosa
Muy rugosa	20
Rugosa	30
Ligeramente rugosa	60
Lisa	10
Espejo de falla	5

Fuente: Histograma de condición rugosa.

Fuente: Elaboración propia.

RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS**ZONA ALTA**

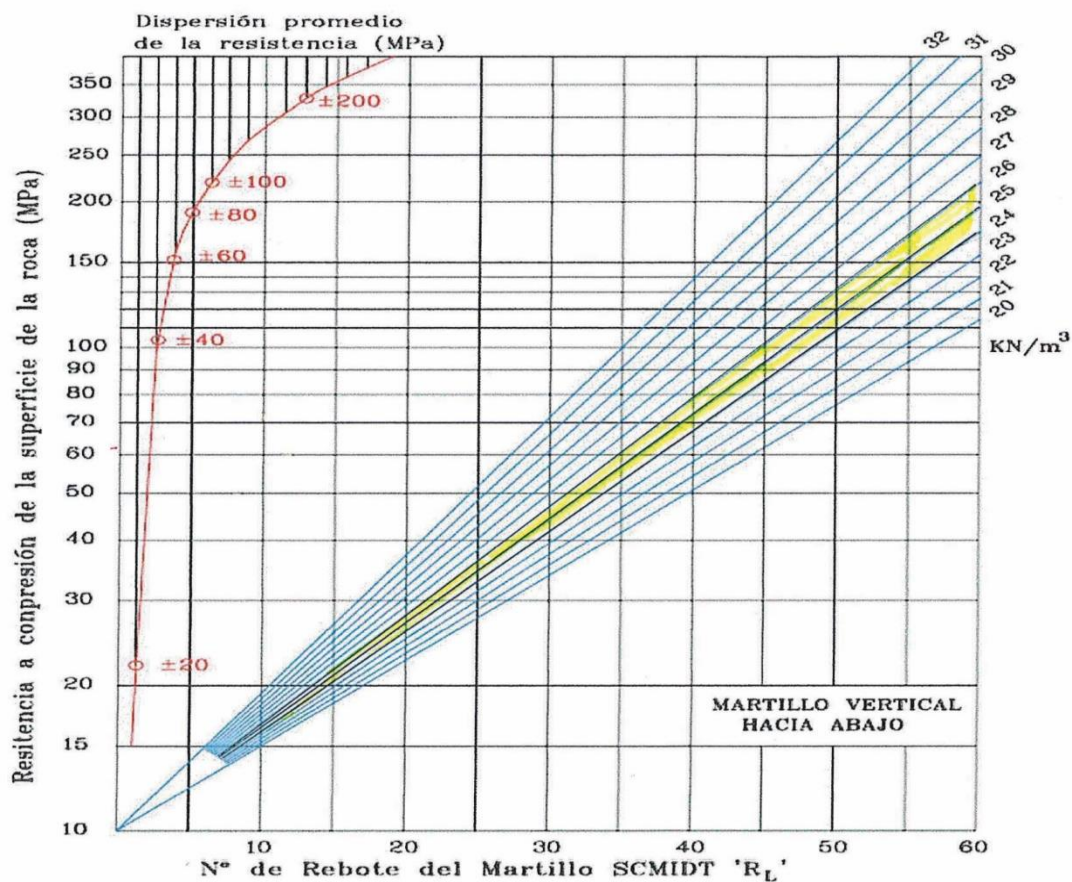
Condiciones de rugosidad	Frecuencia de condición rugosa
Muy rugosa	30
Rugosa	40
Ligeramente rugosa	80
Lisa	20
Espejo de falla	8

Fuente: Histograma de condición rugosa.

Fuente: Elaboración propia.

Anexo E.

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.

Anexo F.

Modelamiento de esfuerzos 2D de las zonas alta y baja.

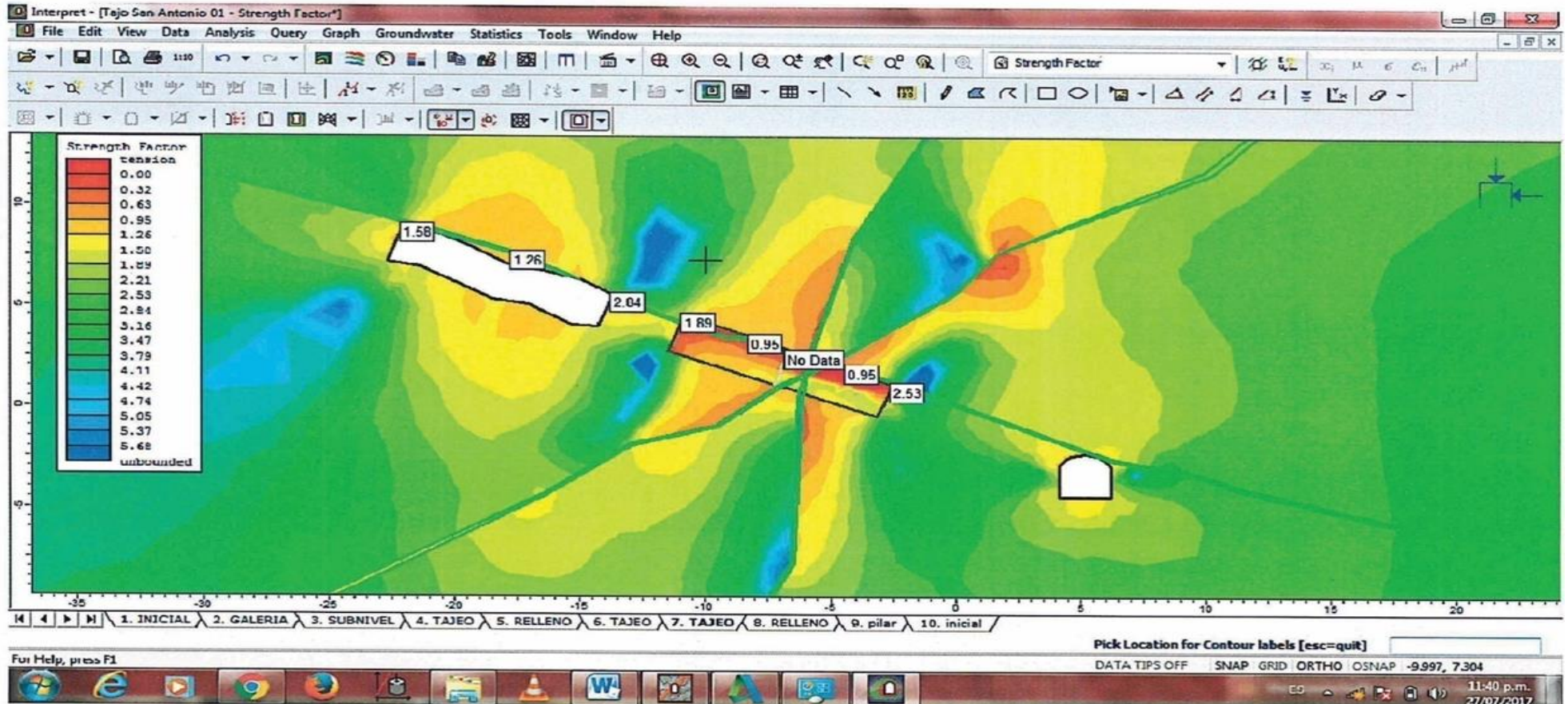


Figura F.1 Esfuerzos en 2D sección tajeros zona alta.

FUENTE: Programa de Software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004)

Anexo F.

Modelamiento de esfuerzos 2D de las zonas alta y baja.

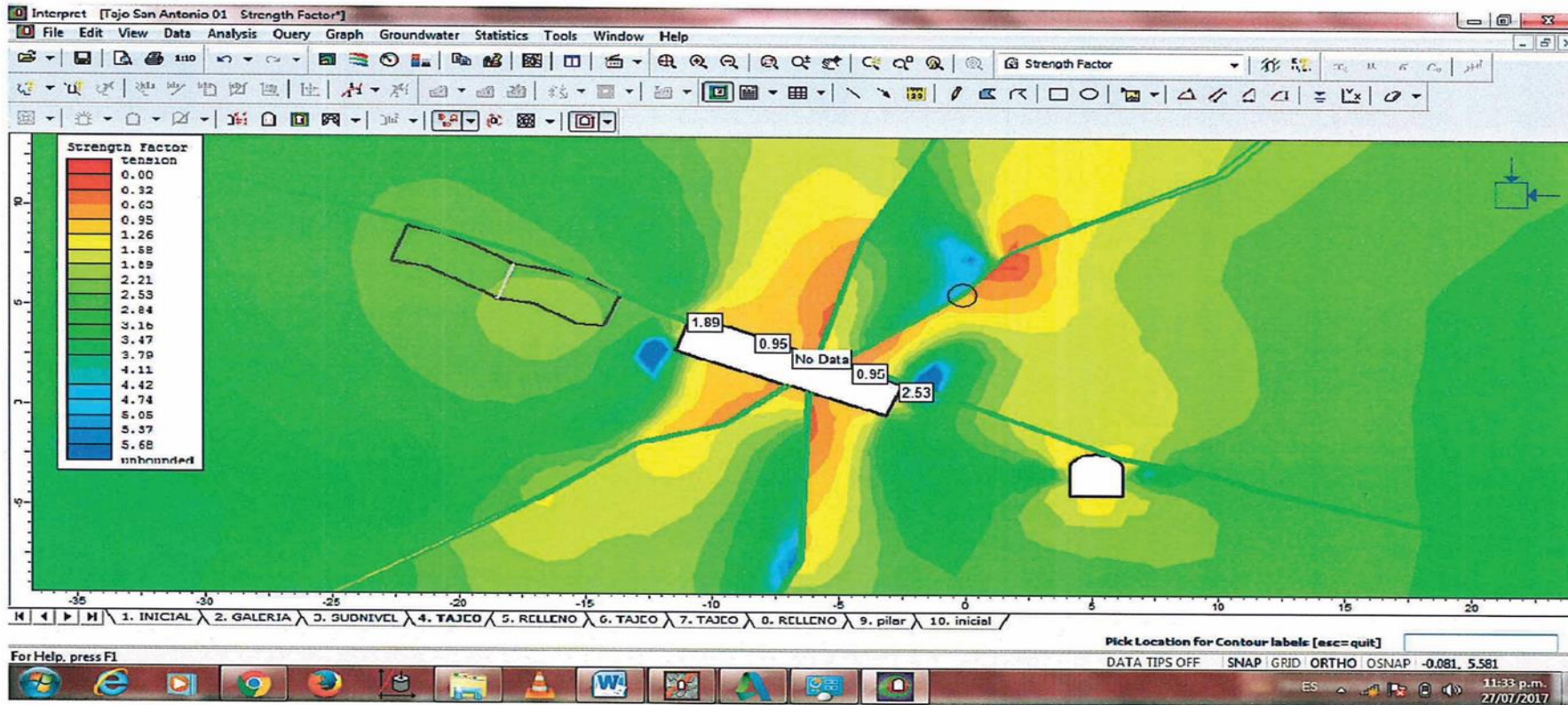


Figura F.2: Esfuerzos en 2D labores de acceso.

Fuente: Programa de Software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004)

Anexo F.

Modelamiento de esfuerzos 2D de las zonas alta y baja.

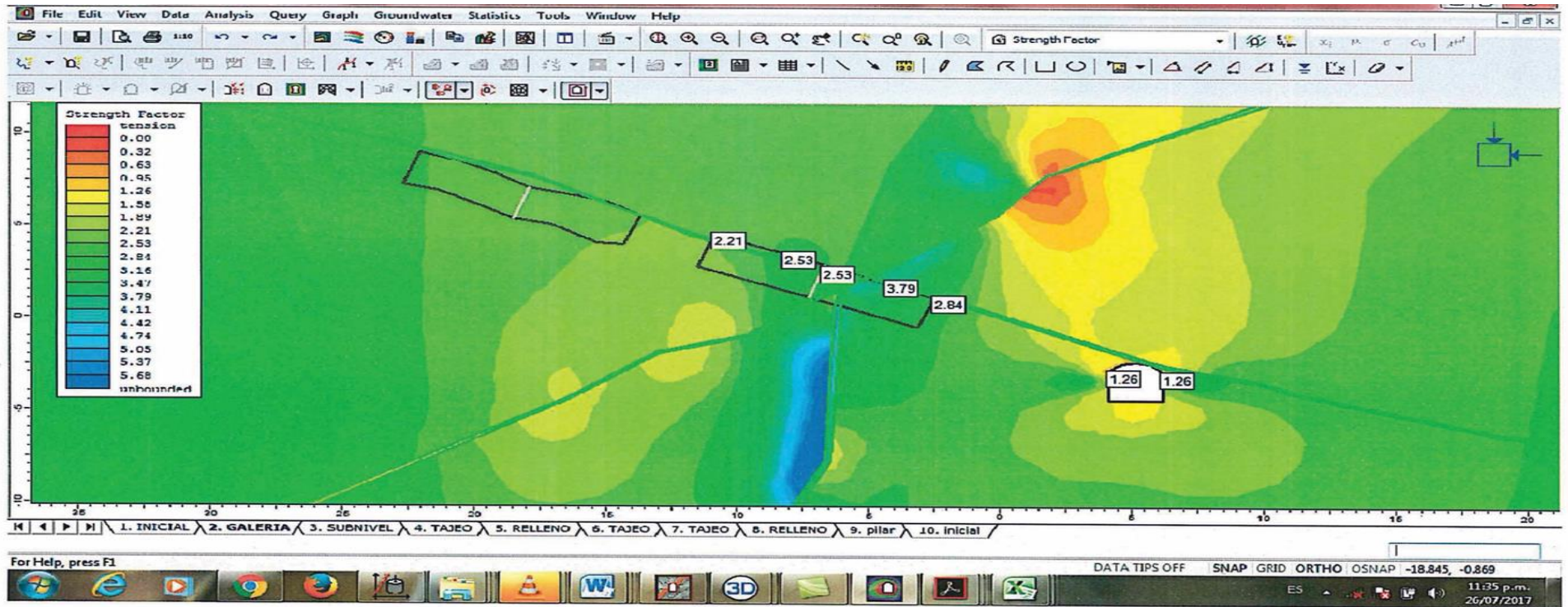


Figura F.3: Esfuerzo en 2D sección tajeros zona baja.

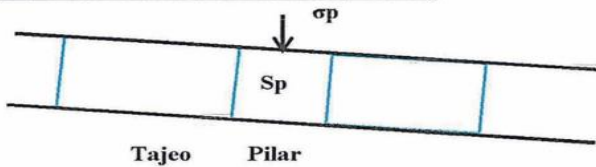
Fuente: Programa de Software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004)

Anexo G.

Cálculo de resistencia de pilares método empírico de Lunder Y Palkinis proyecto E 04 E NIVEL 4910.10

Parámetros de diseño:

g (MN/m3)	0,026
Profundidad Altura Litostatica (m)	113
s (MPa)	77,4



$$\sigma_p = \gamma * z (1 + \frac{W_0}{W_p})^2$$

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

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

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

Tabla N° 01 de cálculo de resistencia de pilares

Configuración	Altura Pilar Hp	Ancho de Pilar Wp	Longitud de Cámara W0	Esfuerzos inducidos en el Pilar sigma_p (MPa)	Cpav	K	Resistencia de Pilares Sp(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:Elaboracion propia.

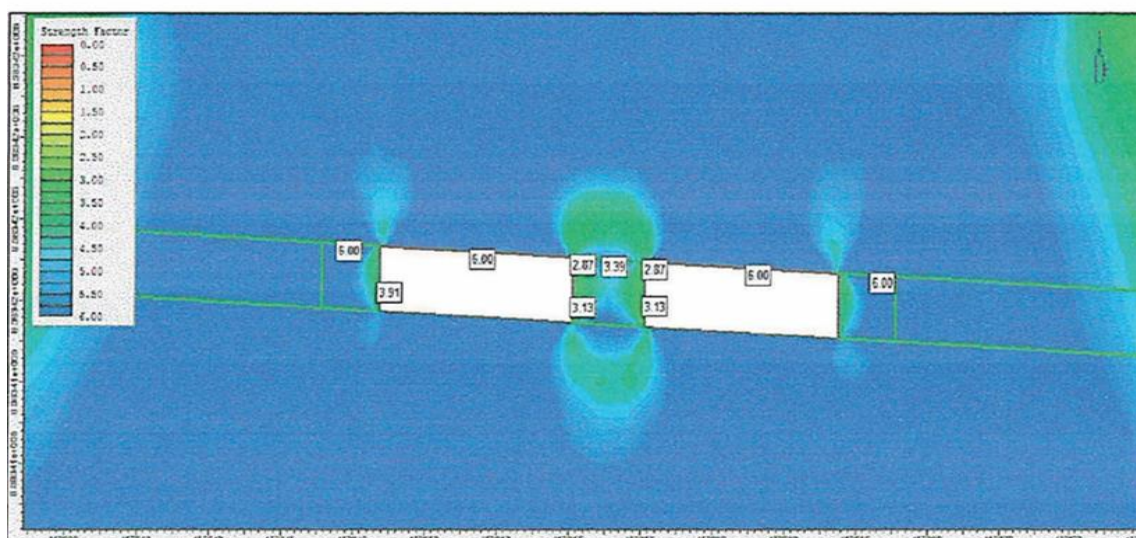


FIGURA G.1.1: Factor de seguridad en la estación E 04E.

Fuente : Programa de Software phases version 6.0. de la Rocscience Inc (2004)

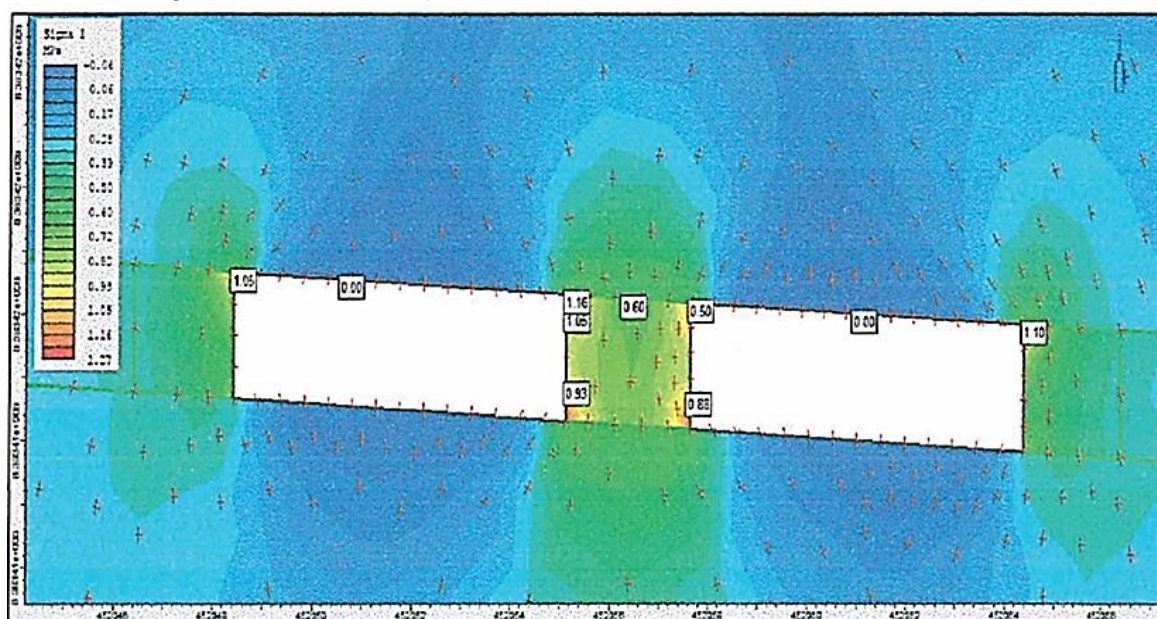


FIGURA G.1.2: Trayectoria de esfuerzos y esfuerzo principal mayor estación E04E, FUENTE: Programa de Software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004)

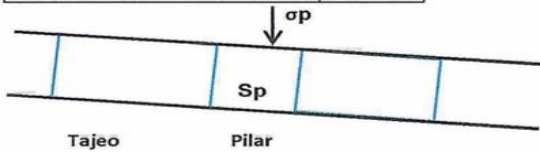
Anexo G.

Cálculo de resistencia de pilares método empírico de Lunder y Palkinis

Proyecto e 05 e nivel 4910.39

Parámetros de diseño:

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



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

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

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

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

Tabla N° 02 : De cálculo de resistencia de pilares

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.

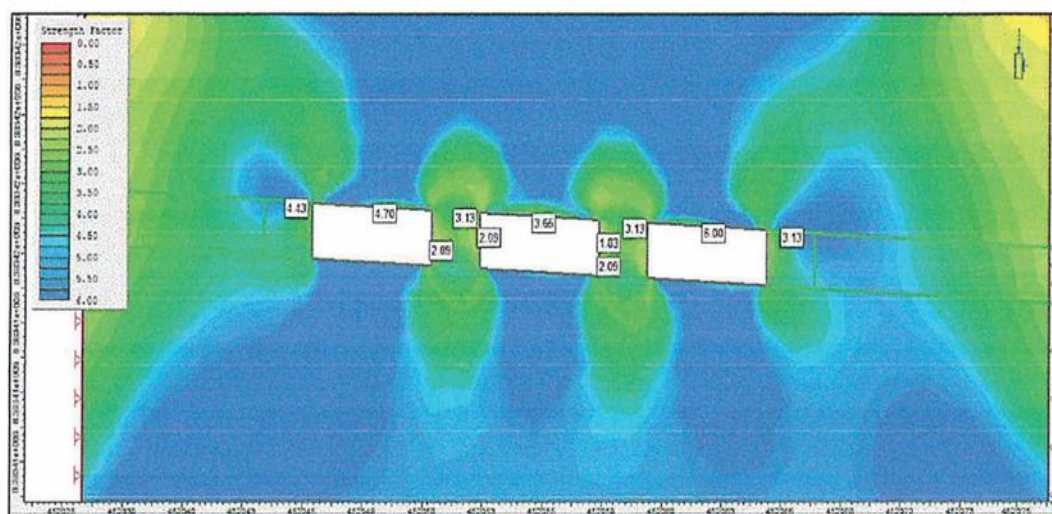
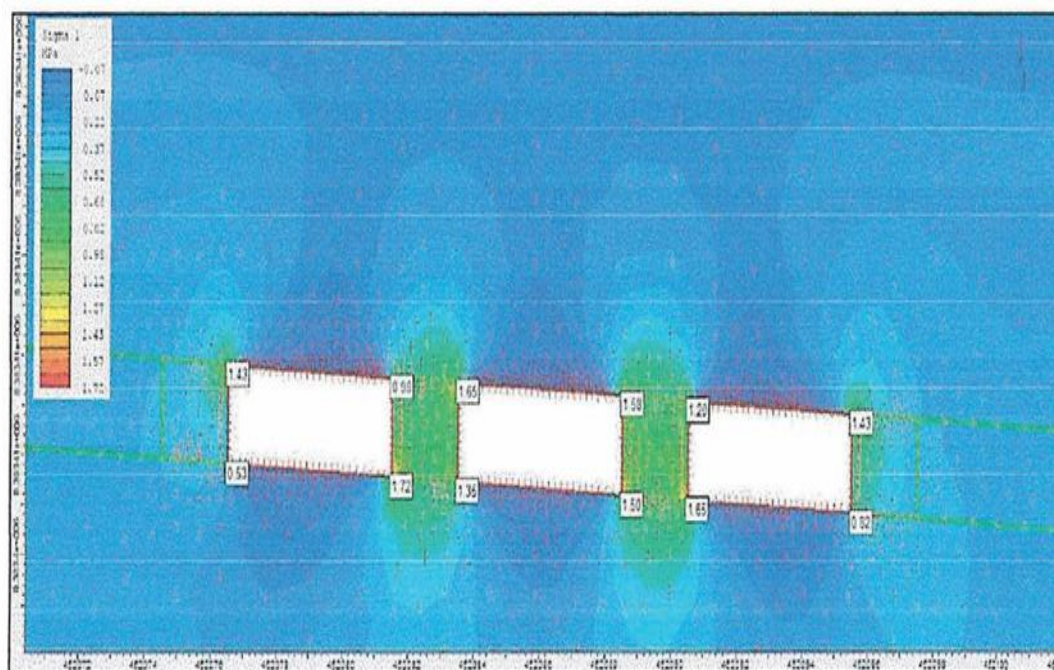


Figura G.2.1: De Factor de seguridad estación E 05 E, software phases 6.0.

Fuente: Programa de Software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004)



F

FIGURA G 2.2: trayectoria de esfuerzos y esfuerzo principal mayor estación E05E.

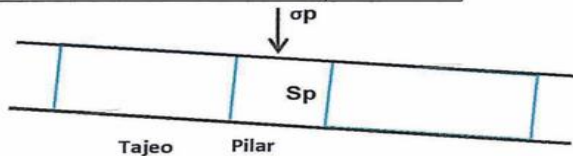
Fuente: Programa de Software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004)

ANEXO G.

Cálculo de resistencia de pilares método empírico de Lunder y Palkinis proyecto E 13 E nivel 4878.00.

Diseño de parámetros:

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



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

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

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

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

Tabla N° 3 De cálculo de resistencia de pilares

configuracion	Altura del pilar Hp	Ancho de pilar Wp	longitud de camara Wo	Esfuerzos Inducidos en el pilar(Mpa)	CPAV	K	RESISTENCIA DE PILARES	FS.
1	2	3	8,0	102.07	0.43	2.29	63.67	0.62
2	2	3	7,0	84.36	0.43	2.29	63.67	0.76
3	2	3	6,0	68.33	0.43	2.29	63.67	0.93
4	2	3	5,0	53.99	0.43	2.29	63.67	1.18
5	2	3	4,5	47.45	0.43	2.29	63.67	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	58.6	0.86
12	2.4	2.5	6,0	87.76	0.32	1.68	52.8	0.6
13	2.4	3	5,0	53.99	0.38	2	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	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	0.38	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
24	2.8	2.5	4,5	59,52	0.26	1.39	47.8	0.8
25	2.8	3	4,0	41,33	0.33	1.73	53.8	1.3

Fuente: Elaboración Propia.

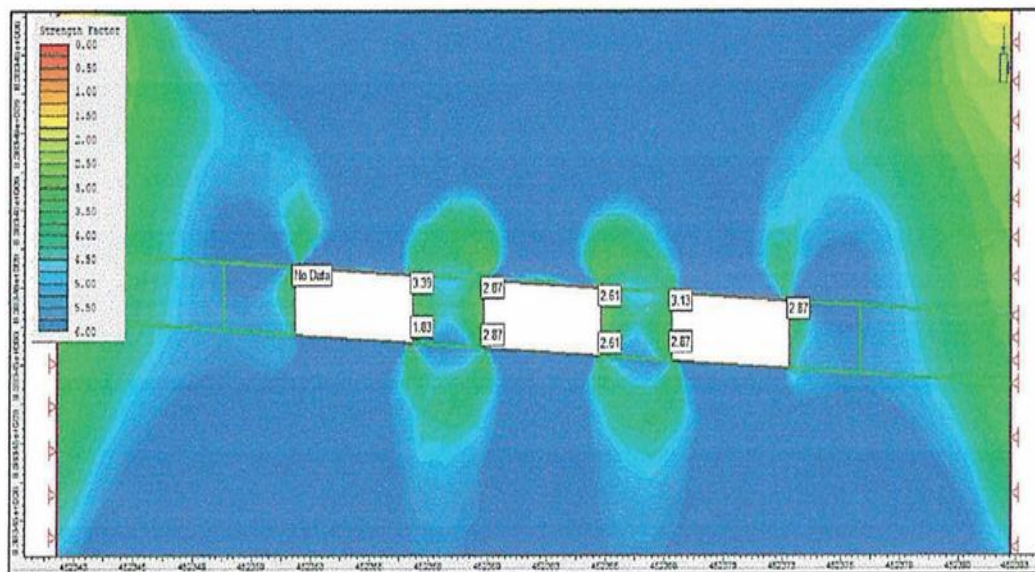


Figura G 3.1: De Factor de seguridad E 13E.

Fuente: Programa de Software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004)

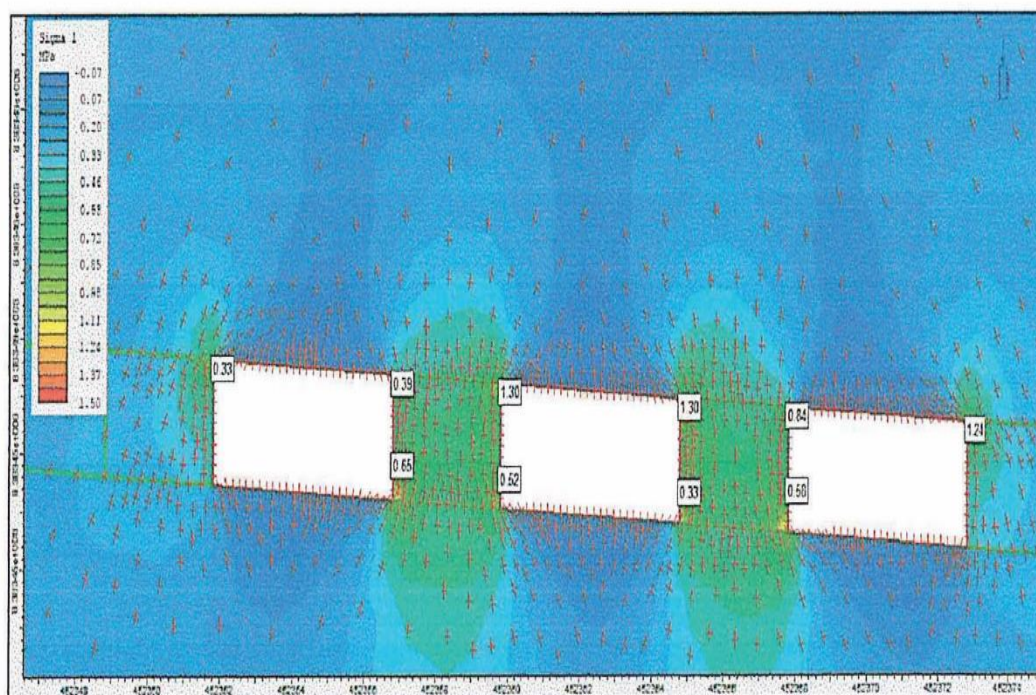


Figura G 3.2: De Trayectoria de esfuerzos y esfuerzo principal mayor estación E 13E.

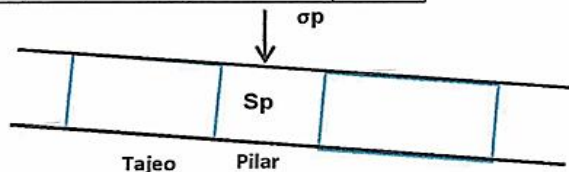
Fuente: Programa de Software phases version 6.0. De la Rocscience Inc (2004)

Anexo G.

Cálculo de resistencia de pilares método empírico de Lunder y Palkinis proyecto e 15 e nivel 4848.00

Parámetros de diseño:

γ (MN/m3)	0,026
Profundidad Altura Litostatica (m)	410
σ (MPa)	77,4



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

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

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

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

Tabla N° 04: De cálculo de resistencia de pilares

Configuración	Altura Pilar Hp	Ancho de Pilar Wp	Longitud de Cámara Wo	Esfuerzos inducidos en el Pilar σp (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.

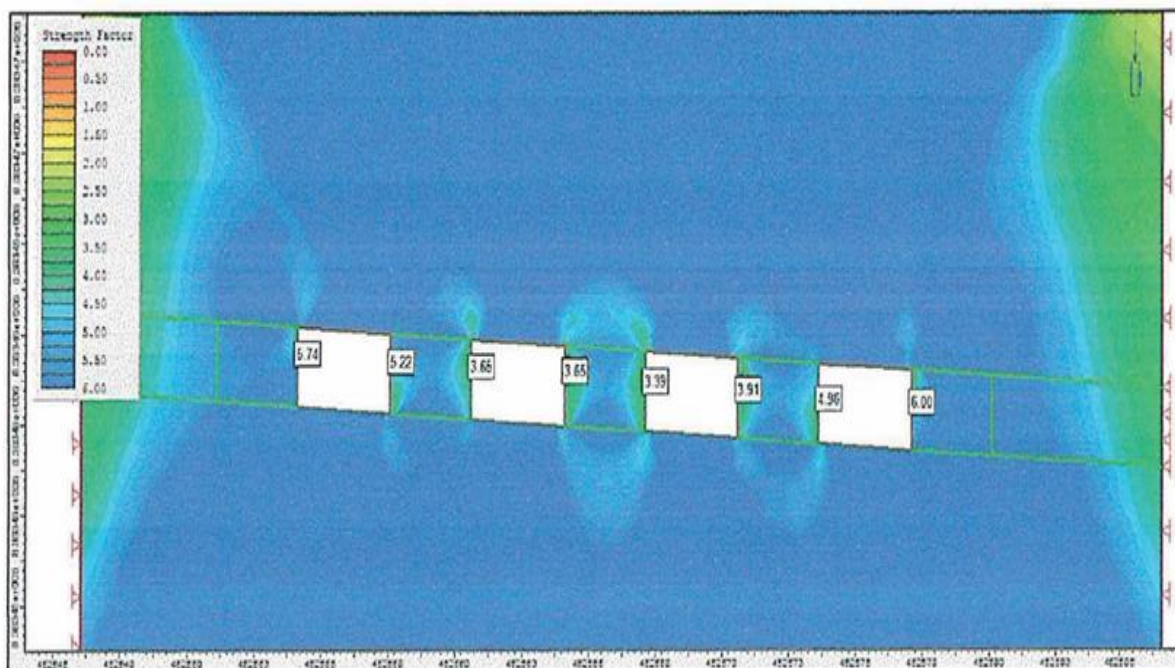


Figura G 4.1: De factor de seguridad estación E16E

Fuente: Programa de Software phases version 6.0. de la Rocscience Inc (2004)

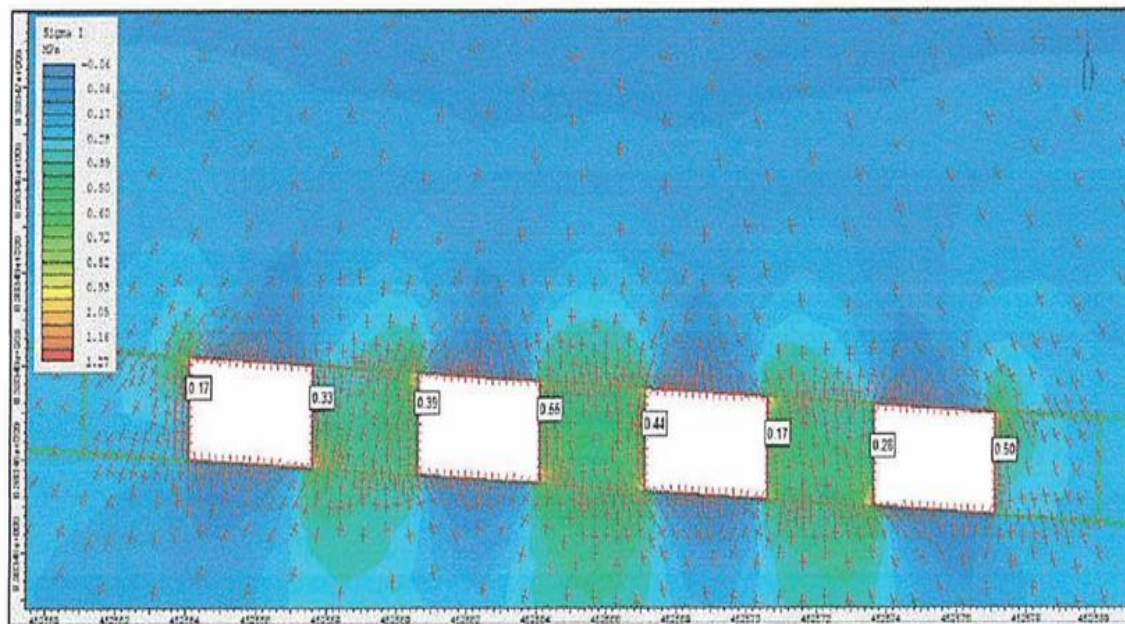
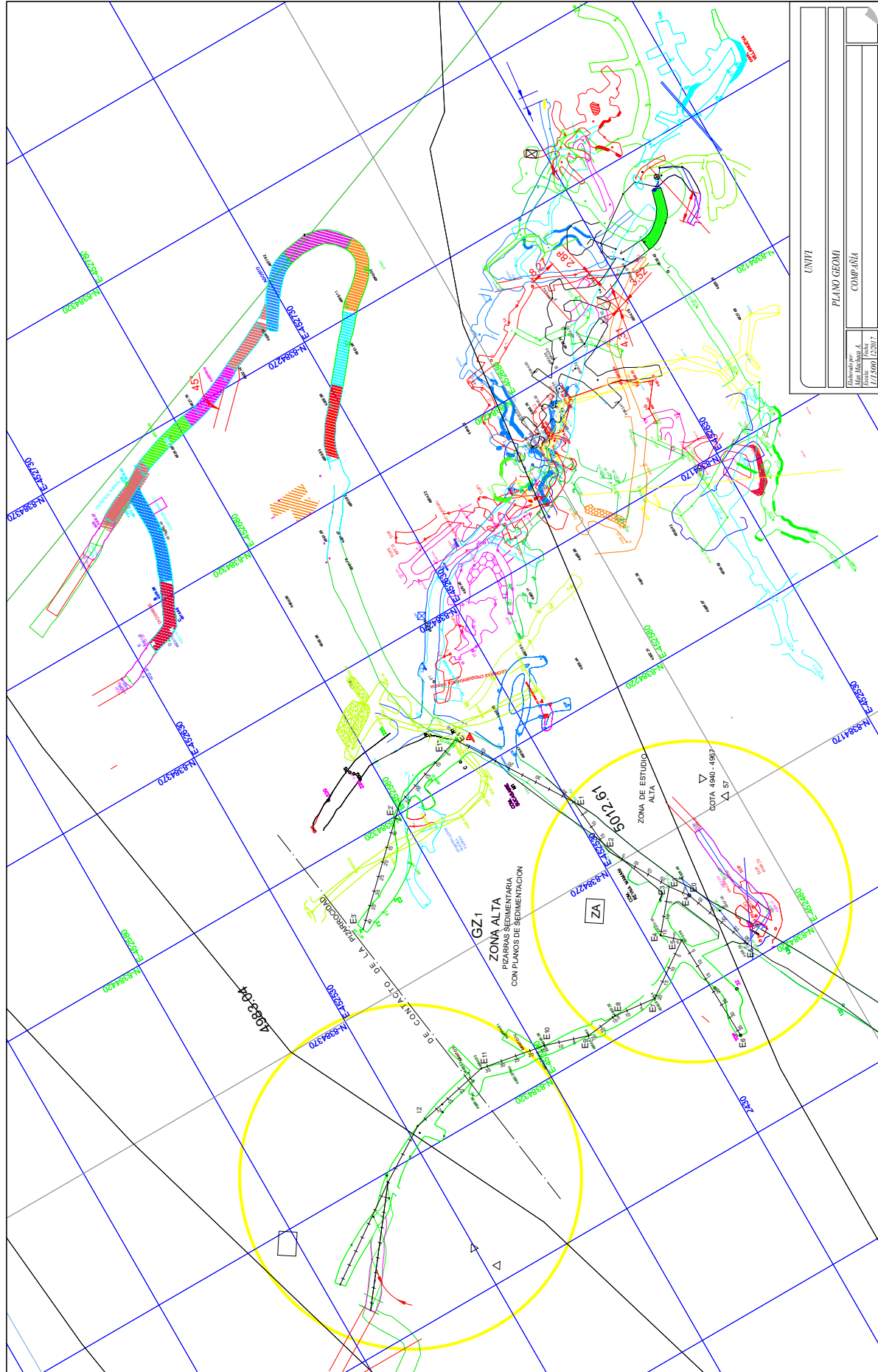


Figura G 4.2 de trayectoria de esfuerzos y esfuerzo principal mayor estacion E16E,

Fuente: Programa de Software phases version 6.0. de la Rocscience Inc (2004)

Anexo H.

Plano de compuesto del modelamiento geotécnico por estadios.



Fuente: Elaboración propia del tesisista (2017).