

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES BASADO EN LAS
CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MACIZO
ROCOSO EN LA CORPORACIÓN MINERA ANANEA S.A. –
2016”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. VICTOR HUGO MEDINA AGUILAR

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2017



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

TESIS


**“DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES BASADO EN LAS
 CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO
 EN LA CORPORACIÓN MINERA ANANEA S.A. – 2016”**

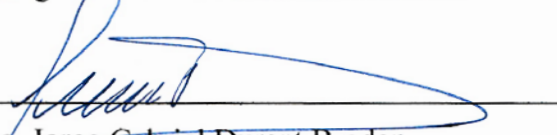
PRESENTADA POR:

Bach. VICTOR HUGO MEDINA AGUILAR
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 10-11-2017

APROBADO POR LOS JURADOS:

Presidente : 
 M.Sc. Ing. Ernesto Samuel Machacca Hanco

Primer miembro : 
 Dr. Ing. Jorge Gabriel Durant Broden

Segundo miembro : 
 Ing. Lucio Raúl Mamani Barraza

Director / Asesor : 
 Dr. Ing. Juan Mayhua Palomino

Área : GEOTECNIA

Tema : DISEÑO DE CÁMARAS Y PILARES PASADO EN LAS CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS.

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a todos aquellos que no creyeron en mí, a aquellos que esperaban mi fracaso en cada paso que daba hacia la culminación de mis estudios, a aquellos que nunca esperaban que lograra terminar la carrera, a todos aquellos que apostaban a que me rendiría a medio camino, a todos los que supusieron que no lo lograría, a todos ellos les dedico esta tesis.

A la memoria de mi padre Roque Medina, quien es mi angelito que desde el cielo me guía me protege e ilumina mi camino y a mis entrañables hijos Gary Alexis y Hugo Ledvandoski.

Medina Aguilar, Víctor Hugo

AGRADECIMIENTO

A mi madre, que me brinda su apoyo incondicional y ha hecho posible el logro de mis objetivos. Este presente trabajo es en agradecimiento a mis hermanos quienes me brindaron su apoyo moral y económico para seguir estudiando y lograr el objetivo trazado para un futuro mejor y ser el orgullo para ellos y de toda la familia.

A los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	3
AGRADECIMIENTO	4
ÍNDICE DE FIGURAS	10
ÍNDICE DE TABLAS	11
RELACION DE ACRÓNIMOS.....	12
RESUMEN	13
ABSTRACT	14
INTRODUCCIÓN.....	14

CAPÍTULO I GENERALIDADES

1.1 Planteamiento del problema.....	16
1.2 Objetivos de la investigación.....	17
1.2.1 Objetivo general	17
1.2.2 Objetivos específicos.....	17
1.3 Hipótesis de la investigación	17
1.3.1 Hipótesis general	17
1.3.2 Hipótesis específicas.....	17
1.4 Justificación de la investigación.....	17
1.5 Limitaciones del estudio	18
1.6 Viabilidad del estudio	18
1.7 Antecedentes de la investigación.	18

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1	Condiciones de la masa rocosa según el tipo de fracturamiento	21
2.1.1	Proyecciones estereográficas	21
2.1.2	Clasificación geomecánica Q de Nick Barton	24
2.1.3	Clasificación de Bieniawski (R.M.R.)	26
2.1.5	Factor de seguridad.....	29
2.1.6	Área tributaria.....	30
2.1.7	Resistencia del pilar.....	32
2.2	Definiciones conceptuales.....	35
2.2.1	Energía interna.....	35
2.2.2	Esfuerzos.....	35
2.2.3	Geomecánica.....	36
2.2.4	Discontinuidades.....	36
2.2.5	Falla	36
2.2.6	Sostenimiento.....	36
2.2.7	Desarrollo.....	36
2.2.8	Preparación	37
2.2.9	Explotación.....	37
2.2.10	Meteorización	37
2.2.11	Estabilidad	37
2.2.12	Estallido o reventazón de rocas	37
2.2.13	Factores que influyen para producirse los estallidos de rocas.....	38
2.2.14	El medio geológico	38
2.2.15	Propiedades del comportamiento mecánico del medio geológico.....	38
2.2.16	El campo de esfuerzos original.....	38
2.2.17	Calidad de macizo rocoso.....	38

2.2.18 Clases de terrenos	39
2.2.19 Tipos de materiales usados en sostenimiento	39
2.2.20 Sostenimiento en labores horizontales (galerías, cortadas y cruceros).....	39
2.2.21 Sostenimiento en tajeos	39
2.2.22 Desprendimientos	40
2.2.23 Corrimientos	40
2.2.24 Rellenos.....	40
2.2.25 Roca	40
2.2.26 Roca intacta.....	41
2.2.27 Masa rocosa (macizo rocoso)	41
2.2.28 Planos de estratificación	41
2.2.29 Fallas.....	41
2.2.30 Alteración	41
2.2.31 Caracterización de la masa rocosa.....	41
2.2.32 Condiciones de la masa rocosa	42
2.3 Generalidades de proyecto de explotación de la Corporación Minera Ananea S.A	43
2.3.1 Ubicación política	43
2.4 Geología	45
2.4.5 Sismicidad.....	47

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Diseño de la investigación	48
3.2 Tipo de la investigación	49
3.3 Nivel de investigación.....	49
3.4 Método	50
3.5 Metodología empírica analítica o empírica.....	49

3.6	Población y muestra.....	50
3.6.1	Población	50
3.6.2	Muestra	51
3.6.3	Cálculo de tamaño de muestra	51
3.7	Operacionalización de variables	51
3.8	Identificación y clasificación de variables e indicadores.....	51
3.9	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	52
3.9.1	Técnicas de análisis de datos.....	52
3.9.2	Análisis de datos.....	52
3.10	Técnicas para el procesamiento de la información.....	52
3.10.1	Codificación.....	52
3.10.2	Tabulación	52
3.10.3	Consistencia.....	52
3.10.4	Instrumentos.....	53
3.11	Aspectos éticos.....	53

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	Investigaciones básicas para el diseño de cámaras y pilares	54
4.1.1	Cálculo de RQD.....	55
4.1.2	Cálculo de RMR	56
4.1.3	Cálculo de resistencia de compresión simple	57
4.1.4	Cálculo del índice GSI.....	58
4.1.5	Cálculos de otros parámetros	58
4.1.6	Cálculo de la fuerza vertical y esfuerzos in-situ	59
4.1.7	Resumen de cálculo de la para el diseño de pilares	61
4.2	Diseño de cámara y pilares	63

4.2.1	Cálculo del ancho de la cámara	63
4.2.2	Cálculo del ángulo de inclinación.....	64
4.3	Aplicación de diseño de cámaras y pilares	64
4.4.1	Cálculo de resistencia de pilar	65
4.5	Análisis de resultados para diseñar las cámaras y pilares	67
5	CONCLUSIONES	69
6	RECOMENDACIONES	70
7	REFERENCIAS	71

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1. Esfuerzos actuantes sobre el pilar.	29
Figura 2.2. Pilares cuadrados.....	30
Figura 2.3. Pilares rectangulares.....	31
Figura 2.4. Pilares irregulares.....	31
Figura 2.5. Estados de tensiones aplicados a muestras de laboratorio	35
Figura 4.1 Cálculo de parámetros según el software RockLab	58

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Clasificación de Barton	25
Tabla 2.2. Constantes para el diseño de pilares. (Brady & Brown, 2004)	34
Tabla 2.3. Coordenadas de la ubicación del proyecto	43
Tabla 2.4. Accesibilidad a la Corporación Minera Ananea S.A.....	44
Tabla 2.5. Tabla de temperaturas por estaciones.....	45
Tabla 4.1. Cálculo de RQD mediante mapeo geomecánico.....	55
Tabla 4.2. Clasificación de RMR según Bieniawski.....	56
Tabla 4.3. Cálculo de RMR según tramos (Bieniawski, Z.T., 1989).	57
Tabla 4.4. Calculo de RCU con el martillo Schmidt.....	57
Tabla 4.5. Calculo de GSI	58
Tabla 4.6. Propiedades de resistencia de la masa rocosa.....	59
Tabla 4.7. Esfuerzos <i>in situ</i> de la Pizarra a 110 m.....	59
Tabla 4.8. Calculo de parámetros según la profundidad de los mantos	60
Tabla 4.9. Calculo de resistencias del macizo rocoso	61
Tabla 4.10. Resumen de parámetros de la pizarra.....	62
Tabla 4.11. Parámetros de operación.....	62
Tabla 4.12. Calculo de ancho de la cámara	63
Tabla 4.13. Resumen de datos y selección de ancho del pilar optimo	66
Tabla 4.14. Dimensiones óptimas de cámaras y pilares de C.M.A.S.A.....	67
Tabla 4.15. Comparación de Datos en el diseño de cámaras y pilares.....	68

RELACIÓN DE ACRÓNIMOS

Q:	Q de Nick Barton
RCU:	Resistencia a la compresión simple
R.Q.D.:	Rock Quality Designation
RMR:	Rock Mass Rating
σ_3 :	Esfuerzo principal efectivos mayor
σ_1 :	Esfuerzo principal efectivos menor
σ_{ci} :	Resistencia a compresión uniaxial
m_b :	Valor reducido de la constante del material m_i y está dado por: c_i
s y a :	Constantes del macizo rocoso
σ_{roca} :	Campo de esfuerzos presente en el macizo rocoso
S_p :	Resistencia del pilar
f_s :	Factor de seguridad
W_p :	Ancho del pilar
W_o :	Ancho de la cámara
λ :	Nro. de fisuras / espacio

RESUMEN

En la Corporación Minera Ananea S.A. en la actualidad realiza la explotación de recursos minerales auríferos por el método convencional de cámaras y pilares, siendo la sección de la galería de extracción de minerales es de aproximadamente de 2.50m x 2,00m en el portal, las dimensiones de cámaras de 6 metros y pilares 1 metro.

El objetivo del proyecto de investigación es trabajar teniendo el factor de seguridad por encima del valor mínimo aceptable 1.5 basado en la característica geomecánicas del macizo rocoso.

De continuar operando con las actuales dimensiones para las cámaras, las consecuencias serían catastróficos peor aún si hay eventos de la naturaleza como movimientos sísmicos, originando el estallido de pilares causando accidentes lamentables.

En el presente trabajo de investigación se logra diseñar cámaras y pilares óptimos de 4.5 metros de ancho de la cámara y 2 metros de ancho del pilar, teniendo como resultado el factor de seguridad 2.4, esto dará una estabilidad en seguridad de operación, así no afectará la integridad física del personal, equipos y otros. Ya que el factor de seguridad está muy por encima del valor mínimo aceptable 1.5.

Palabra clave: diseño de cámaras y pilares, estabilidad, factor de seguridad.

ABSTRACT

At Ananea Mining Corporation S.A. is currently exploiting gold mineral resources with the method of room and pillar. The dimension a of the gallery are approximately 2.5x2.0 meters at the mine portal, rooms are 6.0 x 2.0 meters, pillars are 1.0 x 1.0 meters.

The goal of this research is to perform the labors with a minimum safety factor bigger than 1.5, which is based on the geomechanical characteristics.

In case of continuing the exploitations with the actual dimensions, the consequences will be catastrophic, even worst under the event of a seism, originating rock bursts and accidents.

The goal of the research is achieved with the design of optimal rooms of 4.5 x 2.0 meters and pillars of 2.0x2.0 meters. Which gives a safe and stable operation without affecting personal and equipment. Being the safety factor above the acceptable value of 1.5.

Keywords: Room and pillar design, stability, factor of safety.

INTRODUCCIÓN

En la Corporación Minera Ananea S.A., el método de explotación de Cámaras y Pilares, se basa en la explotación del mineral a través de cámaras separadas por pilares de sostenimiento del techo. Estos pilares por contener mineral de interés pueden ser recuperados parcial o totalmente al final de la explotación del yacimiento, ya que durante las labores de desarrollo y explotación sirven de soporte garantizando la estabilidad de la galería y la seguridad.

A inicio de la aplicación del método, las cámaras y pilares se desarrollaban de manera empírica, es decir, que las dimensiones y distribución de pilares se realizaba a medida que se avanzaba en la explotación, dejando geometrías irregulares. La experiencia del comportamiento del terreno era la única manera de establecer una distancia máxima sobre pilares, lo que se obtenía después de varios años de explotación del yacimiento. Hoy en día, existe una técnica más segura mediante el estudio de la mecánica de rocas, a través del cual es posible analizar y determinar la distancia entre pilares y la sección más conveniente para la estabilidad del techo.

Finalmente, estas muestras obtenidas en campo y ensayadas cuidadosamente en laboratorio proporcionan resultados de interés que sirven para la aplicación de técnicas y métodos de evaluación de las propiedades geomecánicas las que determinan el dimensionamiento adecuado de las cámaras y pilares a fin de garantizar la estabilidad de la galería.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 Planteamiento del problema

En la actualidad la caída de rocas es uno de los grandes problemas en minas subterráneas que vienen ocasionando grandes pérdidas humanas y de materiales. El cobro de varias vidas humanas en los grandes yacimientos subterráneos que se encuentran en los principales países productores de minerales en minas subterráneas como Canadá, Australia, China y Sudáfrica por el mal estudio y caracterización de macizos rocosos que generaron como consecuencia la caída de rocas y bloques y tuvieron tal lamentable consecuencia.

En la Corporación Minera Ananea S.A. Se hace una explotación por el método de cámaras y pilares que en la actualidad se realiza la explotación de recursos minerales auríferos por el método convencional de cámaras y pilares cuya sección de la galería de extracción de minerales es de aproximadamente de 2.50m x 2,00m en entrada, las dimensiones de cámaras de 6 metros y pilares 1 metro.

La dimensión actual de operación de minado si continuasen, las consecuencias serían catastróficas peor aún si hay eventos de la naturaleza como movimientos sísmicos originando el estallido de pilares causando accidentes lamentables y pérdidas irreparables.

Se planteó realizar un estudio de la caracterización geológica y geomecánico del comportamiento del macizo rocoso para diseñar los soportes y el tipo de sostenimiento para que a posterior no se tenga consecuencias lamentables.

Pregunta general

¿Cómo diseñar cámaras y pilares mediante las características geomecánicas del macizo rocoso y recursos minerales en la corporación minera Ananea?

Preguntas específicas

¿Cuál es el diseño cámaras y pilares con dimensiones óptimas basándose en la clasificación geomecánicas del macizo rocoso de las pizarras de la formación Ananea?

¿Cuál es el diseño de cámaras y pilares tomando en cuenta el factor de seguridad de 1.5.?

1.2 Objetivos de la investigación

1.2.1. Objetivo general

- Diseñar cámaras y pilares mediante las características geomecánicas del macizo rocoso y recursos minerales en la Corporación Minera Ananea.

1.2.2. Objetivos específicos

- Diseñar cámaras y pilares con dimensiones óptimas basándose en la clasificación geomecánica del macizo rocoso de las pizarras de la formación Ananea.
- Diseñar cámaras y pilares tomando en cuenta el factor de seguridad 1.5

1.3 Hipótesis de la investigación

1.3.1 Hipótesis general

Las características geomecánica del macizo rocoso nos permitirán diseñar cámaras y pilares en la Corporación Minera Ananea S.A., según comportamiento y factor de seguridad.

1.3.2 Hipótesis específicas

- La clasificación geomecánica del macizo rocoso de las pizarras de la formación Ananea nos darán parámetros para el diseño de cámaras y pilares.
- Analizando el factor de seguridad 1.5 nos darán las dimensiones óptimas de las cámaras y pilares en el ámbito de la seguridad.

1.4 Justificación de la investigación

La justificación en la investigación de (Reveron H., 2013), El método de explotación Cámaras y Pilares en particular presenta un alto riesgo en sus operaciones ya que en ésta se van dejando pilares de roca que trabajan como columnas y permiten estabilizar el material

rocoso que se encuentra por encima de las galerías que han sido excavadas. Así mismo, por ser naturales estas contienen un porcentaje de mineral que es económicamente rentable para la empresa, lo que trae como consecuencia una reducción de su geometría para extraer la mayor cantidad de mineral, disminuyendo a su vez la estabilidad y seguridad en la mina. Para garantizar el equilibrio dentro de las galerías, estos dos factores se deben desarrollar simultánea y minuciosamente. Debido a lo antes expuesto es necesaria la realización de un estudio amplio que incluya: obtención de las variables geomecánicas presentes en el macizo rocoso, variables geométricas, a fin de aplicar modelos teóricos y fórmulas empíricas que sirvan para establecer un conjunto de dimensiones, que serán analizadas para finalmente seleccionar aquella geometría que cumpla con el factor de seguridad establecido.

La justificación en la investigación (Mendez, 2001) puede ser de carácter teórico, práctico o metodológico. Existen tres tipos de justificación: teórica, práctica y metodológica, está orientada a resolver o a solucionar algún problema respecto al diseño de cámaras y pilares mediante la evaluación geomecánicas del macizo rocoso en la Corporación Minera Ananea S.A.

1.5 Limitaciones del estudio

Las limitaciones para ejecutar el presente trabajo de investigación se centran en el personal de apoyo requerido con conocimiento de geomecánica y la disponibilidad económica y de material para logística sin embargo subsanar estas limitaciones con una adecuada capacitación al personal que acompañarán el proceso de obtención de datos de campo para aplicar el diseño de cámaras y pilares mediante las características geomecánicas del macizo rocoso y recursos minerales en la Corporación Minera Ananea S.A.

1.6 Viabilidad del estudio

El presente proyecto de investigación se considera viable en vista de que de acuerdo a las evaluaciones del macizo rocoso y los recursos minerales será factible y aplicable el diseño de cámaras y pilares mediante las características geomecánicas del macizo rocoso y recursos minerales en la Corporación Minera Ananea S.A.

1.7 Antecedentes de la investigación.

Según, **Reveron H., (2013)**, en su Trabajo Especial de Grado titulado *Dimensionamiento de cámaras y pilares en minería subterránea basado en la caracterización geomecánica del macizo rocoso de la mina Colombia en su resumen menciona*: “Para evaluar la estabilidad de la dimensiones de las cámaras y pilares propuestos, se aplica un factor de seguridad, que ira en función del esfuerzo axial aplicado y la resistencia de cada uno de ellos, donde, aquellas dimensiones de cámaras y pilares cuyo factor de seguridad este por encima del valor establecido como 1.5, que son considerados estables, y posteriormente se analizaran, seleccionándose aquel que se considere óptimo”.

Según, **Córdova R. N. , (2008)**, En tesis de postgrado titulado “*Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable*”, de la Universidad Nacional de Ingeniería en su resumen menciona: “La mecánica de rocas o más ampliamente la geomecánica, tal como se le conoce en la actualidad, es una disciplina que en las últimas tres décadas ha tenido grandes progresos, convirtiéndose en una herramienta tecnológica más en la industria minera en particular y en otras ramas de la ingeniería en general. Para su aplicación efectiva al minado subterráneo, a donde se dirige la presente tesis, las actividades geomecánicas que se realizan en una mina deben ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte de todo el personal involucrado con la explotación de la mina.

Según, **Salazar D. , (2012)**, DCR Ingenieros S.R. Ltda. *Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos*, mencionan:” La Sociedad Minera El Brocal, como parte del desarrollo de las operaciones de su mina de cobre subterránea Marcapunta Norte, De acuerdo al estudio geomecánico realizado se determinó implementar este método de minado conforme a las características geomecánicas del macizo rocoso del yacimiento. Como resultado de este estudio el dimensionamiento de los tajeos varía entre 7 y 10 m de ancho para las cámaras, 8 y 10 m de ancho para los pilares corridos, 19 y 30 m de altura de los tajeos y con longitudes de los mismos entre 30 y 53 m. La primera etapa del plan de minado comprende la extracción de los tajeos primarios (cámaras)”,

Según, **Álvaro J., Bustos C., & Yordy A., (2009)**, Facultad de Minas. Universidad Nacional de Colombia, Sede Medellín - *Dimensionamiento experimental de pilares en la minería subterránea de oro en Colombia - ISBN 978-958-98770-2-9*, en su resumen mencionan: Aquí se presenta el procedimiento y los resultados obtenidos para dimensionar los pilares

rocosos de explotaciones subterráneas de vetas auríferas situadas, Se utilizó información de la resistencia a la compresión simple proveniente del ensayo de carga puntual y levantamientos geotécnicos, Se encontraron mecanismos de ruptura de pilares y se proponen ábacos de diseño relacionando sus dimensiones, esfuerzo y resistencia por compresión, obteniéndose un factor de seguridad determinista.

Según, **Hernández V. (2013)**, *El Rol de la Geotécnica en el desarrollo de proyectos de minería subterránea*. Un enfoque a la sustentabilidad en el Congreso Iberoamericano de Minería Sustentable Santiago – Chile 13, 14 y 15 de noviembre de 2013, menciona: La geomecánica es una ciencia teórica y aplicada que se encarga del estudio del comportamiento mecánico de una infraestructura construida en un macizo rocoso o suelo. Considera las fuerzas naturales e inducidas como resultado del desarrollo de una excavación subterránea o tajo abierto, dando solución al problema de potenciales inestabilidades en las labores mineras. Esta ciencia nos entrega herramientas necesarias para diseñar y hacer seguimiento al proceso de explotación minera bajo riesgos controlados que permitan la continuidad operacional bajo un ambiente de seguridad para equipos y personas.

Según, **Romero C. , (2012)**, *Tesis Análisis de sismicidad inducida en mina subterránea río blanco sector norte III panel áreas 15, 16 y 17 nivel 16 hundimiento Codelco división andina Departamento de Geofísica Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Universidad de Concepción, Chile*, en su resumen menciona: Un proceso de fracturamiento en un macizo rocoso dentro de la actividad minera involucra una perturbación dinámica, la cual induce mecanismos de reequilibrio que dan paso a procesos de deformación tras superar cierto umbral de resistencia dentro de la roca. Estos procesos de reequilibrio generan la apertura de estructuras y/o fallas pre-existentes, es decir, rupturas en el macizo su adecuado control se transforma en una herramienta que permite un seguimiento y proporciona una operación segura tanto para el personal, maquinaria e infraestructura.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Condiciones de la masa rocosa según el tipo de fracturamiento.

Según, **Rodríguez , C., (2015)**, del Centro de capacitación Internacional (CCI), de *Geotecnia y geomecánica*, menciona que de acuerdo a las condiciones geoestructurales del macizo rocoso para el mapeo geomecánico de GSI de Hoek and Brown se puede denominar de la siguiente manera:

- Roca masiva o levemente fracturada (LF)
- Roca moderadamente fracturada(F)
- Roca muy fracturada(MF)
- Roca triturada o brechada (T)
- Roca intensamente fracturada (IF).

2.1.1 Proyecciones estereográficas

Superficies como polos y círculos máximos.

Según, (**Valencia Ch, 2010**), en curso *Geomecánica en Compañía Minera Agregados Calcáreos*. En el tratamiento de problemas de estabilidad en masas rocosas, deberá por una parte determinarse y representarse la situación en el espacio de las estructuras y los planos, por otra parte, debe ser tenida en cuenta la influencia de las estructuras de una manera

cuantitativa en relación con posibilidades de movimiento y equilibrio límite. La representación de superficies o direcciones geológicas y la consideración de sus intersecciones son posibles mediante la “Esfera de Proyección”

Superficies como Polos y Círculos máximos. Este procedimiento fue introducido inicialmente en geología por Schmidt, Sunder, Muller, Friedman y Philips.

El estado más avanzado de este desarrollo está contenido en uno de los trabajos de *Hoek&Bray*.

En el anexo 2.3, se da el ejemplo de una superficie, cuyos datos de localización son 130/40 (dirección de buzamiento/buzamiento). La representación de la misma en la red Polar será de la siguiente manera: -A partir del norte, ubicar 130° en sentido horario.

Del centro de la red, contar 40° hacia fuera y dibujar el polo, la representación de la misma en la red Schmidt será de la siguiente manera:

- A partir del norte, ubicar 130° en sentido horario.
- Girar en sentido horario y/o antihorario la falsilla, hasta quedar ubicado en el eje este-oeste.
- A partir de la periferia de la red, contar 40° hacia adentro y dibujar la traza del círculo máximo.
- A partir de ella, contar 90° y marcar el polo de esta traza.

Aplicación a estudios geológicos-estructurales.

Según, (**Valencia Ch, 2010**). Es importante en mecánica de rocas conocer la situación y orientación de las discontinuidades y fracturas que, formando un sistema, persisten bajo unas mismas condiciones en un macizo rocoso. De aquí la necesidad de llevar a cabo un análisis detallado de las discontinuidades que será fundamental en la obtención de conclusiones. Para determinar un set o familia de fracturas se sigue el siguiente proceso:

- Construcción del diagrama estereográfico con un número de datos de fracturas no inferior a 100.
- Trazado de líneas de isoconcentraciones de puntos para intervalos discretos en tanto por ciento del número total de puntos representados.

- Determinar que fracturas pertenecen o no a un set, para lo cual se sigue los siguientes criterios.
- Se estima un punto central de una concentración de polos en la red. -Establecer un rango de más menos 20 grados en dirección de buzamiento y buzamiento. -Se estima una media estadística para determinar la orientación promedio de los sistemas de fracturamiento.
- Un set es considerado como tal cuando recoge al menos 5% de los datos de fracturas.

Es preciso construir un diagrama estereográfico para el total de fracturas medidas con miras a tener una idea del agrupamiento o dispersión de los datos a fin de estudiar la persistencia de los sets a lo largo de toda la zona de estudio.

Se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Polo: representación de una orientación.
- Circulo máximo: representación de una superficie de corte.

Mapeo geomecánico.

Según, **Valencia Ch, (2010)**, Este trabajo viene a ser la recolección de data de campo, consistente en evaluar las características geomecánicas de las discontinuidades, para llevar esta información a una interpretación más clara y sencilla y que nos dé una idea del control de la estabilidad del macizo rocoso.

El mapeo es el trabajo más delicado en geomecánica y tiene que ser realizado por personal debidamente capacitado. Se conocen diferentes tipos de mapeos geomecánicos, entre los cuales tenemos:

- Lineal o líneas al detalle.
- Estaciones o parches.
- Ventanas.

Cada una de ellas tiene un fin específico, dependiendo del uso que se le quiere dar.

Hay que tener en cuenta que el mapeo geomecánico se deben realizar únicamente en dominios estructurales previamente definidos. La norma utilizada es el International Societe Rock Mechanic (ISRM).

Lineal o línea al detalle. Este método consiste en trazar una línea en un dominio estructural, la idea es que esta línea intercepte la mayor cantidad de fracturas a lo largo de la misma. El

éxito de este trabajo dependerá de la mayor toma de fracturas y/o discontinuidades a lo largo de esta línea.

Se debe tomar todas las fracturas, sin tener en cuenta su orientación, puesto que al final se hará un compósito de las mismas y se definirá las familias o sets de fracturamiento.

Para ello se deben de tomar las siguientes características de las discontinuidades:

- Orientación (rumbo y buzamiento). -Espaciamiento. -Apertura. -Rugosidad.
- Relleno.
- Persistencia.
- Meteorización.

Estación o parche.

Este método consiste en una evaluación de la estabilidad de una manera más rápida, pero debe ser realizada por personal con mucha experiencia. Primero se define un dominio estructural, luego cuantos sistemas de fracturamiento están presentes, notar cuidadosamente cuál de los sistemas es más persistente de ello depende el éxito del trabajo, una vez hecho esto, este sistema será conocido como el sistema o familia de fracturamiento mas dominante.

Luego se tomará las características más predominantes de este sistema dominante por que serán éstos quienes lo representarán. Se debe tomar entre dos o tres fracturas de los sistemas más dominantes, para poder obtener el valor de la caracterización del macizo rocoso. Los valores tomados de las características geomecánicas, corresponderán a la media estadística de cada sistema. Note que, si cometemos un error al elegir al sistema dominante, estaremos sobre-valorando o sub-valorando la calidad del macizo rocoso.

2.1.2 Clasificación geomecánica Q De Nick Barton

Propuesto por Nick Barton conocido también como índice tunelero de Barton. Esta clasificación se basa en un índice de calidad Q (ver Tabla 2.1) obtenido a partir de 6 parámetros que tienen en cuenta una serie de características del macizo rocoso. (Ramírez Oyanguren, 1991).

El índice Q se define en la siguiente ecuación:

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

Dónde:

RQD/J_n = Representa la Estructura de la masa rocosa, la cual es medida del tamaño del bloque o de la partícula, con dos valores extremos (100/0.5 y 10/20).

Tamaño de bloques

J_r/J_a = Representa la rugosidad y características friccionantes de las paredes de la junta o los materiales de relleno (4/0.75 y 0.5/20).

Resistencia al corte entre los bloques

J_w / SRF = Consiste en dos parámetros de esfuerzos. SRF es una medida de:

- 1) La carga de aflojamiento en el caso de una excavación a través de zonas de corte y rocas portadoras de arcilla.
 - 2) Esfuerzos rocosos en rocas competentes.
 - 3) Cargas de alta deformación en rocas plásticas incompetentes. Esto puede ser considerado como un parámetro de esfuerzo total.
 - 4) El parámetro J_w es una medida de presión de agua, la cual tiene un efecto adverso sobre la resistencia al corte de las juntas, debido a la reducción del esfuerzo normal efectivo.
- Esfuerzo efectivo = (1/0.5 y 0.05/20).

Ver la Tabla 2.1

Tabla 2.1.
Clasificación de Barton

Valor de Q	Tipo de roca
0,001 – 0,01	Excepcionalmente mala
0,01 – 0,1	Extremadamente mala
0,1 – 1	Muy mala
1 – 3	Mala
3 – 10	Media
10 – 40	Buena
40 – 100	Muy buena
100 – 400	Extremadamente buena
400 – 1000	Excepcionalmente buena

Fuente: Nick Barton

2.1.3 Clasificación de Bieniawski (R.M.R.)

Esta clasificación, se basa en el índice R.M.R. "Rock Mass Rating", (Ramírez Oganguren, 1991), la cual da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia de la roca matriz
- Condiciones del diaclasado
- Efecto del agua
- Posición relativa del diaclasado respecto a la excavación

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros, definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso, nos da el índice de calidad R.M.R., que varía entre 0 y 100. Los objetivos que se persiguen con esta clasificación son:

- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.
- Proporcionar una base común para la comunicación efectiva entre todas personas que trabajan en un determinado problema de geomecánica.

Se clasifican las rocas en 6 categorías. En cada categoría se estiman los valores de cohesión y del ángulo de rozamiento interno del macizo rocoso. A continuación, definen y valoran cada uno de los factores que intervienen en la clasificación:

A.-Resistencia a la compresión simple (RCU) de la roca intacta, es decir de la parte de la roca que no presenta discontinuidades estructurales.

B.-R.Q.D. Rock Quality Designation, este parámetro se considera de gran interés, para seleccionar el revestimiento de los túneles.

C.-Espaciado de las diaclasas o discontinuidades, que es la distancia medida entre los planos de discontinuidad de cada familia.

D.-Naturaleza de las diaclasas, el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:

- Apertura de las caras de la discontinuidad.
- Continuidad de las diaclasas o discontinuidad según su rumbo y buzamiento.
- Rugosidad.
- Dureza de las caras de la discontinuidad.
- Relleno de las juntas.

E.-Presencia del agua, en un macizo rocoso diaclasado, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, las descripciones utilizadas para este criterio son: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.

2.1.4 Criterio de Hoek-Brown

Según, **Hoek, E. & Brown, (1980)**, introdujeron su criterio de rotura en un intento de proporcionar los datos de partida para el análisis necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca competente. El criterio se dedujo a partir de los resultados de las investigaciones de Hoek de roturas frágiles de rocas intactas y de un modelo de estudio del comportamiento de macizos rocosos de Brown. El criterio partía de las propiedades de la roca intacta y entonces se introducían factores reductores de estas propiedades sobre la base de las características de un macizo rocoso diaclasado. Los autores, intentando relacionar el criterio empírico con las observaciones geológicas, por medio de uno de los sistemas de clasificación de los macizos rocosos, eligieron para este propósito el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por (Bieniawski, Z.T., 1989).

Debido a la ausencia de otras alternativas, el criterio fue pronto adoptado por la comunidad de la mecánica de rocas y su uso rápidamente extendido más allá de los límites originales utilizados en la deducción de las relaciones de reducción de la resistencia.

Consecuentemente, llegó a ser necesario reexaminar estas relaciones e introducir nuevos elementos cada vez que dicho criterio era aplicado a un amplio rango de problemas prácticos. Fruto de estos avances fue la introducción de la idea de macizos rocosos.

“inalterados” y “alterados” por (Hoek, E. & Brown, 1980), y la introducción de un criterio modificado para obligar a la resistencia a tracción del macizo rocoso a tender a cero para macizos de calidad muy mala. Una de las primeras dificultades que aparecen en muchos problemas geotécnicos, particularmente en el ámbito de la estabilidad de taludes, es que es más conveniente tratar el criterio original de (Hoek, E. & Brown, 1980), en términos de esfuerzos normales y al corte más que en términos de esfuerzos principales, según la ecuación:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} + (mb * (\frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}+S})^a)$$

Dónde:

σ_1 , σ_3 Son los esfuerzos principales efectivos mayor y menor en el momento de rotura; σ_{ci} es la resistencia a compresión uniaxial del material intacto; mb es un valor reducido de la constante del material mi y está dado por: ci

$$mb = mi * exp * (\frac{GSI-100}{28-14D})^{2.3}$$

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

$$S = exp * (\frac{GSI - 100}{9 - 3D})$$

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

D es un factor que depende sobre todo del grado de alteración al que ha sido sometido el macizo rocoso por los efectos de las voladuras o por la relajación de esfuerzos. Varía desde 0 para macizos rocosos in situ inalterados hasta 1 para macizos rocosos muy alterados.

2.1.5 Factor de seguridad

Según, **US Bureau of Reclamation Engineering**, (1977), el factor de seguridad depende de la cantidad y calidad de la información utilizada para estimar las cargas y la resistencia de la roca. Este factor es la relación resistencia/esfuerzo, el cual deberá ser siempre mayor que la unidad para tener pilares estables, es decir, la resistencia de los pilares deberá ser siempre mayor que el esfuerzo actuante:

- Si la información es gruesa utilizar un factor de seguridad entre 2-3
- Si existen ensayos de laboratorio del macizo rocoso utilizar un factor de seguridad en el rango 1.5-2

Sin embargo, cuando la información es pobre no existe factor de seguridad que garantice el diseño, se calcula con la siguiente fórmula.

$$fs = \frac{\text{Resistencia del Pilar}}{\text{Esfuerzo actuante del Pilar}} = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Cargas sobre pilar

- Campo de esfuerzos en el macizo rocoso
 - Constitución del macizo rocoso,
 - Densidad
 - La profundidad del pilar minero
 - La tectónica
- Esfuerzos inducidos producidos por las excavaciones mineras; ver Figura 2.1

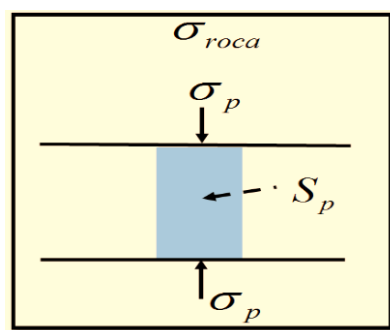


Figura 2.1. Esfuerzos actuantes sobre el pilar.

Fuente: *Brady & Brown*, (2004)

2.1.6 Área tributaria

Para la estimación del esfuerzo actuante en el pilar corrido (σ_p), se ha utilizado el concepto de la “Teoría del Área Tributaria” (Bunting , 1911), fue el primer autor en introducir la teoría del Área Tributaria para la determinación del esfuerzo promedio de un pilar. La teoría del Área Tributaria asume que un pilar se soportara si “comparte” su carga aplicada. Esta teoría es aplicable a situaciones donde similares formas de los pilares son desarrolladas en grandes áreas regulares (Salazar Eder, Córdova R. David (2013), & Córdova R. , 2013).

La fórmula general correspondiente para e (σ_p)s la siguiente:

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

Donde:

W_p =Ancho del pilar

W_o =Ancho de la cámara

σ_p =esfuerzo inducido

σ_z = esfuerzo inducido

Aplicación de la fórmula para diversas formas de pilares:

- Pilares cuadrados; ver Figura 2.2

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

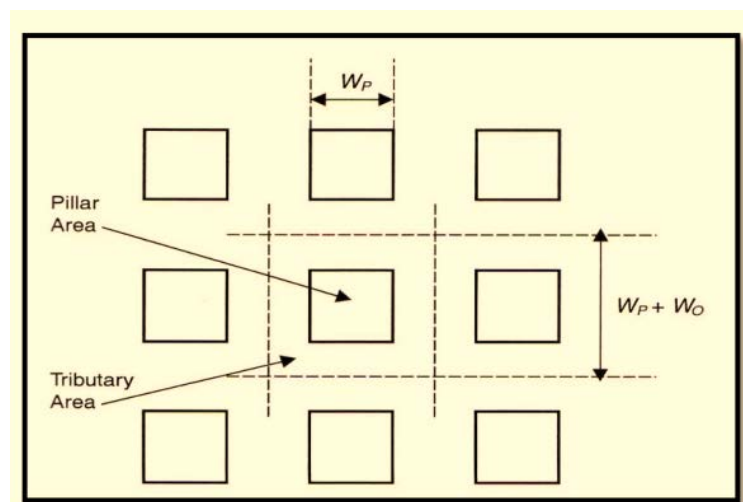


Figura 2.2. Pilares cuadrados.

Fuente: *Brady & Brown*, (2004)

- Pilares rectangulares; ver Figura 2.3

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{(W_p + W_o)}{W_p} \right) * \left(\frac{(1 + l_o)}{l_p} \right)$$

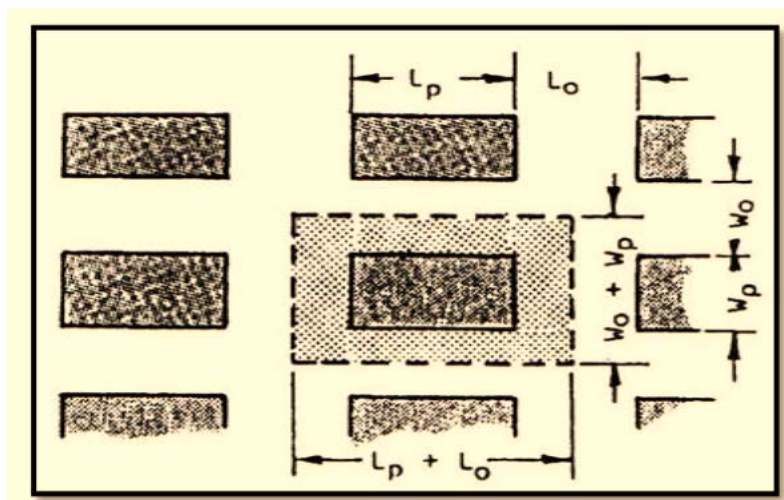


Figura 2.3. Pilares rectangulares.

Fuente: *Brady & Brown*, (2004)

- Pilares irregulares; ver Figura 2.4

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{\text{area de la columna de roca}}{\text{area del pilar}} \right)$$

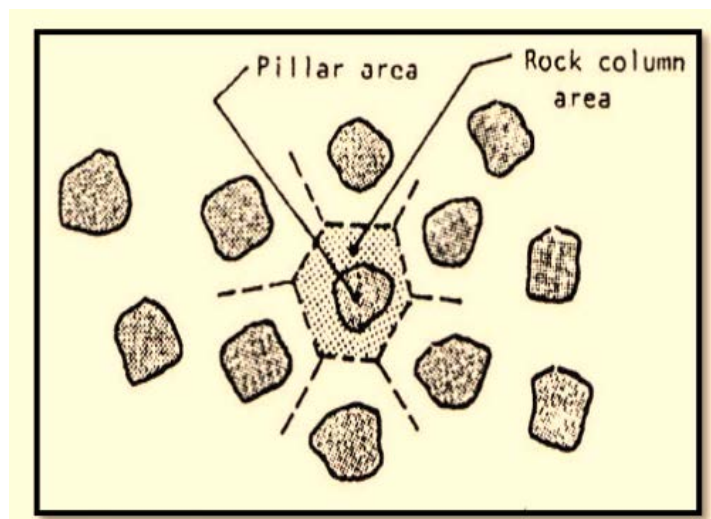


Figura 2.4. Pilares irregulares.

Fuente: *Brady & Brown*, (2004)

2.1.7 Resistencia del pilar

Resistencia del pilar

Según, **Salazar Eder, Córdova R. David (2013)**, explica que para la estimación de la resistencia de los pilares (S), se ha utilizado el criterio de Lunder y Pakalnis (1997). En base a una gran data de observaciones de comportamientos de pilares en minas canadienses en roca dura, estos autores propusieron un método de estimar la resistencia de los pilares integrando los resultados de la teoría del área tributaria y de un análisis de elementos de borde, lo cual define una fórmula de confinamiento en el pilar, que concilia las expresiones altamente empíricas de resistencia de los pilares con aquellas derivadas de principios más rigurosos, basados en criterios convencionales de resistencia de la roca y el estado de esfuerzos y confinamiento que se desarrollan en un pilar.

Según el criterio de Lunder y Pakalnis, la resistencia del pilar depende directamente de su tamaño y forma y de la resistencia de la roca intacta. La fórmula establecida es la siguiente:

$$s = (k * RCU)$$

- S = Resistencia de los Pilares (MPa)
- K = (kappa) es un término de fricción del pilar
- C_1 = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.68
- C_2 = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.52
- k = Es el factor del tamaño de la resistencia del macizo rocoso, determinado a un valor de 0.44. El valor de k también puede ser determinado con la siguiente fórmula:

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

Siendo C_{pav} la presión de confinamiento promedio del pilar que se estima con la siguiente fórmula:

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

donde:

w_p = Ancho del pilar

h = Altura del pilar

Otros criterios tomados en consideración para la estimación y cálculo de la resistencia de pilares fueron los siguientes:

- **Hedley (1972):**

$$S = K \left(\frac{w_p}{h} \right)^a$$

S = resistencia del pilar

w_p = ancho del pilar

h = altura del pilar

K = es una constante geomecánica, cuyo valor para rocas de dureza media es 133.

a y b son constantes que dependen de las características geomecánicas cuyos valores son 0.5 y 0.75 respectivamente.

- **Salomón & Munro (1967):**

$$S = K * \left(\frac{W}{H} \right)^\alpha$$

donde:

S = resistencia del pilar

W = ancho del pilar

H = altura del pilar

K = es una constante geomecánica, cuyo valor para carbón es 7,18

α y β son constantes que dependen de las características geomecánicas cuyos valores asignados son 0.46 y 0.66 respectivamente.

- **Ober-Duvall (1967)**

$$S = S_s \times \left[(a+b) \times \left(\frac{W}{H} \right) \right]$$

donde:

S = resistencia del pilar

W = ancho del pilar

H = altura del pilar

S_s = es la resistencia de un pilar cúbico (ancho-alto = 1)

a y b son constantes.

En la Tabla 2.2 se muestra las constantes de diferentes autores para el diseño de pilares que nos sirve de ayuda para el calculo de dimension de pilares optimos.

Tabla 2.2.
Constantes para el diseño de pilares. (Brady & Brown, 2004)

Fuentes	a	b	A	β
Buting (1911)	0,70	0,30	-	-
Obert & Duvall (1967)	0,78	0,22	-	-
Bieniawski (1968)	0,64	0,36	-	-
Skelly, Wolgamott &v Wang (1977)	0,78	0,22	-	-
Greenwald, Howarth & Hartman (1939)	-	-	0,50	0,83
Holland (1964)	-	-	0,50	1
Salomón & Munro (1967)	-	-	0,46	0,66
Hardy & Agapito (1977)	-	-	0,60	0,95

Fuente: Brady & Brown, 2004

2.1.7.1 Esfuerzos, tensiones y deformaciones en las rocas

Las rocas pueden estar sometidas a diversos esfuerzos y estados de tensiones, en condiciones naturales, un núcleo de roca intacta puede estar sometido a los esfuerzos como los mostrados en la figura 2.1 donde σ_1 es el esfuerzo principal mayor y es el esfuerzo principal menor ($\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$). Adicionalmente, también se encuentran sometidas a esfuerzos tangenciales t, ocasionados por la tracción entre las partículas de rocas o en las discontinuidades. Debido a que estos esfuerzos a los que se ven sometidos las rocas le ocasionan ciertas deformaciones que influyen directamente sobre sus propiedades mecánicas, es importante conocer las relaciones entre los esfuerzos y las deformaciones para poder predecir la magnitud de éstas. Uno de los aspectos más importantes que se debe conocer de un material rocoso es su resistencia a los esfuerzos a los que se ve sometido y las leyes que rigen su rotura y deformación. (González de Vallejo & Ferrer, 2002)

Ver Figura 2.5

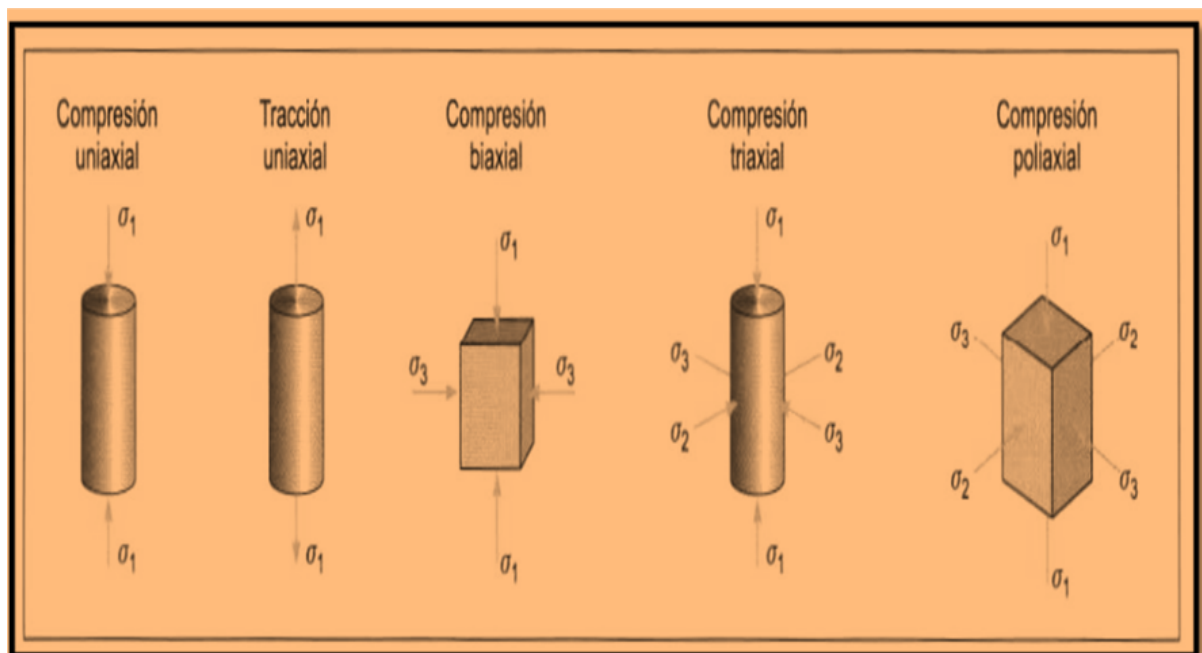


Figura 2.5. Estados de tensiones aplicados a muestras de laboratorio
Fuente: González de Vallejo & Ferrer, (2002)

Normalmente en labores donde se vean implicados esfuerzos el factor de seguridad puede alcanzar diferentes valores, cuyo rango va desde 1 (valor mínimo) e ir incrementándose según la complejidad de la obra. El riesgo implícito dentro de las labores de explotación en toda mina subterránea es muy elevado y ya que es indispensable garantizar el sostenimiento y la seguridad dentro de las mismas el factor de seguridad se inclina hacia un valor elevado. Debido a las razones antes expuestas para este trabajo se tomará la relación de resistencia y esfuerzo con un valor no menor a 1.5.

2.2 Definiciones conceptuales

2.2.1 Energía interna

La energía interna es la fuerza concentrada y almacenada en cualquier cuerpo, pudiendo convertirse en energía potencial.

Para nuestros fines de estudio diremos que es la fuerza acumulada *in-situ* en el interior del macizo rocoso y que puede actuar violentamente al producirse una excavación subterránea.

2.2.2 Esfuerzos

Son las fuerzas que aparecen inevitablemente alrededor de cualquier excavación subterránea y son las responsables de provocar los deslizamientos y desprendimientos de las rocas en una labor minera.

2.2.3 Geomecánica

Es la ciencia teórica y aplicada que se encarga del estudio del comportamiento mecánico de la roca y de las fuerzas inducidas como resultado de una excavación subterránea, dando una solución más favorable al problema de sostenimiento en las labores mineras.

2.2.4 Discontinuidades

También se le conoce comúnmente como rajadura, fractura o también juntas, conociendo bien este parámetro en una evaluación geomecánica se puede llegar a determinar la calidad de la masa rocosa.

2.2.5 Falla

Es una fractura que separa dos bloques de roca, pudiendo haber deslizamiento uno respecto del otro, estas fallas pueden estar rellenas con arcilla o elementos biológicos que se vierten desde la superficie de la tierra al hacer el movimiento tectónico de rocas.

2.2.6 Sostenimiento

Empleando los principales métodos de sostenimiento de mina como son. Pernos, Split set, enmallado, y cuadros de madera. Tiene como objeto mantener la estabilidad de la roca en todas las labores, siendo de suma importancia de trabajo ya que garantiza el desarrollo de todo tipo de actividades de la operación y la finalidad principal del sostenimiento que es evitar la caída de rocas, bancos o planchones del techo o laterales de la caja, es decir es el refuerzo que requiere una labor cuando las condiciones de inestabilidad y seguridad lo requieran. Para conseguir un buen sostenimiento es necesario una correcta indagación y evaluación del macizo rocoso a fin de elegir el correcto elemento de soporte.

2.2.7 Desarrollo

El término de desarrollo en una mina se refiere a la exploración de mineral contenido en el yacimiento seleccionado. En general en el desarrollo de minas se ejecutan; labores con pendiente negativa que se constituye como rampa o inclinados. Y si es hacia arriba con un ángulo bastante pronunciado se llama chimenea y si es en sentido contrario se llama pique.

2.2.8 Preparación

La preparación de una mina es el definir el tipo de labores de acceso al yacimiento subterráneo ya que estas pueden iniciarse: con una galería, inclinado o rampa, se considera la profundidad del yacimiento, tiempo disponible para la preparación, costo de operación y tipo de equipos para el transporte al exterior.

2.2.9 Explotación

La explotación se realiza en un yacimiento donde exista concentración de mineral, elemento o roca con suficiente valor económico como para sustentar el costo de operación, la explotación es un beneficio industrial para la empresa.

2.2.10 Meteorización

Denominada también intemperización, está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos. El grado de la meteorización dependerá de las condiciones climatológicas, morfológicas y la composición de la masa rocosa. La meteorización se divide en meteorización física, química y biológica.

2.2.11 Estabilidad

Del verbo estabilizar; en minería, significa dar permanencia firme y constante a las excavaciones subterráneas y a los taludes de labores a cielo abierto. Se logra estabilidad en labores subterráneas, utilizando métodos de sostenimiento con soporte metálico, de madera o con relleno, con pernos, malla y otros elementos que fortifique la labor minera.

2.2.12 Estallido o reventazón de rocas

Es el desprendimiento súbito y violento de grandes bloques de roca como consecuencia de las grandes presiones ejercidas en el contorno de una excavación, generalmente ocurre a grandes profundidades.

Los estallidos de rocas en las aberturas subterráneas, son el debilitamiento y desprendimiento violento de los bloques rocosos dentro de la excavación subterránea. Generalmente se puede atribuir a los siguientes factores:

- Presión de la masa rocosa alrededor de la excavación.

- Debilidad del material por no soportar la presión del macizo rocoso haciendo que la energía almacenada, se libere violentamente produciendo la rotura.

2.2.13 Factores que influyen para producirse los estallidos de rocas

Los factores relevantes antes del minado, básicamente comprenden:

- El medio geológico.
- Las propiedades de comportamiento mecánico de ese medio geológico.
- El campo de esfuerzos original.

2.2.14 El medio geológico

La presencia de plegamientos. En algunas minas metalíferas y mayormente en minas carboníferas, el minado, en sistemas de plegamientos principales, crean zonas muy susceptibles a la ocurrencia de los estallidos de rocas.

2.2.15 Propiedades del comportamiento mecánico del medio geológico

Así, se ha establecido que generalmente los estallidos ocurren en rocas que tienen resistencias compresivas en el rango de 100 a 400 MPa. Las rocas con módulos de elasticidad de 40 a 100 GPa son propensas a estallidos

2.2.16 El campo de esfuerzos original

Antes de iniciar los trabajos de laboreo de minas, los esfuerzos originales se encuentran en equilibrio relativo, que, ante la perturbación del medio, estos se reacomodan provocando el desprendimiento del macizo. Se suma a esto, el aumento de la presión litostática debido a la profundidad de las excavaciones.

2.2.17 Calidad de macizo rocoso

Las labores mineras subterráneas y superficiales, cuyos componentes son estructuras complejas; para ejecutar dichas labores mineras, es necesario poseer el máximo conocimiento del macizo rocoso. Es un requisito básico y fundamental que todo trabajador de mina debe conocer su ambiente de trabajo, esto implica el conocimiento de la calidad de la roca y la manera de contrarrestar su potencial riesgo de desprendimiento.

Para tener el conocimiento de la calidad del macizo rocoso hoy en día existen muchas clasificaciones geomecánicas que entre las más conocidas tenemos a:

- Bieniawski
- Barton
- Taylor

2.2.18 Clases de terrenos

- Duros: Al trazar y disparar deben formarse arcos o bóvedas de seguridad, en el techo de la labor.
- Fracturados: Requiere moderado sostenimiento.
- Alterados: Necesitan fuerte sostenimiento.

2.2.19 Tipos de materiales usados en sostenimiento

- Madera: Palos, tablas, tacos y cuñas de eucalipto seco. Para piques pino Oregón.
- Piedras o roca (muro seco o pircas).
- Concreto armado.
- Pernos de anclaje.

2.2.20 Sostenimiento en labores horizontales (galerías, cortadas y cruceros)

- Natural: El techo debe llevarse en forma de arco o bóveda, ubicando bien los taladros superiores (alzas).
- Cuadros de madera: Cuando el terreno es blando, en lugar de patilla se coloca un palo de madera en el piso (longarina), en cuyos extremos se paran los postes.

2.2.21 Sostenimiento en tajeos

En filones. Se deja puentes, en los echaderos y/o caminos, sin interrumpir los accesos a los mismos.

En minería artesanal, los pilares deben dejarse en los mismos tajeos.

En mantos y cuerpos. A intervalos apropiados dejar pilares para impedir que caigan planchones de la caja techo, denominándose cámaras y pilares (Room and Pillar), el método de explotación.

Puntales de madera: Se deben colocar siempre en forma perpendicular a las cajas.

- **Puntal de línea:** Se colocan para reforzar echaderos de mineral o construir buzones.
- **Puntal de seguridad:** Sirven para sostener cajas inestables. En la caja techo llevan una plantilla de madera para dar una mayor consistencia.

Muros secos o pircas: Intercalando con puntales de línea se construyen muros con piedra o roca caja para sostener rellenos.

2.2.22 Desprendimientos

Son los movimientos de inestabilidad producidos por falta de apoyo, se definen a rocas que caen por una ladera, debido a la pérdida de apoyo que los sustentaba, entre los desprendimientos o desplomes, en una excavación subterránea se puede denominar a un bloque de roca que cae del techo de la excavación

2.2.23 Corrimientos

Son movimientos que afectan a una gran cantidad de masa de terreno. Un tipo particular de corrimiento son los deslizamientos, que se producen cuando una gran masa de terreno o inestable, desliza con respecto a través de una superficie franja de terreno de pequeño espesor. Los deslizamientos se producen cuando una franja se alcanza la tensión tangencial máxima en todos sus puntos.

2.2.24 Rellenos

Se agrupan bajo esta denominación todos aquellos depósitos artificiales, realizados por la demanda de ciertas actividades, como construcción de obras civiles (terraplenes, presas de tierra, etc.) o bien como cúmulo de materiales de desecho, sobrantes estériles, etc. (vertedero y escombreras).

2.2.25 Roca

La roca es un conjunto de sustancias minerales formados diversos materiales como cristales o granos de uno o más minerales, constituye la parte sólida de la tierra y otros cuerpos planetarios. En la tierra el manto y la corteza están hechos de roca.

2.2.26 Roca intacta

La roca intacta, es el bloque ubicado entre las discontinuidades y podría ser representada por una muestra de mano o trozo de testigo que se utiliza para ensayos de laboratorio.

2.2.27 Masa rocosa (macizo rocoso)

La masa rocosa, es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales. Dependiendo de cómo se presenten estas discontinuidades o rasgos estructurales dentro de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado.

2.2.28 Planos de estratificación

Dividen en capas o estratos a las rocas sedimentarias.

2.2.29 Fallas

Son fracturas que han tenido desplazamiento. Éstas son estructuras menores que se presentan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina.

2.2.30 Alteración

La alteración de la roca o más propiamente dicha, alteración hidrotermal, se produce por la ascensión de fluidos o gases magmáticos a altas temperaturas a través de fracturas o zonas de falla. Éstos afectan a los rellenos de las zonas de falla y sus cajas, originando reemplazamientos y rellenos, que modifican las condiciones del macizo rocoso en los cuales se emplazan., Algunos tipos de alteración, como la silicificación y en menor grado la calcificación, mejoran las características de la masa rocosa, incluyendo las zonas de falla. Otros, como la propilitización, disminuyen levemente las condiciones debido a la presencia de cloritas en las paredes de las fracturas. La sericitización y la argilitización (aumento de

minerales arcillosos) son las alteraciones más desfavorables para los macizos rocosos donde se emplazan.

2.2.31 Caracterización de la masa rocosa

Para conocer la masa rocosa, hay necesidad de observar en el techo y las paredes de las labores mineras, las diferentes propiedades de las discontinuidades, para lo cual se debe primero lavar el techo y las paredes. A partir de estas observaciones se podrán sacar conclusiones sobre las condiciones geomecánicas de la masa rocosa. Debido a la variación de las características de la masa rocosa, el supervisor deberá realizar en forma permanente una evaluación de las condiciones geomecánicas, conforme avanzan las labores, tanto en desarrollo como en explotación, utilizando el presente manual como una herramienta de clasificación de la masa rocosa. En situaciones especiales, el supervisor deberá realizar un mapeo sistemático de las discontinuidades, denominado mapeo geomecánico, utilizando métodos como el “registro lineal”, para lo cual debe extender una cinta métrica en la pared rocosa e ir registrando todos los datos referidos a las propiedades de las discontinuidades, teniendo cuidados de no incluir en ellos las fracturas producidas por la voladura. Los datos se irán registrando en formatos elaborados para este fin, luego serán procesados y presentados en los planos de las labores mineras.

2.2.32 Condiciones de la masa rocosa

De acuerdo a cómo se presenten las características de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento al ser excavada. Si la roca intacta es dura o resistente y las discontinuidades tienen propiedades favorables, la masa rocosa será competente y presentará condiciones favorables cuando sea excavada.

Si la roca intacta es débil o de baja resistencia y las discontinuidades presentan propiedades desfavorables, la masa rocosa será incompetente y presentará condiciones desfavorables cuando sea excavada. Habrá situaciones intermedias entre los extremos antes mencionados donde la roca tendrá condiciones regulares cuando sea excavada.

2.3 Generalidades de proyecto de explotación de la Corporación Minera Ananea S.A

2.3.1 Ubicación política

La Corporación Minera Ananea S.A. tiene la ubicación en la parte occidental de la Cordillera Oriental, exactamente en el centro poblado La Rinconada, distrito de San Antonio de Putina del Departamento de Puno, a una altitud de entre los 4.800 a 5.500 metros sobre el nivel del mar.

Lugar de ubicación: Cerro Lunar de Oro

Distrito: Ananea

Provincia: San Antonio de Putina

Departamento: Puno

2.3.2 Ubicación geográfica

En el ámbito geográfico el presente proyecto de investigación se realizara en las Operaciones de la Corporación minera Ananea S.A. que se ubica dentro de la concesión Ana María N° 1, en el paraje La Rinconada, entre el nevado Ananea y el cerro San Francisco, en el sector denominado Santa Ana, Balcón III a 5,007 m.s.n.m., donde dicha empresa minera se ubica en el extremo Sur Oriental del Perú, al Nor este de la Región Puno, en el extremo sur de la cordillera oriental de los andes, dentro de la cordillera Carabaya en la zona Nor oriental de la meseta del Collao. Ver Tabla 2.3

Tabla 2.3.

Coordenadas de la ubicación del proyecto	
COORDENADAS GEOGRÁFICAS	COORDENADAS GEOGRÁFICAS
LATITUD SUR:	longitud OESTE:
14°37'26"	69°26'47"

Fuente: departamento de Geología

2.3.3 Accesibilidad

Desde Lima, se accede mediante vía terrestre y aérea, hasta la ciudad de Juliaca, y desde la Puno se accede a la mina siguiendo las rutas PE-34A y PE-34G de la red vial nacional, y

el empalme con la ruta 27, siendo la ruta más accesible, comercial y transitada la que se presenta en la Tabla 2.4

Tabla 2.4.
Accesibilidad a la Corporación Minera Ananea S.A.

Desde:	Hacia	km	Condición
Puno	Juliaca	45	Asfaltado
Juliaca	Desvío Putina	50	Asfaltado
Desvío Putina	Huatasani	21.6	Asfaltado
Huatasani	Putina	20	Asfaltado
Putina	Ananea	64	Trocha
Ananea	Rinconada	7	Trocha

Distancia total Puno – La Rinconada = 209 Kilómetros

Tiempo aproximado de viaje = 3 horas

Fuente: Elaboración Propia

2.3.4 Datos meteorológicos

a) Clima

Según la investigación del proyecto, **Quiroz C. (2013)**, El área del proyecto pertenece a las zonas de Vida: Tundra Pluvial Alpino Subtropical (TP – AS) y Nivel Subtropical (N-S), entre estas dos zonas de vida se desarrollan las actividades del proyecto; las actividades de extracción de la Corporación Minera Ananea S.A., se realizan sobre los 4,800 m.s.n.m. en la primera zona de vida, la biotemperatura media anual máxima es de 4 °C y la media anual mínima es de 2.5 °C, en la segunda de la biotemperatura media anual generalmente se encuentra por debajo de 2 °C.

La zona se caracteriza por presentar dos estaciones bien definidas, invierno y verano, el primero presenta un ambiente claro, por la mayor hora de luz solar, seco y frío con una duración de ocho meses, de mayo a diciembre, y el verano es húmedo, oscuro por el menor tiempo de brillo solar y frío con una duración de cuatro meses, desde enero a abril.

b) Temperatura

La zona se caracteriza por ser zona frígida y lluviosa con las siguientes particularidades:

De agosto a marzo se presentan fuertes precipitaciones pluviales acompañados con fuertes nevadas y granizo que duran varios días con temperaturas de 3 a 13°C, se nota una elevación de temperatura ambiental hasta 15°C en algunas ocasiones.

De abril a agosto es un periodo seco frio debido a las temporadas de heladas con descensos de temperaturas hasta los 15°C bajo cero por las noches y en el día es soleado y templado, las precipitaciones son muy esporádicas.

La temperatura promedio mensual máxima varía entre 10°C y 13 °C y la temperatura promedio mensual mínima entre -6°C y -2°C, sus temperaturas más bajas extremas se han registrado en invierno llegando hasta -10°C y -15°C bajo cero. Ver Tabla 2.5

Tabla 2.5.
Tabla de temperaturas por estaciones

Cuadro de temperatura por estación (2005)					
N°	ESTACIÓN	TEMPERATURA			CARACTERISTICAS DE LAS ESTACIONES
		MÁXIM	MINIMA	PROM.	
A					
1	PRIMAVERA	17	-2	7.5	Comienzo de las precipitaciones pluviales
2	VERANO	15	-5	5	Fuertes precipitaciones pluviales con nevada y granizo
3	OTOÑO	8	-11	-1.5	Comienzo de la heladas
4	INVIERNO	10	-7	1.5	Seco frígido
	Promedios	12.5	-6.25		

Fuente: Laboratorio Environmental Quality Analytical Services S.A (EQUAS)

c) Precipitación

En la Corporación Minera Ananea S.A., La precipitación en la zona presenta una variación estacional, de acuerdo al análisis de información meteorológica de las estaciones de Ananea y Cuyo Cuyo. La precipitación media anual en Ananea es 647.7mm y la precipitación media anual, siendo los meses de enero, febrero y marzo de mayor precipitación. En la zona del centro poblado de la Rinconada, se ha estimado la precipitación media mensual y anual en base a los registros de las estaciones meteorológicas de Ananea y Cuyo Cuyo, por método de isoyetas, donde la precipitación media anual en la Microcuenca Ananea es 617.2 mm.

2.4 Geología

2.4.1 Geología general

Los mantos auríferos del paraje la Rinconada, son yacimientos de tipo filoniano, en donde la mineralización del oro se presenta en mantos de cuarzo ahumado, estratificado en los esquistos y cuarcitas del paleozoico inferior estando en gran parte cubiertas por hielo glaciario el mismo que ha experimentado un trabajo muy activo de erosión meteórica, la acción de estos elementos han venido destruyendo por largas edades geológicas; las crestas más salientes de la cordillera reduciéndolas probablemente por centenares de metros y transportando de las partes bajas.

La desglaciación ha dejado grandes depósitos de morrenas y arcillas a lo largo de la quebrada del Ccorhuari y la Rinconada que concurren hacia la laguna La Rinconada producto de este fenómeno existen dos zonas; la zona de San Francisco al SE y Lunar al NE.

En el área de la Rinconada afloran una sucesión de lutitas y pizarras negras, con intercalación de cuarcitas en su parte inferior que generalmente tiene como rumbo NW – SE y con buzamientos de 15° a 20° al Sur, estos estratos pertenecen a la Formación Ananea.

2.4.2 Geología regional

La cordillera oriental muestra una alineación geomorfológica y estructura de NW – SE, la zona de Ritty pata, se encuentra ubicada en el flanco oriental perteneciente a la vertiente del océano atlántico las deprecaciones longitudinales de los valles fluvio-glaciares del terciario superior y cuaternario inferior.

Las rocas más antiguas en el extremo NE de la provincia de San Antonio de Putina y la mayor parte de la provincia de Sandía consisten en una secuencia de pizarras azuladas y filitadas del paleozoico sobre las cuales se han depositado areniscas y calizas del cretácico y cubriendo las formaciones anteriores por unas extensas formaciones de ginebritas del terciario y depósitos aluviales glaciares del cuaternario.

2.4.3 Geología local

Constituida por pizarras negras y esquistos con intercalaciones de cuarcitas. También se presentan rocas intrusivas de paleozoico superior y material no consolidado del cuaternario. En la Formación Ananea se observan lutitas y pizarras que afloran tanto en el sector SE, donde se ubica la unidad operativa de la Corporación minera Ananea y al NE se ubica la

mina “Cerro Lunar de Oro”. Los afloramientos de diques conocidos como san pedro y tentadora, con rumbos promedios de NE a SE y con buzamientos a NE.

2.4.4 Geología estructural

Estructuralmente se observa una sucesión de stock de intrusivo que consiste en granitos, granodioritas y dioritas a lo largo del eje de la cordillera de Carabaya. En el área de la rinconada se distinguen dos unidades estructurales de un flanco normal y en otra del flanco inverso. La primera está compuesta por un conjunto casi monoclinal de capas, con repliegues y ondulaciones decamétricas que busca el promedio del 20° - 25° al sur de la potencia de los estratos oscila entre 20 – 100 cm como promedio. La unidad del flanco inverso se compone por estratos que forman plegamientos potentes de una o varias decenas de metros y separados entre sí por contactos tectónicos cizallantes de buzamiento leve.

2.4.4.1 Estratigrafía

Las rocas más antiguas la constituyen las pizarras, lutitas, areniscas, calizas del cretáceo y cubriendo estas formaciones se encuentran un conjunto de ignimbritas del terciario, depósitos aluviales y glaciares del cuaternario. Las rocas paleozoicas ocupan toda la cordillera de Carabaya y las rocas mesozoicas aparecen en la cuenca del Titicaca ininterrumpida por formaciones del cenozoico.

2.4.5 Sismicidad

De acuerdo al Mapa de Zonificación Sísmica del Perú, el área del proyecto, materia del presente estudio ambiental, se encuentra ubicada en la categoría sísmica II y calificado como zona sísmica media.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Diseño de la investigación

El diseño de investigación según, (Reveron, 2013), constituye un plan general para obtener respuestas a interrogantes o comprobar la hipótesis de investigación y desglosar las estrategias básicas que el investigador adopta para generar información exacta e interpretable.

De acuerdo a los parámetros que se toman en cuenta para catalogar el diseño de una investigación, el presente trabajo especial de grado se caracteriza por ser del tipo experimental descriptiva y documental.

El diseño de la investigación según, (Hernández, 2003), El diseño de la investigación *es experimental*, ya que se manipulan las variables geométricas a modo de buscar la óptima dimensión de las cámaras y pilares haciendo énfasis en las características geomecánicas del macizo rocoso. Mediante el estudio de fórmulas empíricas vistas anteriormente en el capítulo II, se correlaciona el ancho, la altura y el largo tanto de las cámaras como de los pilares, estudiando su comportamiento frente a las propiedades de la roca confinante, para obtener un factor de seguridad que seleccione la geometría más efectiva.

Por otra parte, tenemos que la investigación documental se define como parte fundamental donde el investigador observa y reflexiona sistemáticamente sobre bases teóricas, usando para ello diferentes tipos de documentos.

Según, **Arias, F. G. (2012)**. "La investigación documental es un proceso basado en la búsqueda, recuperación, análisis, crítica e interpretación de datos secundarios, es decir, los obtenidos y registrados por otros investigadores en fuentes documentales: impresas, audiovisuales o electrónicas".

Con lo antes mencionado, se puede entender que esta investigación es documental ya que se utilizaron fuentes teóricas de terceros, buscando y analizando cada uno de los detalles mostrados en documentos digitales e impresos, relacionados con el desarrollo en minería subterránea.

3.2 Tipo de la investigación

Según, **Hernández, Fernández, & Baptista, (2003)**, Hay estudios exploratorios, descriptivos, correlacionales, y explicativos.

El presente trabajo de investigación es analítico y descriptivo de enfoque cuantitativo pues se recolectarán datos de campo que posteriormente serán analizados considerando que la investigación descriptiva busca especificar propiedades, características y rasgos importantes de cualquier fenómeno que se analice (Hernández, Fernández, & Baptista, Tipos de investigación, 2003).

Según la naturaleza de los objetivos en cuanto al nivel de conocimiento que se desea alcanzar:

- La investigación exploratoria: es considerada como el primer acercamiento científico a un problema. Se utiliza cuando éste aún no ha sido abordado o no ha sido suficientemente estudiado y las condiciones existentes no son aún determinantes.
- La Investigación descriptiva: se efectúa cuando se desea describir, en todos sus componentes principales, una realidad.
- Investigación analítica: es aquella que tiene la noción de analizar minuciosamente los datos para poder tomar la aplicación respectiva en el campo del proyecto.

3.3 Nivel de investigación

En los niveles de investigación pueden ser consideradas las siguientes:

Descriptivo. Describe las características del macizo rocoso en una circunstancia temporal y geográfica determinada, su finalidad es describir y/o estimar parámetros, se describen

frecuencias y/o promedios, y procedimientos de tendencia central, se estiman parámetros con intervalos de confianza.

Analítico. En el post-proceso de recojo de datos se hace el proceso de cálculo y análisis de datos para posteriormente realizar los diseños correspondientes

3.4 Método

En un sentido más general, es un orden que se debe imponer a los diferentes procesos necesarios en cualquier dominio para lograr un fin dado o un resultado deseado. Dentro de la lógica, el método es el procedimiento o plan que se sigue en el descubrimiento de las crecientes verdades de la investigación. Los métodos son instrumentos de trabajo que no aplica una sola ciencia; por ejemplo, la inducción es empleada por la química, la biología, la astronomía. Pero el método se particulariza en cada una de las disciplinas, dando lugar a las metodologías especiales.

3.5 Metodología empírica analítica o empírica

La metodología es un instrumento que enlaza al tesista con el objetivo de la investigación, sin la metodología es casi imposible llegar a la lógica que conduce al conocimiento científico, la metodología empírica es un método de investigación que usa la reflexión lógica y experiencia para producir conocimiento. Aunque en términos amplios la metodología ha sido tradicionalmente incorporada como una de las partes de la lógica, puede entenderse como el terreno específicamente instrumental de la investigación, y sus relaciones se dan de modo directo con el método en un sentido amplio y con el objeto de estudio adaptándose a éste. La metodología traduce en el plano operativo y concreto las orientaciones generales que define el método a través de las técnicas, procedimientos y herramientas de todo tipo usadas durante la investigación. De otra parte, la "metodología de la ciencia" es una investigación sistemática del carácter lógico de los métodos empleados en las ciencias empíricas.

3.6 Población y muestra

3.6.1 Población

La población está constituida por el conjunto de todas las observaciones posibles con el establecimiento de la unidad de análisis y su respectiva delimitación, el presente trabajo de investigación es el conjunto de mediciones en el proceso de mapeo geomecánico,

propiedades físico-mecánicas tanto de la roca intacta, así como del macizo rocoso se procesarán en el software DIPS para la caracterización del macizo rocoso.

3.6.2 Muestra

Constituye un conjunto de unidades o elementos de una población conformada por un grupo de datos seleccionados como representativos, la muestra se obtendrá aplicando la fórmula para cálculo del tamaño de la muestra conociendo la población

3.6.2.1 Muestreo

Es el proceso de la toma de muestras en el proceso de la investigación científica cuya función específica es hacer inferencias sobre dicha población.

3.6.3 Cálculo de tamaño de muestra

Se utilizará la fórmula de Fisher y Navarro es la siguiente:

$$n = \frac{(N)(Z^2_c)(P)(Q)}{D^2(N-1) + (Z^2_c)(P)(Q)}$$

Dónde:

- N=Población
- Z=Nivel de confianza
- P=Probabilidad de éxito
- Q=Probabilidad de fracaso (Q=1-P)
- D=Precisión (Error máximo permisible en términos de proporción).

3.7 Operacionalización de variables

La operacionalización de las variables se refiere a la forma de desintegrar la variable en sus indicadores e índices para poder efectuar las mediciones posibles dicho cuadro se muestra en el Anexo 1.1.

3.8 Identificación y clasificación de variables e indicadores

La identificación y clasificación de variables e indicadores se ha realizado de acuerdo al planteamiento de la hipótesis, objetivos y el problema de investigación.

3.9 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.9.1 Técnicas de análisis de datos

Es muy importante realizar análisis estadístico, la información recolectada será representada en tablas de contingencia, con tantas entradas como indicadores tengan las variables, o también serán representadas en gráficos, cualquiera que sea su forma, los cuales se mencionarán en cada caso específico.

3.9.2 Análisis de datos

Se establece el tipo de análisis que se requiere en esta investigación, el cual se realiza mediante un análisis cuantitativo se necesita usar la estadística descriptiva, pues se busca describir datos y posteriormente a efectuar el análisis estadístico.

3.10 Técnicas para el procesamiento de la información

Se hará uso de técnicas de codificación, tabulación consiste en la elaboración de tablas y cuadros de consistencia para luego en función a estos cuadros elaborados se puede realizar el análisis respectivo con el apoyo de un ordenador específico es el software Excel avanzado y otros.

3.10.1 Codificación

Codificar los datos significa asignarles un valor numérico que los represente. Es decir, a las categorías de cada ítem y variable se les asignan valores numéricos que tienen un significado en cada variable.

3.10.2 Tabulación

Es la construcción de tablas y Gráficos requerida por el estudio en donde cada variable tiene su título respectivo, con los cuales se ha elaborado una base de datos en el ordenador.

3.10.3 Consistencia

En la consolidación del presente trabajo de investigación se requiere tablas y gráficos que facilitará su interpretación, para evitar redundancia o incongruencias de los datos, se definieron variables, dimensiones, ítems e indicadores.

3.10.4 Instrumentos

Un instrumento de recolección de datos es un recurso que se requiere para acercarse a los fenómenos y extraer de ellos información dentro de cada instrumento concreto pueden distinguirse dos aspectos diferentes que son forma y contenido, sintetiza, técnicas de recolección que emplea:

- a. Papelería para cálculos previos
- b. Guías
- c. Diario de campo
- d. Libreta de notas
- e. Martillo Schmidt
- f. Tablas y mapas.
- g. Cuestionarios
- h. Catálogo
- i. Software especializado (*RockLab*)

3.11 Aspectos éticos

Se harán referencias a los derechos de cada autor que ha sugerido y propuestos temas de interés considerando diversos principios jurídicos y éticos además se considerará al autor en la bibliografía correspondiente, en el desarrollo del presente trabajo de investigación por sus características particulares de las características geomecánicas del macizo rocoso y su influencia en el diseño de método de explotación de cámaras y pilares en la Corporación Minera Ananea S.A.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Investigaciones básicas para el diseño de cámaras y pilares

Según los estudios geomecánicos en la Corporación Minera Ananea S.A. con su equipo de ingenieros de Geología y Geomecánica se hizo un análisis de los parámetros empleados para el dimensionamiento de pilares.

Profundidad de los mantos: el promedio con respecto a la superficie se encuentra a 110 metros, en la mina santa Ana que será el punto exacto de nuestro proyecto de investigación este valor tiene incidencia directa con el esfuerzo vertical máximo y en consecuencia en los esfuerzos inducidos sobre los pilares.

Buzamiento de los mantos: Tomando las fuentes del modelamiento geológico de los mantos mineralizados provistos por la ingeniería de la Corporación Minera Ananea SA, se determinó que el buzamiento promedio es de 30°.

Altura del pilar: según el área de operaciones y planeamiento los pilares tienen una altura promedio de 1.50 metros llegando a veces como máximo a los 2 metros por lo que se considera que la altura máxima del pilar sea de 2 metros de altura tomando la facilidad de operación en interior mina

Altura del pilar puente: *la roca que conforma el puente entre mantos de mineral es la pizarra y tiene un promedio de 3 metros de alto y se considera como valor mínimo porque un valor menor podría tener consecuencias en la estabilidad de las cámaras, este parámetro*

tiene incidencia directa con el ancho máximo de la cámara, este dato se corrobora con las iteraciones realizadas para determinar las dimensiones de los componentes estructurales relacionado al diseño de cámaras y pilares.

4.1.1 Cálculo de RQD

El cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área o zona predeterminada de la operación minera.

RQD Determinado en el campo por el área de Geotecnia, en un tramo longitudinal de pared expuesta con la fórmula de (Priest & Hudson, 1976).

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

Dónde:

λ = Nro. De Fisuras / metro

En el Anexo 4.1 y en la Tabla 4.1 se muestra el cálculo de RQD quedando con un valor de 98% redondeando el promedio de las 10 muestras. Ver Tabla 4.1

Tabla 4.1.

Cálculo de RQD mediante mapeo geomecánico

MUESTRA	NÚMERO DE FISURAS Λ	RQD
Muestreo 1	2	98.2469037
Muestreo 2	2	98.2469037
Muestreo 3	3	96.30636869
Muestreo 4	2	98.2469037
Muestreo 5	2	98.2469037
Muestreo 6	2	98.2469037
Muestreo 7	3	96.30636869
Muestreo 8	2	98.2469037
Muestreo 9	1	99.53211598
Muestreo 10	2	98.2469037
	PROMEDIO RQD	97.9873179

Fuente: Elaboración Propia

4.1.2 Cálculo de RMR

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno son los siguientes:

- a. Resistencia a compresión simple del material (RCU)
- b. El RQD (Rock Quality Designation)
- c. El espaciamiento de las discontinuidades
- d. El estado de las discontinuidades
- e. La presencia de agua
- f. Orientación de las discontinuidades, según sea para cimentaciones, túneles o taludes.

El **RMR** se obtiene como suma de las puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros y oscila entre 0 y 100, y que es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca (ver Tabla 4.2). Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR; ver la Tabla 4.2

Tabla 4.2.

Clasificación de RMR según Bieniawski

CLASE	INTERVALO	CONDICIÓN DE ROCA
I	$RMR > 80$	Muy Buena
II	$80 < RMR < 60$	Buena
III	$60 < RMR < 40$	Media
IV	$40 < RMR < 20$	Mala
V	$RMR < 20$	Muy Mala

Fuente: Bieniawski (1989)

En función de la clase obtenida se toma la valoración respectiva del sistema de valoración de la masa rocosa (ver Anexo 4.2), se puede establecer una estimación de las características geotécnicas (ángulo y cohesión) y de su comportamiento frente a excavaciones.

Los cálculos de RMR cuentan con 21 ensayos que están en el Anexo 4.3, de ello se obtiene un promedio de RMR mediante tramos para obtención precisa de valores que se muestra todos los valores para la obtención del RMR según, (Bieniawski, Z.T., 1989), en la Tabla 4.3.

Tabla 4.3.

Cálculo de RMR según tramos (Bieniawski, Z.T., 1989).

TRAMOS	1	2	3	4	5	6	7	8	PROM
VALORES	79	75	77.5	76.5	76.7	77.5	77.5	76.5	77.0

Fuente: Elaboración Propia

4.1.3 Cálculo de resistencia de compresión simple

La resistencia de compresión Simple se mide en el laboratorio y en campo. En el proyecto de investigación se toma los datos del campo mediante el departamento de Geología con el martillo de Schmidt que es un método esclerométrico que pretende deducir la resistencia de la roca a través de un estudio de su dureza superficial, sin destruirlo obviamente es menos preciso ya que todos los métodos no destructivos conllevan a eso, pero sea un dato obtenido para la dimensión de cámaras y pilares en la Corporación minera Ananea S.A.

Para el recojo de datos se hizo una serie de ensayos recogidos en campo que a continuación se muestra en la Tabla 4.4 con una serie de golpetazos en diferentes zonas de las labores de operación en la Corporación minera Ananea S.A. Ver tabla 4.4

Tabla 4.4.

Calculo de RCU con el martillo Schmidt

Muestra de Campo	VALOR (promedio)
Muestra SA001	100,005
Muestra SA002	100.002
Muestra SA003	100,008
Muestra SA004	100,015
Muestra SA005	100,028
Muestra SA006	100,012
PROMEDIO FINAL	100.012

Fuente: Elaboración Propia

Mediante los ensayos en campo con el martillo de Schmidt tenemos el dato de 100,012 en promedio después de tomar los 60 ensayos promediados (Anexo 4.4) a 10 muestras que se tomó en 6 diferentes lugares.

4.1.4 Cálculo del índice GSI

La relación entre el índice RMR con el índice GSI está dada por el criterio de (Hoek, Kaiser, & bawden, 1995), que se estima mediante la tabla de Caracterización del macizo rocoso en función de los bloques basado en el entramamiento y las condiciones de las juntas cuya tabla que esta adjuntado en los anexos 4.5 y 4.6, además indica la siguiente formula.

$$GSI = RMR - 5$$

Con esta fórmula se halla en índice GSI asumiendo que el valor de la alteración (D) será de 0.5, dicho valor se toma del anexo 4.7 por el criterio de Hoek en ello se muestra en la tabla 4.5 los resultados del cálculo del índice GSI. Ver la Tabla 4.5

Tabla 4.5.

Calculo de GSI

Sector	Muestra	RMR	GSI
ANANEA	M1	77	72

Fuente: Elaboración Propia

4.1.5 Cálculos de otros parámetros

Se hizo cálculo de los siguientes parámetros usando el criterio de falla de *Hoek – Brown (1988)* y el generalizado de *Hoek (2006)*: índices m_b , s y a , módulo de *Young* del macizo rocoso (E_m); utilizando el software de RockLab que se toma los datos de la Figura 4.1 resumido en la Tabla 4.6, ver Figura 4.1

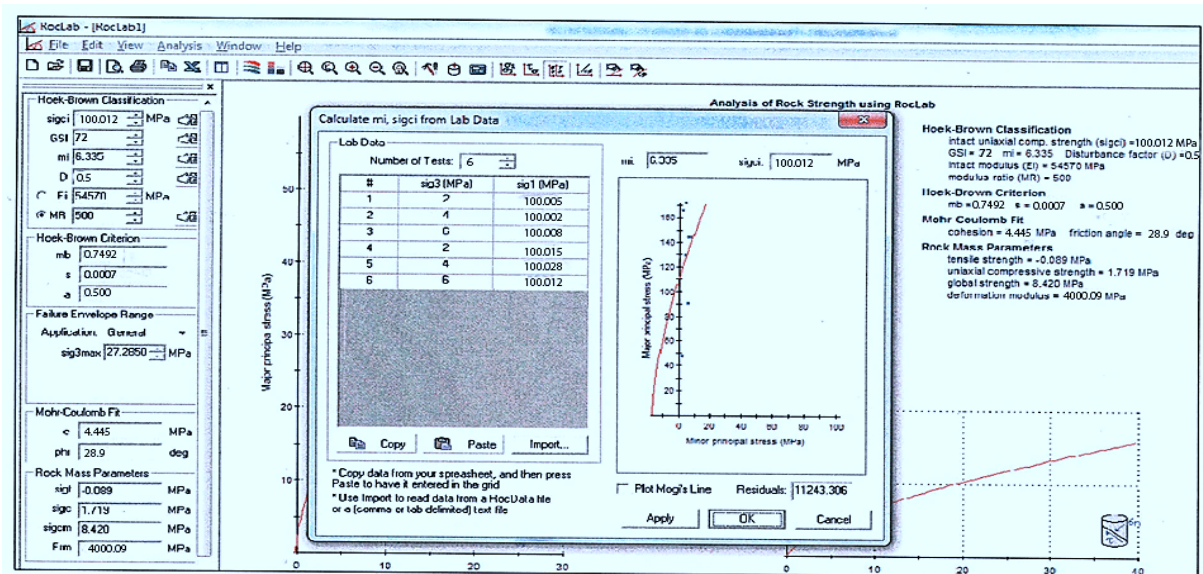


Figura 4.1 Cálculo de parámetros según el software RockLab

Fuente: Elaboración Propio

Tabla 4.6.
Propiedades de resistencia de la masa rocosa

Litología	ϕ (°)	c (MPa)	A	Em (GPa)	S	m_b
Pizarra	28,9	4.445	0.500	4.09	0.0007	0.7492

Fuente: Elaboración propia

4.1.6 Cálculo de la fuerza vertical y esfuerzos in situ

Según, el criterio de *Hoek (1995)* y *Sheorey (1994)* se considera que la mayor parte de la roca encajonante sería la pizarra por lo tanto se hizo el cálculo de la fuerza vertical máxima de dicha roca que se da en la parte más profunda que es 110 m (ver Tabla 4.8), dichos cálculos de esfuerzos se muestran en la Tabla 4.7.

$$\sigma_v = \gamma * z$$

Reemplazando

$$\sigma_v = 0.027 * 110$$

$$\sigma_v = 2.97$$

Tabla 4.7.
Esfuerzos *in situ* de la Pizarra a 110 m

Profundidad z(m)	Peso específico γ (MPa/m)	Esfuerzo vertical σ_v (MPa)
110	0,027	2.97

Fuente: Elaboración Propia

Para hallar los esfuerzos in situ se demuestran en la figura 2.1 del presente trabajo de investigación, para hallar el esfuerzo vertical (σ_v) y el esfuerzo horizontal (σ_h) se hizo uso del criterio de *Hoek (1995)* y para calcular el índice *k* (tectónico) se hizo uso del criterio de *Sheorey (1994)*, tomando las siguientes formulas.

$$k = 0,5 + 7 * E_m(0,001 + \frac{1}{z})$$

Reemplazando

$$k = 0,5 + 7 * 4.09(0,001 + \frac{1}{110})$$

$$k = 0.78890227$$

Luego se calcula el esfuerzo horizontal con la siguiente formula

$$\sigma_h = k * \gamma * z$$

Reemplazando:

$$\sigma_h = 0.78 * 0.027 * 110$$

$$\sigma_h = 2.3166$$

Para validación de datos se hace la diferencia de cálculo de diferentes profundidades tomando distancias diferentes como se muestra en la Tabla 4.8 a partir del criterio de carga litostática considerando que la explotación llegará hasta una profundidad de 110 m.

Tabla 4.8.

Calculo de parámetros según la profundidad de los mantos

Litología	Profundidad	GSI	γ (MPa)	Em(GPa)	σ_v (MPa)	K	σ_h (MPa)
	47	72	0.027	4.09	1,27	1.14	1,00
	75	72	0.027	4.09	2.03	0.91	1,59
Pizarra	100	72	0.027	4.09	2,71	0,81	2.13
	110	72	0.027	4.09	2.97	0,78	2.32

Fuente: Elaboración Propia

El cálculo de los parámetros de resistencia del macizo rocoso que es la pizarra usando el criterio de Hoek (1995) se muestra en la Tabla 4.9 y la formulas necesarias está indicada en las siguientes ecuaciones.

$$\sigma_c = RCU * S^a$$

Reemplazando

$$\sigma_c = 100.012 * 0.0007^{0.500}$$

$$\sigma_c = 2.646068801$$

Calculando Esfuerzo de tracción máxima:

$$\sigma_{t\max} = - \frac{s * RCU}{Mb}$$

Reemplazando

$$\sigma_{t\max} = \frac{0.0007 * 100.012}{0.7492}$$

$$\sigma_{t\max} = 0.093444207$$

Tabla 4.9.

Calculo de resistencias del macizo rocoso

Resistencia a compresión	Resistencia tracción
σ_c (MPa)	$\sigma_{t\max}$ (MPa)
2.65	0.09

Fuente: Elaboración propia

4.1.7 Resumen de cálculo de la pizarra para el diseño de pilares

Según la Formación Ananea, está comprendido la roca pizarra tal como se menciona en el capítulo 2 por lo que se hace una serie de colección de parámetros de la pizarra y una serie de cálculos para la obtención de datos tomando métodos empíricos y analíticos, los cálculos y resultados se muestran en las tablas anteriores y se resumen en la Tabla 4.10

Tabla 4.10.

Resumen de parámetros de la pizarra

Parámetros in situ Pizarra			
Descripción	Abreviatura	Valores	Unidades
Resistencia a la compresión	RCU	100.012	MPa
Peso específico	γ	0.027	MPa/m
RMR	RMR	77	Adim
RQD	RQD	98	Adim
Factor de disturbancia	D	0.5	Adim
Índice GSI	GSI	72	Adim
Índice m_i	m_i	6.335	Adim
Índice m_b	m_b	0.7492	Adim
Índice s	S	0.0007	Adim
Índice a	A	0.500	Adim
Módulo de Young	E_m	4.09	Gpa
Esfuerzo vertical	σ_v	2.97	Mpa
Resistencia a la tracción	$\sigma_{t \max}$	0.09	MPa
Constante K	K	0.78	Adim

Fuente: Elaboración propia

En seguida se hace un resumen de los datos obtenidos del área de operaciones de la Corporación Minera Ananea S.A. que se muestra en la Tabla 4.11.

Tabla 4.11.

Parámetros de operación

Descripción	Abreviatura	Valores	Unidades
Altura del pilar	H	2	metros
Altura de pilar puente	H_p	3	metros
Profundidad de los mantos	Z	110	metros
Buzamiento de los mantos	B_z	30	grados

Fuente: Elaboración propia

4.2 Diseño de cámara y pilares mediante la teoría del área tributaria” Bunting (1911)

4.2.1 Cálculo del ancho de la cámara

Haciendo uso del criterio de la viga de Obert & Duvall (1967), con las siguientes ecuaciones de esfuerzo máximo se despeja la fórmula para obtener el valor de W_o . el cálculo para determinar los parámetros de la cámara (W_o) se muestra en la Tabla 4.12.

$$\sigma_{t\ max} = \frac{\gamma * W_o^2}{2 * t}$$

Despejando

$$W_o = \sqrt{\frac{2 * \sigma_{t\ max} * t}{\gamma}}$$

Reemplazando

$$W_o = \sqrt{\frac{2 * 0.09 * 3}{0.027}}$$

$$W_o = 4.472135955$$

Tabla 4.12.

Calculo de ancho de la cámara

Flexion, long. viga	Pilar puente	Resistencia tracción
$W_o(m)$	$t(m)$	$\sigma_{t\ max} (MPa)$
4.47	3	0,09

Fuente: Elaboración propia

Se calcula el ancho de cámara con una dimensión de 4.47 metros y por seguridad y para área de operaciones se tomará como valor de 4.5 metros con ello se tomará el dato correspondiente para el diseño óptimo.

4.2.2 Cálculo del ángulo de inclinación

Como se trata de un manto inclinado con buzamiento de 30° se hace un cálculo del ángulo de inclinación del pilar óptimo (β) con respecto a la normal del buzamiento de manto mineralizado usando el criterio de *Foroughi* (1995); el valor de k se extrae de la Tabla 4.10 haciendo el uso de la siguiente ecuación:

$$\beta = \alpha - \arctg(k * tg\alpha)$$

Reemplazando

$$\beta = 30^\circ - \arctg(0.78 * tg 30^\circ)$$

$$\beta = 5.756 \cong 5^\circ 45' 23''$$

Considerando la profundidad máxima de 110 m, los resultados son mostrados en la tabla 4.11.

4.3 Aplicación de diseño de cámaras y pilares en la formación Ananea

Teniendo como los valores establecidos de altura máxima del pilar (3.0 m) y el ancho de la cámara (4.5 m) ya calculada que se muestra en la Tabla 4.11, se procede a realizar las indicaciones para calcular el ancho del pilar óptimo.

Para hallar los esfuerzos inducidos sobre el pilar se usa el criterio del área tributaria, con el uso de las siguientes ecuaciones dadas para pilares cuadrados:

Siendo 30° el ángulo de inclinación el esfuerzo vertical se corrige de la siguiente manera con la siguiente ecuación

$$\sigma_n = \gamma H (\cos^2 \alpha + k \operatorname{Sen}^2 \alpha)$$

Reemplazando

$$\sigma_n = 0.027 * 3 (\cos^2 30^\circ + 0.78 * \operatorname{Sen}^2 30^\circ)$$

$$\sigma_n = 0.26$$

Reemplazando el σ_n en la fórmula se halla el esfuerzo inducido para ello se hace el cálculo para diferentes valores de ancho del pilar W_p que se muestra en el Anexo 4.9, cuyo resumen de los cálculos se muestra en la tabla

$$\sigma_p = \sigma_n * \left(\frac{(1 + W_o)}{Wp}\right)^2$$

4.3.1 Cálculo de resistencia de pilar

Según, **Salomón & Munro , (1967)**, se calcula la resistencia del pilar según teniendo como datos el ancho del pilar (Wp) y la altura del Pilar (pilar puente) para ello se diseña la Tabla 4.13, tomando el factor de seguridad mayor a 1,5 depende de la cantidad y calidad de la información utilizada para estimar las cargas y la resistencia de la roca. Este factor es la relación resistencia/esfuerzo, el cual deberá ser siempre mayor que la unidad para tener pilares estables, es decir, la resistencia de los pilares deberá ser siempre mayor que el esfuerzo actuante, las fórmulas para hallar la resistencia del pilar y el factor de seguridad es la siguiente:

$$S_p = K * \left(\frac{(Wp)^a}{Hp^\beta}\right)$$

$$FS = \frac{\text{Resistencia del Pilar}}{\text{esfuerzo inducido}} = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Donde:

S_p = Resistencia del Pilar

H_p = Altura del Pilar Puente

K = Constante geomecánica, cuyo valor es 7.18

a y β Son constantes que dependen de las características geomecánicas cuyos valores asignados son 0.46 y 0.66 respectivamente

El cálculo de la resistencia del pilar para diferentes datos de Wp se muestra en el anexo 4.9 y el cálculo de factor de seguridad se muestra en el anexo 4.10, donde se hace luego el resumen de datos y selección de la dimensión de ancho del pilar óptimo en la Tabla 4.13.

Tabla 4.13.

Resumen de datos y selección de ancho del pilar optimo

Ancho de cámara W_o	Altura de pilar H_p	Ancho del pilar W_p	Esfuerzo vertical corr. σ_n	Esfuerzo inducido σ_p	Resistencia del pilar S_p	Factor de seguridad FS
4.5	3	1	0.26	7.86	3.48	0.4
4.5	3	1.5	0.26	3.49	4.19	1.2
4.5	3	2	0.26	1.96	4.78	2.4
4.5	3	2.5	0.26	1.25	5.30	4.2
4.5	3	3	0.26	0.87	5.76	6.6

Fuente: Elaboración propia

Según el factor de seguridad que debe ser mayor de 1.5 se toma la selección del ancho de la cámara (W_o) de cuyo factor de seguridad es de 2.4 por lo tanto está por encima del límite, para lo cual se demuestra los cálculos que anticipadamente se hizo el desarrollo en los anexos 4.8, 4.9 y 4.10

Se demuestra el cálculo del ancho del pilar sabiendo $W_o = 4.5$ metros y Esfuerzo inducido $\sigma_p = 1.96$ con ello se demuestra usando la teoría del área tributaria.

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

Donde:

 W_p = ancho del pilar

Despejando:

$$W_p = \frac{1 + W_o}{\sqrt[2]{\sigma_p / \sigma_n}} \quad \text{Reemplazando:}$$

$$W_p = \frac{1 + 4.5}{\sqrt[2]{1.96 / 0.26}}$$

$$W_p = \frac{1 + 4.5}{\sqrt[2]{1.96 / 0.26}}$$

$$W_p = 2.003186$$

4.4 Análisis de resultados para diseñar las cámaras y pilares

Los usos de modelos empíricos determinan como factor de seguridad, el valor mínimo aceptable de 1,5 que según, (Lunder & Pakalnis , 1997), no presentan daño, en el proyecto de investigación se obtiene el factor de seguridad de 2.4, con dicho dato se demuestra que no se presenta ningún riesgo en el ámbito de seguridad por lo tanto se toma las dimensiones óptimas que se muestra en la Tabla 4.14

Tabla 4.14.

Dimensiones óptimas de cámaras y pilares de C.M.A.S.A

Nombre	Abreviatura	Valor	Unidades
Altura pilar puente	H_p	3	metros
Ancho del Pilar	W_p	2	metros
Ancho de la Cámara	W_o	4.5	metros
Factor de Seguridad	F_s	2.4	Adimensional

Fuente: Elaboración propia

4.5 Discusión de resultados para diseñar el método de cámara y pilares

Según, **Curo, (2015)**, hizo un estudio de cálculo de pilares en la mina Untuca usando métodos empíricos, en la Tabla 4.15 se muestra una comparación de los parámetros calculado para dimensionar las cámaras y pilares. Al comparar los tres escenarios en cuanto a la clasificación del macizo rocoso claramente la calidad de la roca en la unidad de Ana María C.M.A.S.A. es mejor que de la mina Untuca, tanto el índice RQD y RMR, estos datos tienen influencia directa en la estabilidad de labores.

Según, **Zúñiga B, (2002)**, hizo un estudio sobre la metodología de selección y diseño para minado por cámaras y pilares de mantos auríferos de la unidad C.M.A.S.A. donde se muestra en la Tabla 4.15 la comparación de resultados de la mina donde existe una diferencia en los datos en factor de seguridad son diferentes; cuyos datos definen que las dimensiones del pilar. Ver la Tabla 4.15

Tabla 4.15.

Comparación de Datos en el diseño de cámaras y pilares

	Mina Untuca Fuente: Curo c. Edwin (2015)	Mina la Rinconada (Fuente: Zúñiga B (2002)	Mina rinconada) Elaboración propia
Resistencia a la compresión Uniaxial	109.781	100	100.012
Peso Unitario (MPa/m)	0.027	0.027	0.027
RQD (%)	50% A 75%	95%	98%
RMR (Adimensional)	42	77	77
Angulo de buzamiento (°)	13	25	30
Módulo de Young (GPa)	4.09	4.4	4.09
Profundidad (m)	200	112	110
Pilar puente (m)	5.5	3.3	3
Ancho de la cámara (m)	6	5	4.5
Ancho del pilar	4	2	2
Esfuerzo inducido (MPa)	33.1	26.4	2.97
Factor de seguridad	1.4	1.5	2.4
Resistencia del pilar (MPa)	46.36	39.6	

Fuente: Elaboración propia

Según el proyecto de investigación de la mina Untuca se toma el valor de 1.4 que se considera muy por debajo del parámetro según el valor mínimo aceptable de 1,5 que según (Lunder & Pakalnis , 1997),no presentan daño.

Las dos investigaciones anteriores se toman como valores de factor de seguridad al límite mínimo y por debajo, lo cual dichos factores deberían estar por encima y no calcular igual al valor mínimo límite de factor de seguridad.

CONCLUSIONES

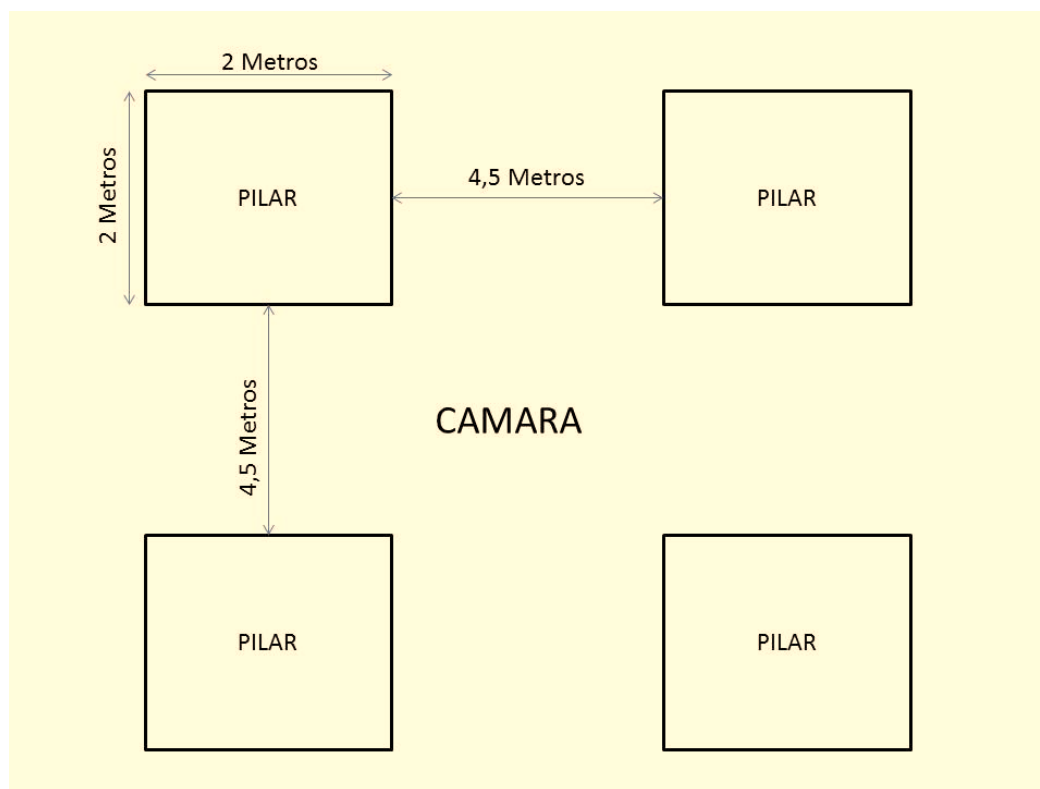
La dimensión de cámaras es de 4.5 metros de ancho y los pilares de 2 metros de ancho en los de forma cuadrada

La resistencia de los pilares cuadrados es de 4.78 MPa

Las principales variables que influyen en su estabilidad son la resistencia del pilar, y el esfuerzo inducido de la masa rocosa

El factor de seguridad es de 2.4

El diseño de cámaras y pilares quedaría de la siguiente manera



RECOMENDACIONES

Se recomienda investigar factor de recuperación teniendo el factor de seguridad de 2.4.

Se recomienda hacer diseño de cámaras y pilares de varias formas geométricas rectangulares, corridos, irregulares.

Los datos corroborados para el siguiente proyecto de investigación se utilizó de una profundidad equivalente a los 110 metros, se recomienda hacer diseños para profundidades mayores.

REFERENCIAS

- Álvaro J., Bustos C., & Yordy A. (2009). *Dimensionamiento experimental de pilares en la minería subterránea de oro en Colombia - ISBN 978-958-98770-2-9* . Medellín: Facultad de Minas. Universidad Nacional de Colombia, Sede Medellín .
- Arias, F. G. (2012). *El Proyecto de Investigación*. Introducción a la metodología científica. 5ta. Fidas G. Arias Odón.
- Barton, N. (2002). *Some new Q-value correlations to assist in site characterisation and tunnel design*. International journal of rock mechanics and mining sciences, 39(2), 185-216.
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John - Wiley & Sons.
- Brady, B. H. (2004). *Rock Mechanics for underground mining*. Kluwer Academic Publishers. p. 626.
- Bunting, D. (1911). *Room-and-Pillar Mining in Hard Rock*. In: Darling, P. & Society For Mining, M.A. E. Sme Mining Engineering Handbook, Third Edition: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. p.1337.
- Córdova R. N. , D. (2008). *Tesis de postgrado con el título “Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable”* Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica Escuela de Formación Profesional de Ingenie.
- Curo , E. (2015). *Cálculo de pilares en la mina Untuca usando métodos empíricos*. Universidad Nacional Altiplano. Puno-Peru.
- Fisher y Navarro, (1990). *Revista Cálculo del tamaño de la muestra multidisciplinaria del Consejo de Investigación de la Universidad de Oriente*, 27(4), 595-628.
- Foroughi, (1995). “A Survey of the Use of Computer Support for Negotiation,” Journal of Applied Business Research, Spring 1995, pp. 121-134.
- González de Vallejo, L., & Ferrer. (2002). *Ingeniería Geológica Prentice Hall*. Madrid. Madrid: Prentice Hall.
- Hedley, (1972). *Stope-and-pillar design for Elliot Lake Uranium Mines*. Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 65(723), 37.
- Hernández V. , E. (2013). *El Rol de la Geotécnica en el desarrollo de proyectos de minería subterránea - Un enfoque a la sustentabilidad en el Congreso Iberoamericano de Minería Sustentable Santiago – Chile 13, 14 y 15 de noviembre de 2013*. CHILE.

- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2003). *Metodología de la investigación* (Vol. 707). México: McGraw-Hill.
- Hoek, (2006). *Empirical estimation of rock mass modulus*. International journal of rock mechanics and mining sciences, 43(2), 203-215.
- Hoek, E., & Bray, J. D. (1981). *Rock slope engineering*. CRC Press. London.
- Hoek, E., Brown, E. T. (1980). *Underground Excavations in Rock*. Institution of Mining and Metallurgy.
- Hoek, E., & Káiser, P. K. Bawden. (1995)., *Caracterización del macizo rocoso W, F* 48-56.
- Lunder, P.J., y Pakalnis, R., (1997). *Determination of the strength of hard-rock mine pillars*. Bull. Can. Inst. Min. Metall. 90; p. 51-55.
- Méndez C. (2001). *Metodología, Diseño y desarrollo del proceso de investigación*. Editorial Mc Graw Hill. Tercera edición. Bogotá. Colombia.
- Obert, L. & Duvall, W.I. (1967). *Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock*. New York: Wiley.
- Priest, S. D., & Hudson, J. A. (1976, May). *Discontinuity spacings in rock*. In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts (Vol. 13, No. 5, pp. 135-148). Pergamon.
- Quiroz C. , S. (2013). *Estabilidad física y química del botadero de desmonte mediante un plan de cierre de mina en el nivel Santa Ana de la Corporación Minera Ananea S.A.* Puno Perú.
- Ramírez Oyanguren. (1991). *Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea ITGE*. Madrid-España.
- Reveron H., D. (2013). *Dimensiones de cámaras y pilares en minería subterránea basado en caracterización geomacánica del macizo rocoso de la mina Colombia. el Callao, estado Bolívar-Colombia*. Universidad Central de Venezuela, Venezuela.199p.
- Romero C. , D. (2012). *Tesis Análisis de sismicidad inducida en mina subterránea río blanco sector norte III panel áreas 15, 16 y 17 nivel 16 hundimiento Codelco división andina Departamento de Geofísica Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Universidad de concepcion chile*. Chile .
- Rodríguez , C. (2015). *Geotecnia y Geomecánica*. Centro de Capacitación Internacional CGI.Universidad Nacional del Altiplano - Escuela de Postgrado.Puno. Peru.
- Salazar D.(2012). *DCR Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos*. Sociedad Minera el Brocal.Peru.

- Salazar Eder, Córdova R. David (2013), E., & Córdova R. , D. (2013). *Geomecánica del minado masivo tajeos por subniveles con pilares corridos en artículo EN, ISSN 1136-4785, N° 224, 2013*(Ejemplar dedicado a: Especial Latinoamérica)Idioma español. 46-51. .
- Salomón, M. D. G. & Munro, A. H. (1967). *Room-and-Pillar Mining in Hard Rock. In: Darling, P. & Society For Mining, M. A. E. Sme Mining Engineering Handbook, Third Edition: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. p.1337.*
- Sheorey, R. (1994). The reading habits of developmental college students at different levels of reading proficiency. *Reading Improvement, 31*, 156-156.
- US Bureau of Reclamation Engineering . (1977). *Design Criteria for Concrete Arch and Gravity dams*. Department of the Interior, Bureau of Reclamation., Engineering and Research Center, Office of Design and Construction.
- Valencia Ch. (2010). *Curso Geomecánica*. En la unidad Jesús Poderoso N° 8 Compañía Minera Agregados Calcáreos S.A.Junin.Perú.
- Zúñiga B. (2002). *Metodología de selección y diseño para minado por cámaras y pilares de mantos auríferos de la unidad C.M.A.S.A*. Universidad Nacional Altiplano . Puno-Perú.

ANEXOS

Anexos del Capítulo 1
Anexo 1.1 Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPOTESIS	METODOLOGIA
<p>1.Problema General</p> <p>¿Cómo se puede diseñar cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Ananea s.a.?</p> <p>2.Problema específico</p> <p>¿Cuál es el diseño de cámaras y pilares con dimensiones óptimas basándose en la clasificación geomecánica del macizo rocoso de las pizarras de la Formación Ananea?</p> <p>¿Cuál es el diseño de cámaras y pilares tomando en cuenta el factor de seguridad 1.5?</p>	<p>Objetivo general.</p> <p>¿Diseñar cámaras y pilares mediante las características geomecánicas del macizo rocoso y recursos minerales en la corporación minera Ananea?</p> <p>Objetivos específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> •Diseñar cámaras y pilares con dimensiones óptimas basándose en la clasificación geomecánica del macizo rocoso de las pizarras de la Formación Ananea. •Diseñar cámaras y pilares tomando en cuenta el factor de seguridad 1.5 	<p>1.-Hipótesis general</p> <p>Las características geomecánicas del macizo rocoso nos permitirán diseñar cámaras y pilares en la Corporación Minera Ananea S.A., según comportamiento y factor de seguridad.</p> <p>Hipótesis específicas</p> <ul style="list-style-type: none"> •La clasificación geomecánica del macizo rocoso de las pizarras de la Formación Ananea nos darán parámetros para el diseño de cámaras y pilares •analizando el factor de seguridad 1,5 nos darán las dimensiones optimas de las cámaras y pilares en el ámbito de la seguridad <p>2.-VARIABLES.</p> <p>VARIABLE INDEPENDIENTE.</p> <p>La clasificación geomecánica del macizo rocoso de las pizarras de Formación Ananea.</p> <p>VARIABLE DPENDIENETE.</p> <p>Diseño de cámaras y pilares en la corporación minera Ananea S. A.</p>	<p>1. Tipo de Investigación</p> <p>Descriptivo y Analítico</p> <p>2. Nivel de Investigación</p> <p>Descriptivo, Analítico, Aplicativo</p> <p>3. Metodología de Investigación</p> <p>Descriptiva</p> <p>4.Diseño de la Investigación.</p> <p>Diseño explicativo</p> <p>5. Población. mapeo geomecanico y registro de detalle</p> <p>6. Muestra:</p> <p>La fórmula es la siguiente:</p> $n = \frac{(N)(Z^2 c)(P)(Q)}{D^2 (N - 1) + (Z^2 c)(P)(Q)}$ <p>7.Técnicas</p> <p>Recolección de datos del campo</p> <p>Recolección de datos laboratorio</p> <p>Mapeo geomecánico</p> <p>Sistematización de mediciones</p> <p>Análisis de resultados</p> <p>Formulación de base de datos</p> <p>modelamiento con software</p> <p>presentación de borrador</p>

Fuente: Elaboración propia

Anexos del Capítulo 2

Anexo 2.1 Condiciones de la masa rocosa según el tipo de fracturamiento



CONDICIONES DE LA MASA ROCOSA SEGÚN EL TIPO DE FRACTURAMIENTO



Roca masiva o levemente fracturada.

LF



Roca moderadamente fracturada.

F



Roca triturada o brechada.

T



Roca muy fracturada.

MF



Roca intensamente fracturada

IF

14

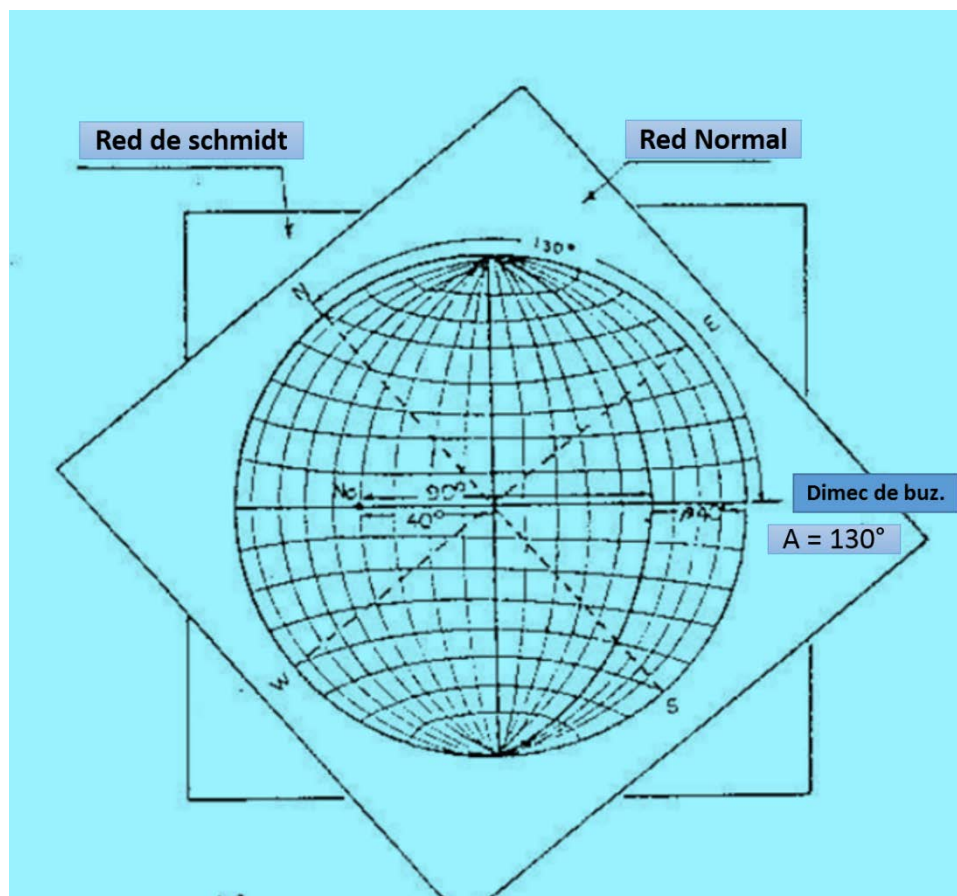
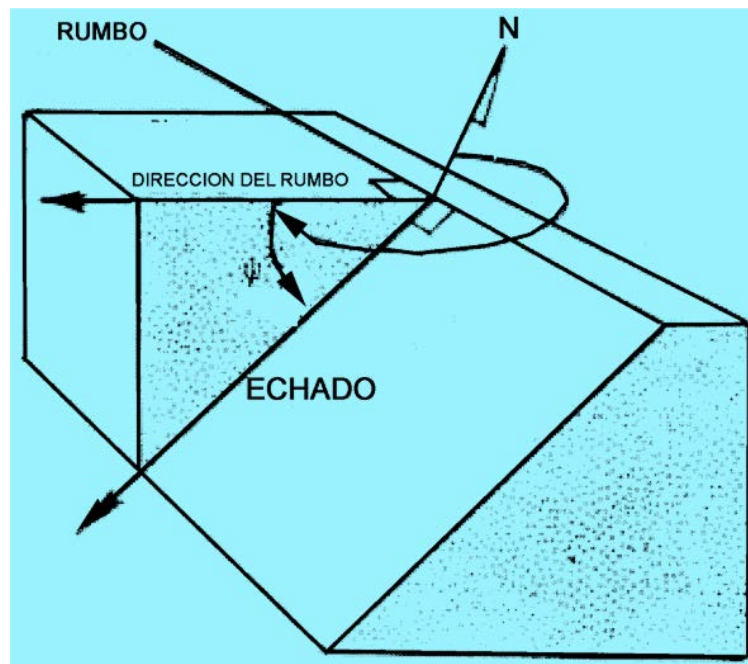
Fuente: Centro de capacitación de geomecánica y geotecnia

Anexo 2.2 Tipos de Fracturamiento de Rocas

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIONES SUPERFICIALES					
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La mala voladura afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.</p>		<p>MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc > 250 MPa). (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA).</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS; LEVEM. ALTERADAS; MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAM. ABIERTAS. (Rc 100 a 250 MPa). (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa). (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA).</p> <p>MALA (MODERADAMENTE RESIT. MODERADAM. ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADAS, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 25 A 50 MPa) - (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE).</p> <p>MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIES PULIDAS Y ESTRIADAS, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. (Rc < 25 MPa). (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE).</p>					
ESTRUCTURA		LF/MB	LF/B	LF/R	LF/M	LF/MM	
<p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 90%) (2 A 6 FRACT. POR METRO)</p>							
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%) (6 A 12 FRACT. POR METRO)</p>	F/MB	F/B	F/R	F/M	F/MM		
<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50%) (12 A 20 FRACT. POR METRO)</p>	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM		
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25%) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO)</p>	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM		
<p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)</p>	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM		

Fuente: Hoek(2000)

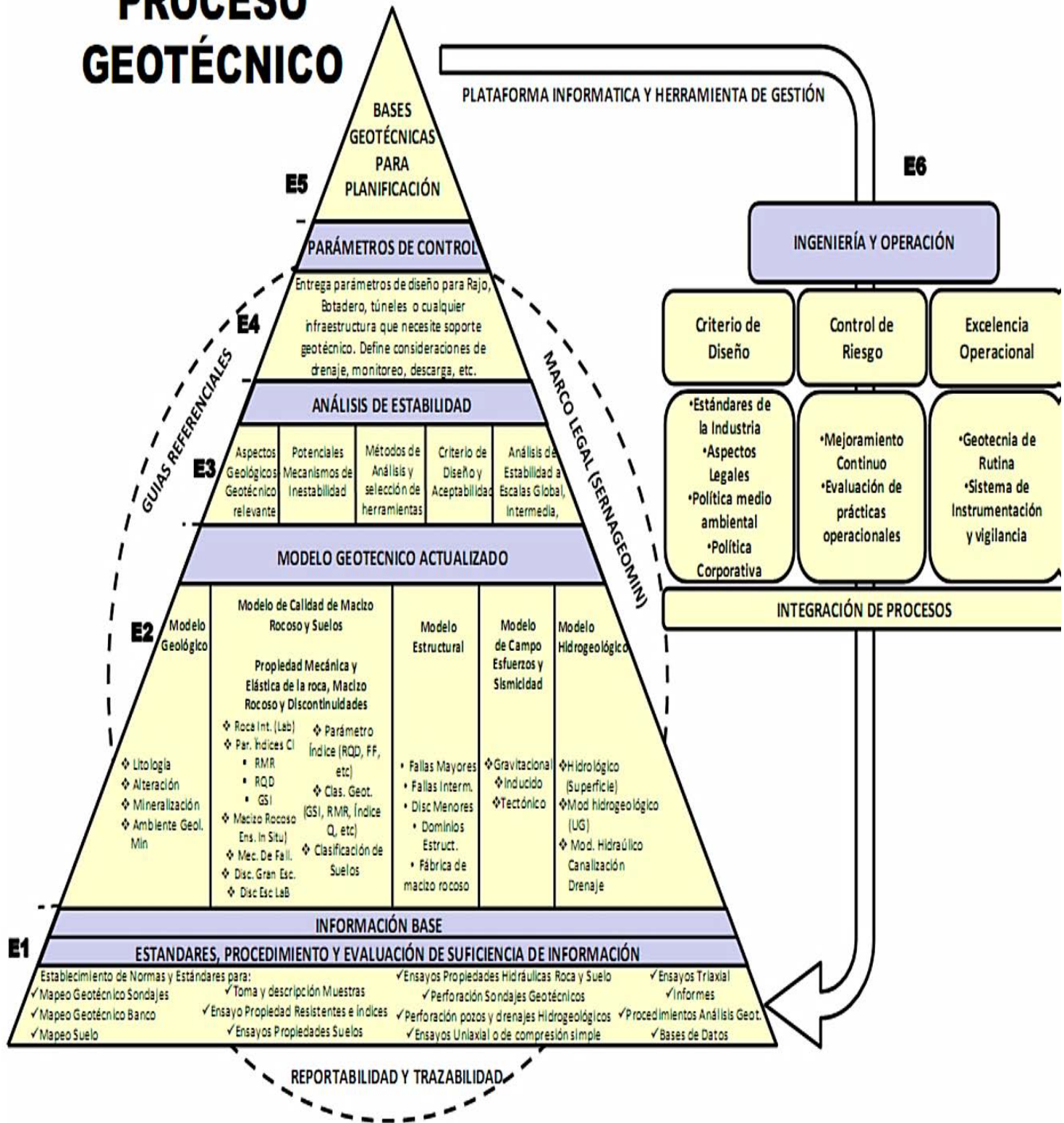
Anexo 2.3 Propiedades del macizo rocoso



Fuente: Smith (1982)

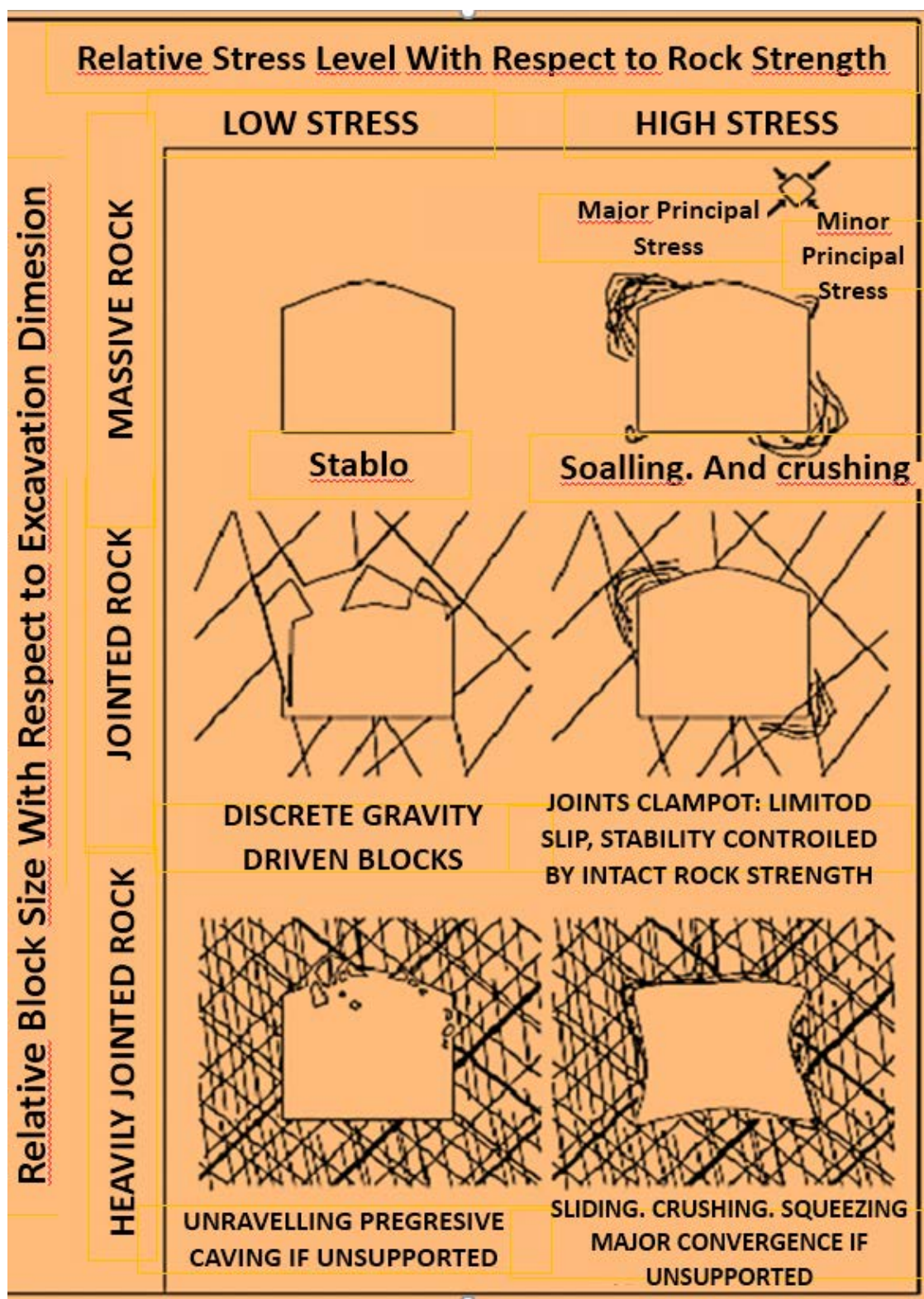
Anexo 2.4 Proceso Geotécnico

PROCESO GEOTÉCNICO



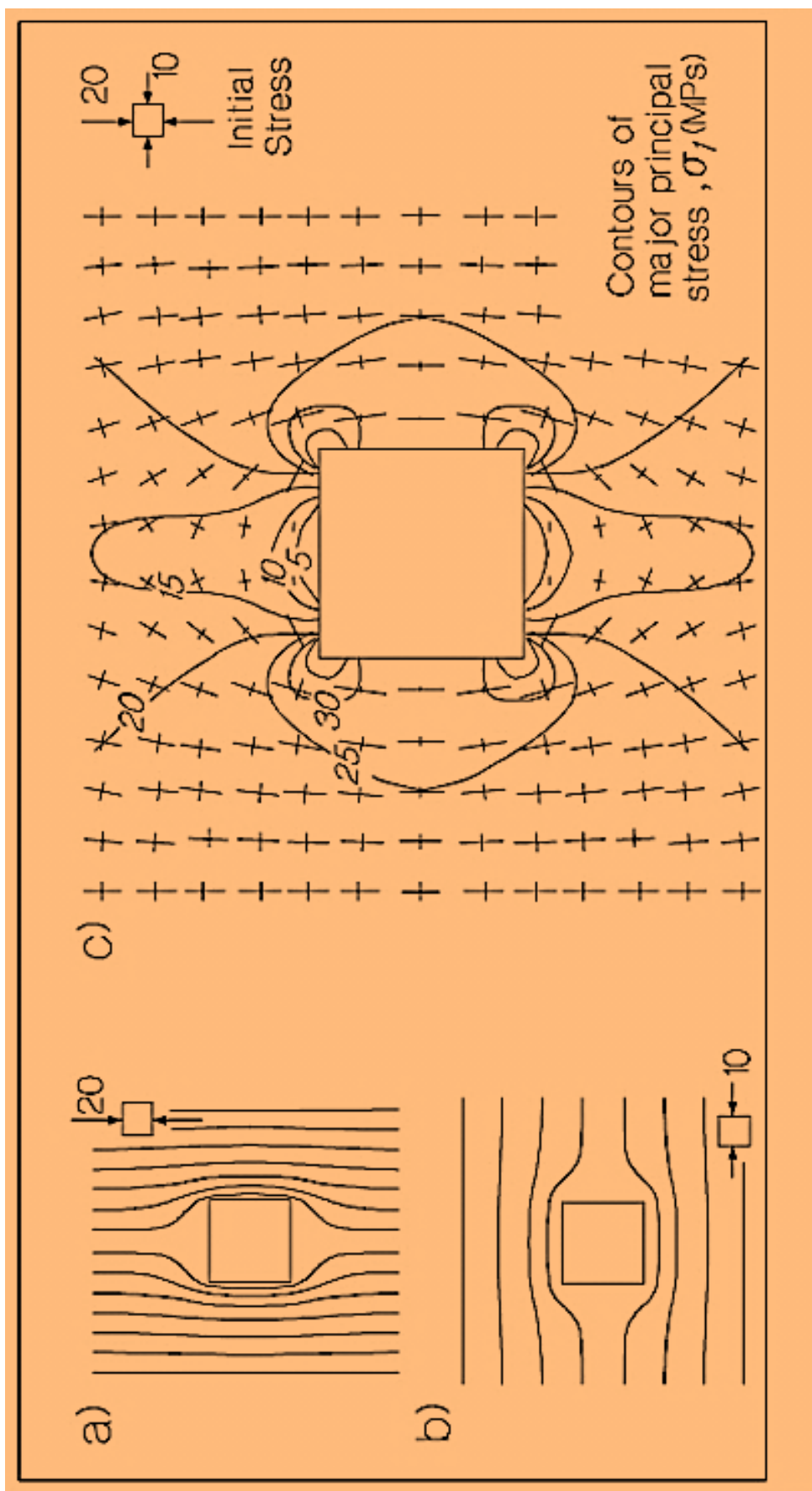
Fuente: Arias, F. G. (2012).

Anexo 2.5 Campo de esfuerzos en una labor subterránea



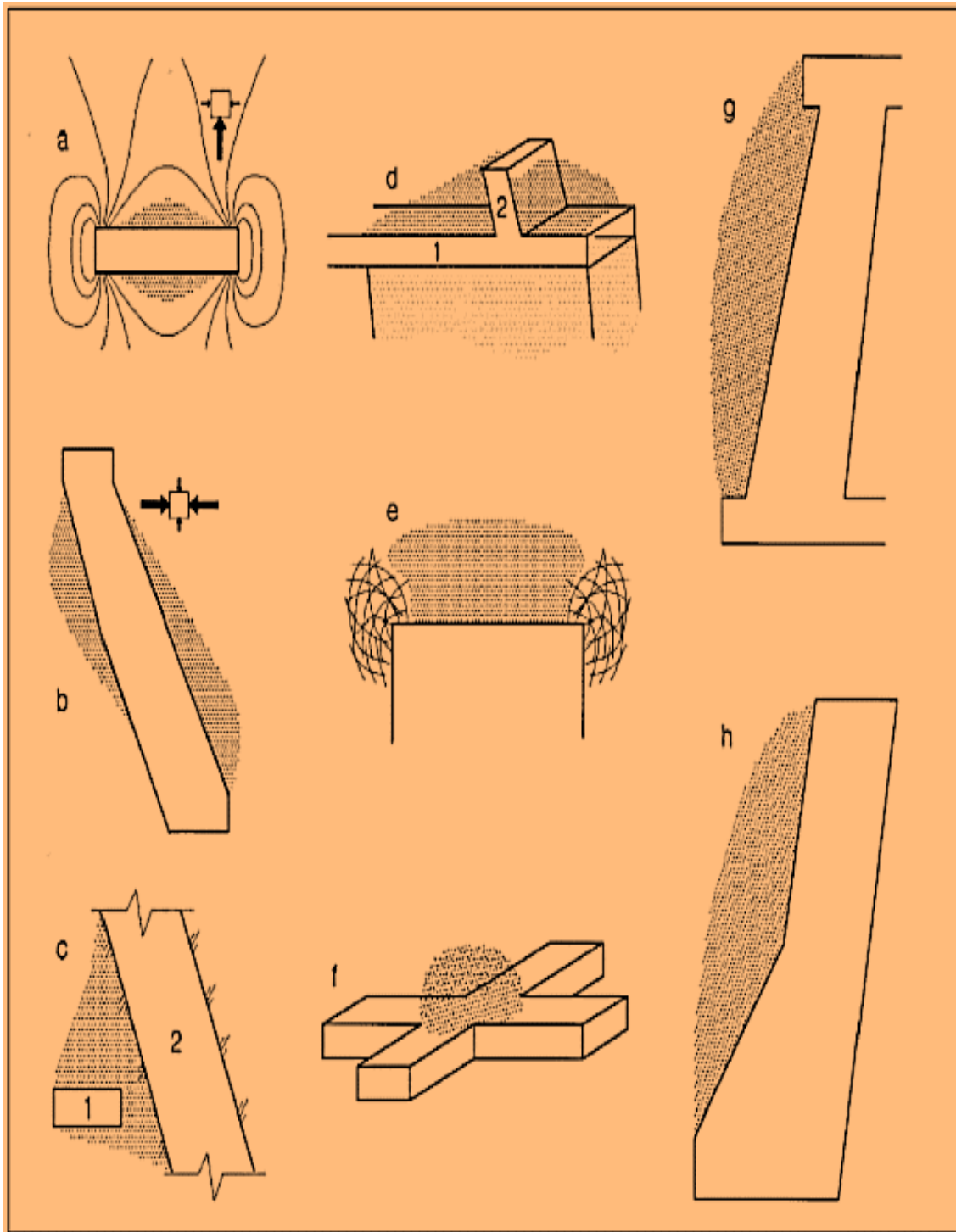
Fuente: González de Vallejo & Ferrer, (2002)

Anexo 2.6 Esfuerzos inducidos entorno a una excavación



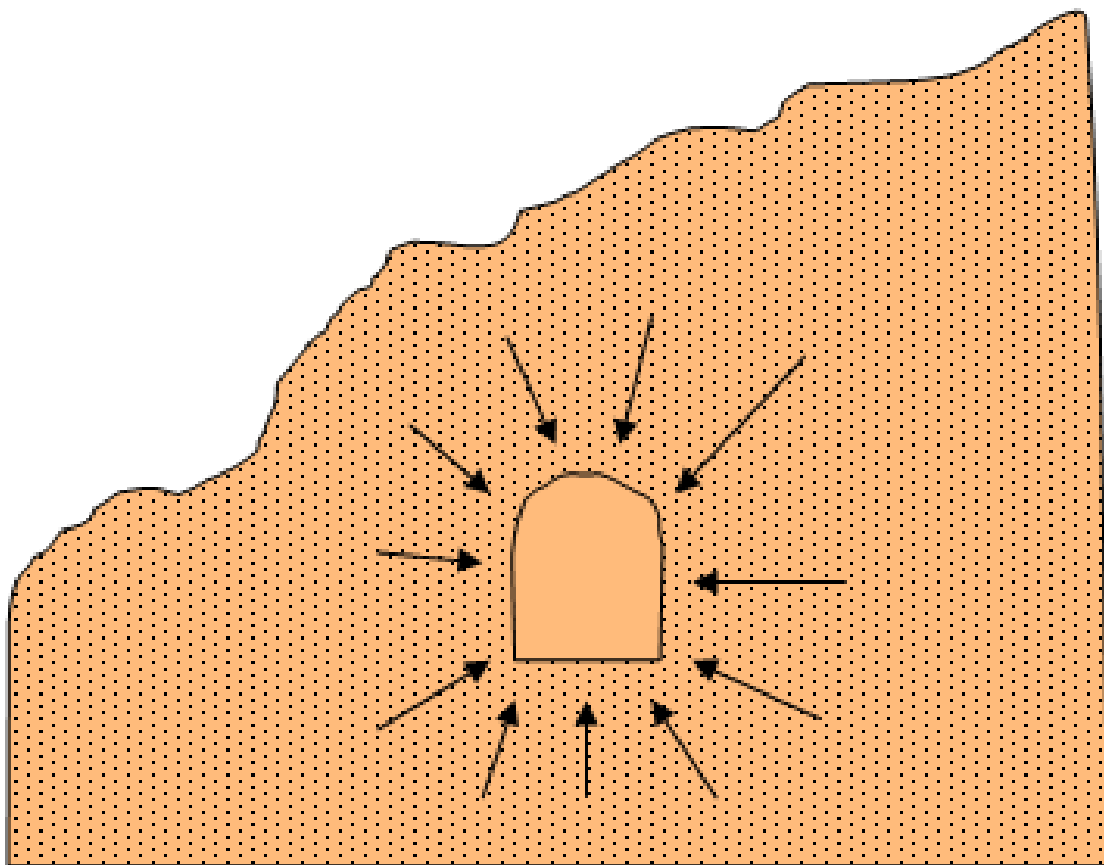
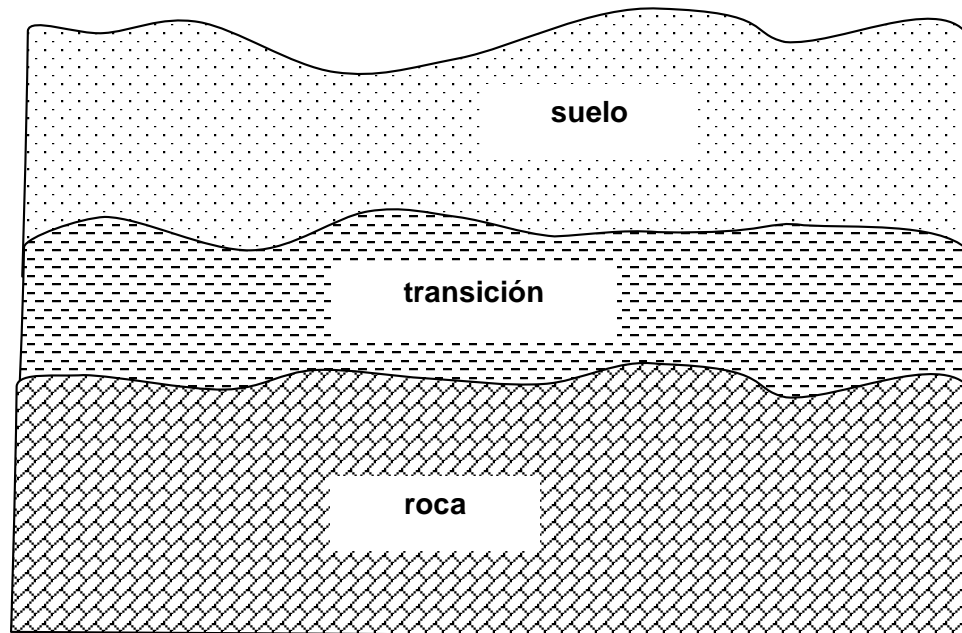
Fuente: González de Vallejo & Ferrer, (2002)

Anexo 2.7 Zonas sensibles a la ruptura por reducción de esfuerzos



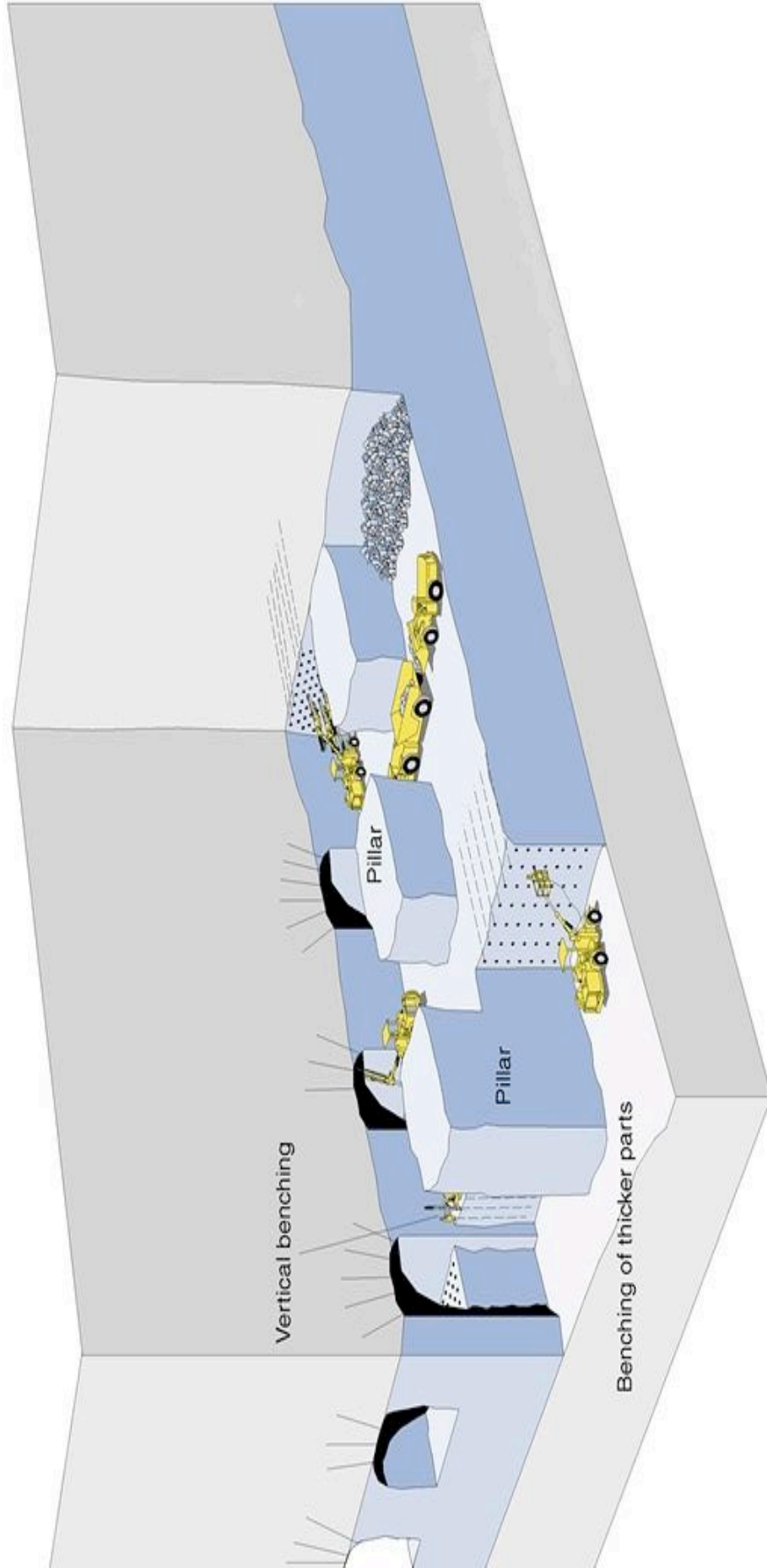
Fuente: González de Vallejo & Ferrer, (2002)

Anexo 2.8 Tipos de Rocas y Esfuerzos Inducidos



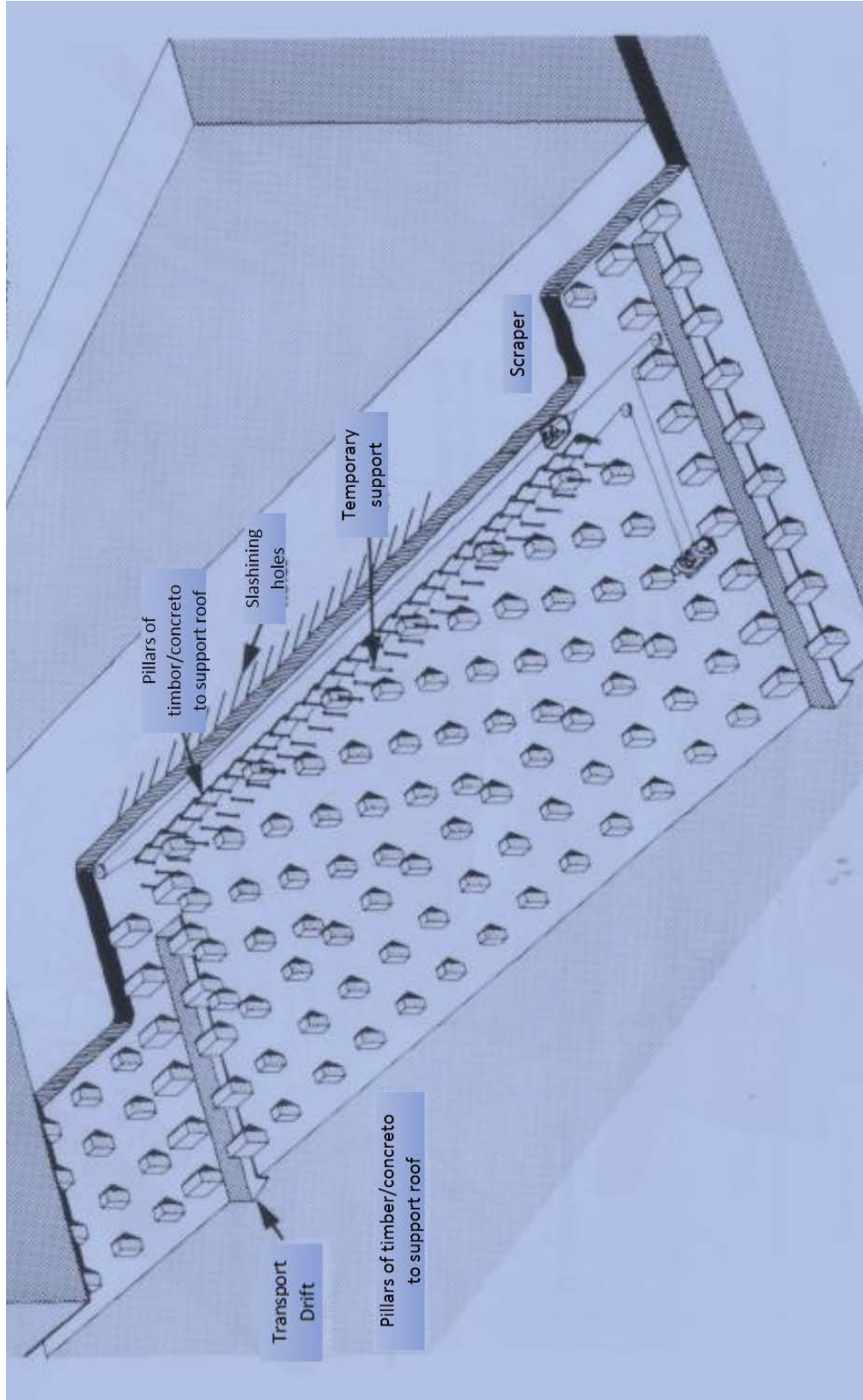
Fuente: González de Valleio & Ferrer. (2002)

Anexo 2.9 Explotación en Cámaras y Pilares



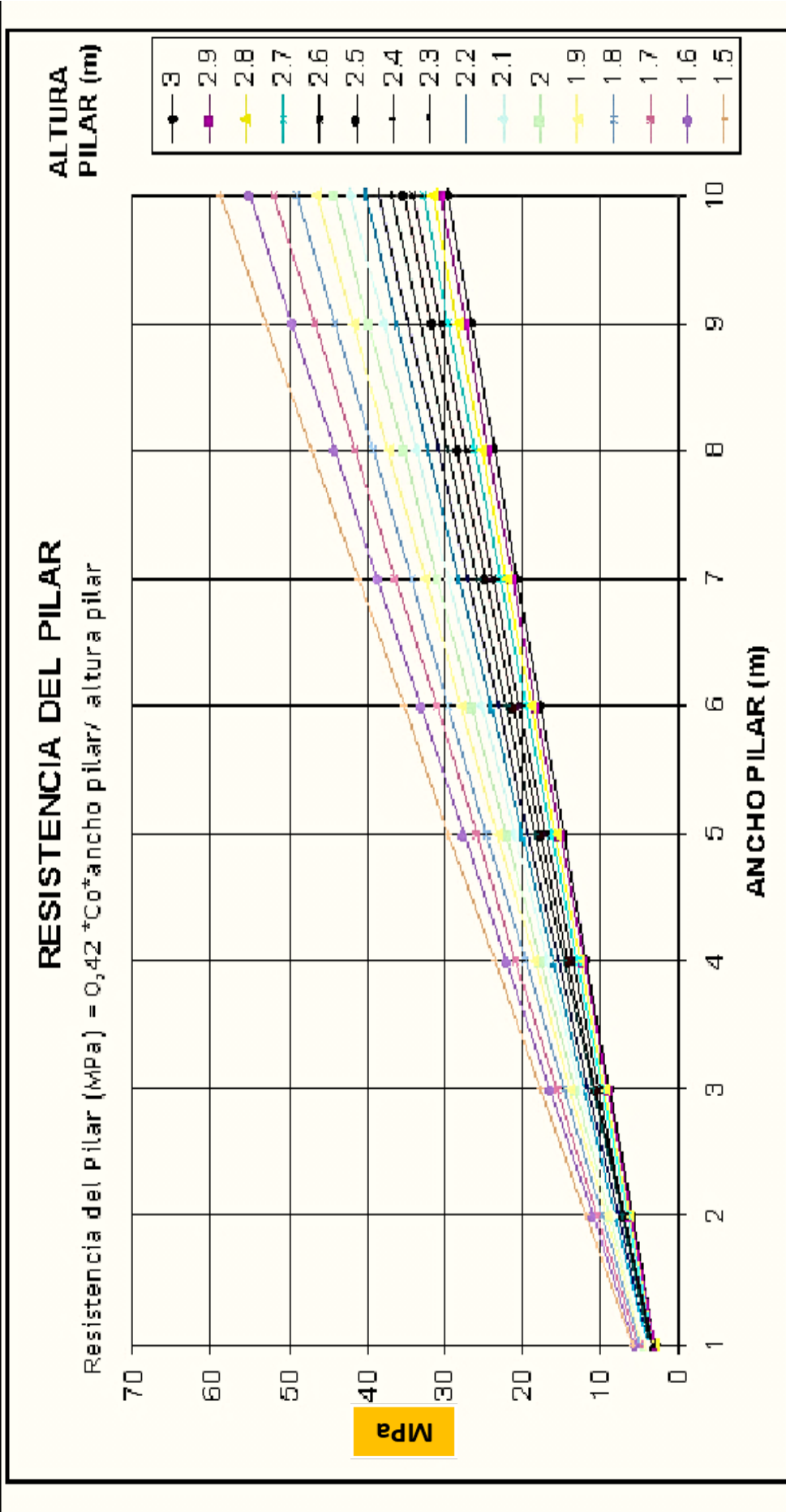
Fuente: Universidad de Chile

Anexo 2.10 Método de explotación de cámaras y pilares



Fuente: Universidad de Chile

Anexo 2.11 Relación entre la resistencia del Pilar y sus Dimensiones según el método de Potvin presentado en Martin y Maybee (2000) para Co=25. (Mina Pomarrosa)



Fuente: Martin y Maybee (2000)

Anexo 2.12 Resultados de Análisis de Laboratorio de Agua Rinconada - Ananea

Fecha: 20/03/2009. Centro Poblado Minas la Rinconada.

Muestra	Descripción	TSS	pH	Zn	Cu	Fe	As	Pb	Hg	CN ⁻
Nro.		mg/L	17.7 C	mg/l	mg/l	mg/l	ppb	mg/l	ppb	mg/l
09000026	M-02 P.M.A.-02 15-03-09	1	4.38	0.06	<0.01	0.34	<0.5	<0.01	<0.2	<0.01
09000027	M-04 P.M.A.-01 15-03-09	<1	4.28	0.42	<0.01	0.04	1.06	<0.01	<0.2	<0.01
A	Niveles Máximos permisibles de emisión en cualquier momento	50.0	6 - 9	3.0	1.0	2.0	1.0	0.4	-----	1.0
B	Niveles Máximos permisibles de emisión valor promedio anual	25.0	6 - 9	1.0	0.3	1.0	0.2	0.2	-----	1.0

Fuente: Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.

Anexos del Capítulo 4

Anexo 4.1 Promedio de cálculo de RQD Según el criterio de Priest y Hudson, 1976

MUESTRA	NUMERO DE FISURAS λ	RQD
Muestreo 1	2	98.2469037
Muestreo 2	2	98.2469037
Muestreo 3	3	96.30636869
Muestreo 4	2	98.2469037
Muestreo 5	2	98.2469037
Muestreo 6	2	98.2469037
Muestreo 7	3	96.30636869
Muestreo 8	2	98.2469037
Muestreo 9	1	99.53211598
Muestreo 10	2	98.2469037
PROMEDIO RQD		97.9873179

Fuente: Elaboración Propia

Anexo 4.2 Sistema de valoración

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO
Clasificación RMR de Bieniawski (1989)

PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES										VALORACIÓN				
	> 250	150 - 250	125 - 150	100 - 125	75 - 100	50 - 75	25 - 50	< 25	2	< 5		1	< 1	0	1
RESIST. COMP. UNIAXIAL (MPa)	> 250	150 - 250	125 - 150	100 - 125	75 - 100	50 - 75	25 - 50	< 25	2	< 5	1	< 1	0	1	> 250
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	20	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25	3	< 25	3	2	2	90 - 100
ESPACIAMIENTO (m.)	> 2	20	0.6 - 2	20	0.2 - 0.6	15	0.06 - 0.2	8	< 0.06	5	< 0.06	5	3	3	> 2
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA < 1m.	6	1 - 3m.	4	3 - 10mm.	2	10 - 20m.	1	> 20mm.	0	> 20mm.	0	4A	0	< 1m.
	APERTURA	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	> 5mm.	0	> 5mm.	0	4B	0	Cerrada
ALTERACIÓN	RUGOSIDAD	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	Espejo de falla	0	4C	0	Muy rugosa
	RELLENO	6	Duro < 5mm.	4	Dura > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.	0	Suave > 5mm.	0	4D	0	Limpia
AGUA SUBTERRÁNEA	ALTERACIÓN	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	2	Descompuesta	0	Descompuesta	0	4E	0	Sana
	ALTERACIÓN	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	Flujo	0	5	0	Seco
VALOR RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 100															

CLASE DE MACIZO ROCOSO

RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA

VICTOR HUGO
MEDIA
AGUILAR

PARÁMETRO PARA CALCULAR EL RMR SEGÚN LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES
TÚNELES Y MINERÍA
(Rumbo y Buzamiento)

Rumbo Perpendicular al Eje/Dirección contra Buzamiento 45°-90°	▼	Rango RMR
Regular		-5

CLASE DE MACIZO ROCOSO					VALOR RMR (Corregido) =	95
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	I
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	MUY BUENA

Fuente: Bieniawski (1989)

Anexo 4.3 Recejo de datos de RMR Según Bieniawski

Numero de Discontinuidad		Tipo de discontinuidad (Dirección de la discontinuidad)	Dip (Buzamiento)	Dip Dir (Azimut)	Resistencia a la compresión		RQD	Espaciamiento entre discontinuidades		Persistencia		CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES					RMR	RMR TRAMO	CALIDAD	CLASE									
					> 250 Mpa	100-250 Mpa		> 200 mm	100-200 mm	> 10 m	1-10 m	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	Agua Subterránea					Orientación Discontinuidades								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1	1	0-3	16	19	12	12	20	10	6	6	5	4	6	10	0	79	79.0	BUENA	II										
2	2	0-3	65	285	12	20	20	10	6	6	5	6	6	7	-2	78													
3	3	0-3	71	248	12	20	20	10	6	6	5	6	10	0	80														
4	4	3-6	58	77	12	20	20	10	6	6	5	4	7	0	76														
5	5	3-6	63	281	12	20	20	10	6	6	5	2	7	-2	73														
6	6	3-6	70	197	12	20	20	10	6	6	5	4	7	0	76														
7	7	6-9	34	217	12	20	20	10	6	6	5	6	10	0	79														
8	8	6-9	42	72	12	20	20	10	6	6	5	4	7	-2	76														
9	9	12-15	70	197	12	20	20	10	6	6	5	2	7	0	72														
10	10	12-15	62	58	12	20	20	10	6	6	5	6	10	0	81														
11	11	15-18	27	231	12	20	20	10	6	6	5	4	7	0	75														
12	12	15-18	86	177	12	20	20	10	6	6	5	6	10	-2	80														
13	13	15-18	85	52	12	20	20	10	6	6	5	4	7	0	75														
14	14	18-21	68	188	12	20	20	10	6	6	5	6	7	0	77														
15	15	18-21	44	334	12	20	20	10	6	6	5	4	10	0	78														
16	16	21-24	82	219	12	20	20	10	6	6	5	4	7	0	76														
17	17	21-24	48	241	12	20	20	10	6	6	5	6	10	-2	79														
18	18	24-30	47	260	12	20	20	10	6	6	5	4	7	0	76														
19	19	24-30	82	28	12	20	20	10	6	6	5	2	10	0	76														
20	20	24-30	71	190	12	20	20	10	6	6	5	6	7	0	78														
21	21	24-30	55	151	12	20	20	10	6	6	5	4	7	0	76														
													77.0	77.0															

Fuente: elaboración propia

Anexo 4.4 Obtención de Resistencia a la compresión Simple con el martillo Schmidt

Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,005	100,005	100,012
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,002		
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,006		
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,001		
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,021		
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,005		
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,001		
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,006		
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,002		
Muestra SA001	Primera parada lugar 1	100,001		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100,001	100,002	
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	99,97		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100,006		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100,008		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100,005		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100,001		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100,007		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100,009		
Muestra SA002	Segunda parada lugar 2	100,01		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,01	100,008	
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,012		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,006		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,006		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,003		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,004		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,009		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,014		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,008		
Muestra SA003	Tercera parada lugar 3	100,008		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100	100,015	
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,006		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,025		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,033		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,025		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,019		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,002		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,008		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,012		
Muestra SA004	Cuarta parada lugar pilar entrada	100,02		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,029	100,028	
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,029		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,021		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,012		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,026		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,023		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,022		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,032		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,045		
Muestra SA005	Quinta Parada lugar techo angosto	100,041		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,002	100,012	
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,065		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,016		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,013		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,014		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,001		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,001		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,002		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,005		
Muestra SA006	Sexta parada. Final de operación	100,001		

Fuente: elaboración propia

Anexo 4.5 Caracterización del macizo rocoso en función de los

bloques basado en el entramamiento y las condiciones de las juntas

<p>GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		<p>SURFACE CONDITIONS</p> <p>VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces</p> <p>GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces</p> <p>FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces</p> <p>POOR Slackensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments</p> <p>VERY POOR Slackensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings</p>				
<p>STRUCTURE</p>		<p>DECREASING SURFACE QUALITY →</p>				
<p>INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities</p>	90			N/A	N/A	
<p>BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets</p>	80	70				
<p>VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets</p>		60				
<p>BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity</p>			50			
<p>DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces</p>			40	30		
<p>LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes</p>				20		
					10	
		N/A	N/A			




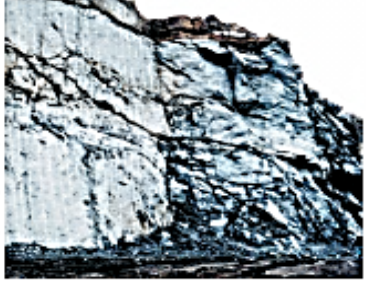

Fuente: Hoek and Marinos (2000)

Anexo 4.6 Estimación del GSI para macizos heterogéneos como flysch

GSI PARA MACIZOS HETEROGENEOS COMO FLYSCH (Marinos P. and Hoek. E, 2000)		MUY BUENAS	BUENAS	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	
CONDICIONES DE SUPERFICIE EN LAS DISCONTINUIDADES (Planos de foliación predominantes)		Superficies muy rugosas, superficies no meteorizadas, frescas	Superficies rugosas, ligeramente meteorizadas, manchadas con hierro	Superficies lisas, moderadamente meteorizadas y alteradas	Superficies con espesos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos compactos o rellenos de fragmentos	Superficies con espesos de falla, con alto grado de meteorización con rellenos de arcilla suave.	
COMPOSICION Y ESTRUCTURA		<p>A. El espesor de la capa de arenisca. El efecto del recubrimiento pelítico sobre los planos de las capas es minimizado por el efecto de confinamiento del macizo rocoso</p>		<p>B. Arenisca con intercalaciones de limolitas</p>		<p>C. Arenisca y limolita en iguales cantidades.</p>	
		<p>D. Limolita con estratos de arenisca</p>		<p>E. Limolita y arcillolita con estratos de arenisca</p>		<p>F. Tectónicamente deformado, intensamente foliado/fallado, material arcilloso cizallado de limolita y arcillolita con fragmentos de areniscas deformadas formando</p>	
		<p>G. Arcillolitas y limolitas inalteradas con o sin arenisca.</p>		<p>H. Limolita o arcillolita tectónicamente deformada formando una estructura caótica con paquetes de arcilla. Delgados estratos de arenisca transformada en pequeñas</p>			
		70	60	50	40	30	20
		A		B C D E		F	G H 10

Fuente: Hoek (2006)

Anexo 4.7 Guía para estimar el factor de alteración D

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

Fuente: Hoek (2006)

Anexo 4.8 Cálculo de esfuerzos inducidos (σ_p) formula de área tributaria para pilares cuadrados Bunting (1911).

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

Donde:

Ancho de la cámara (W_o) = 4.5 m.

Esfuerzo vertical con el Angulo de inclinación (σ_n) = 0.26 Mpa.

a) Cuando el valor de $W_p = 1$

$$\sigma_p = 0.26 * \left(\frac{1+4.5}{1} \right)^2 = 7.86 \text{ MPa}$$

b) Cuando el valor de $W_p = 1.5$

$$\sigma_p = 0.26 * \left(\frac{1+4.5}{1.5} \right)^2 = 3.49 \text{ MPa}$$

c) Cuando el valor de $W_p = 2$

$$\sigma_p = 0.26 * \left(\frac{1+4.5}{2} \right)^2 = 1.96 \text{ MPa}$$

d) Cuando el valor de $W_p = 2.5$

$$\sigma_p = 0.26 * \left(\frac{1+4.5}{2.5} \right)^2 = 1.25 \text{ MPa}$$

e) Cuando el valor de $W_p = 3$

$$\sigma_p = 0.26 * \left(\frac{1+4.5}{3} \right)^2 = 0.87 \text{ MPa}$$

Anexo 4.9 Cálculo de resistencia de pilar (S_p), formula de Salomón & Munro (1967)

$$S_p = K * \left(\frac{W_p^a}{H_p^\beta} \right)$$

Donde:

Resistencia de pilar	$S_p = \dots ?$
Altura de pilar puente	$H_p = 3\text{m}$
Constante geomecanico	$K = 7.18$

a y β , son constantes que dependen de las características geomecánicas cuyos valores asignados son 0.46 y 0.66 respectivamente.

- a) Cálculo de la resistencia pilar $W_p = 1$; el valor es asumido.

$$S_p = 7.18 * \left(\frac{(1)^{0.46}}{(3)^{0.66}} \right) = 3.477 \text{ MPa}$$

- b) Cálculo de la resistencia pilar $W_p = 1.5$

$$S_p = 7.18 * \left(\frac{(1.5)^{0.46}}{(3)^{0.66}} \right) = 4.19 \text{ MPa}$$

- c) Cálculo de la resistencia pilar $W_p = 2$

$$S_p = 7.18 * \left(\frac{(2)^{0.46}}{(3)^{0.66}} \right) = 4.78 \text{ MPa}$$

- d) Cálculo de la resistencia pilar $W_p = 2.5$

$$S_p = 7.18 * \left(\frac{(2.5)^{0.46}}{(3)^{0.66}} \right) = 5.30 \text{ MPa}$$

- e) Cálculo de la resistencia pilar $W_p = 3$

$$S_p = 7.18 * \left(\frac{(3)^{0.46}}{(3)^{0.66}} \right) = 5.76 \text{ MPa}$$

Anexo 4.10 Cálculo de Factor de Seguridad. Según US Bureau of Reclamation Engineering Monograph on Design Criteria for Concrete Arch and Gravity dams, (1977).

$$FS = \frac{\text{Resistencia del Pilar}}{\text{esfuerzo inducido}} = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Donde:

S_p = resistencia de pilar

FS = factor de seguridad

σ_p = esfuerzo inducido

Para calcular tomaremos los datos de Anexo 4.8 y el Anexo 4.9

Calculemos el factor de seguridad para cada caso.

a) $FS = \frac{3.477 \text{ MPa}}{7.86 \text{ MPa}} = 0.44 \text{ MPa}$

b) $FS = \frac{4.19 \text{ MPa}}{3.49 \text{ MPa}} = 1.2 \text{ MPa}$

c) $FS = \frac{4.78 \text{ MPa}}{1.96 \text{ MPa}} = \mathbf{2.43 \text{ MPa}}$

d) $FS = \frac{5.30 \text{ MPa}}{1.25 \text{ MPa}} = 4.24 \text{ MPa}$

e) $FS = \frac{5.76 \text{ MPa}}{0.87 \text{ MPa}} = 6.62 \text{ MPa}$

factor de seguridad aceptada.

