

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Minado masivo por sub niveles en la zona de marca punta  
norte en compañía de minas Buenaventura – Unidad El Brocal,  
Colquijirca**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor:**

**Bach. Edinson Jhonatan VARGAS BLANCO**

**Asesor:**

**Ing. Julio Cesar SANTIAGO RIVERA**

**Cerro de Pasco - Perú - 2024**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Minado masivo por sub niveles en la zona de marca punta  
norte en compañía de minas Buenaventura – Unidad El Brocal,  
Colquijirca**

---

**Mg. Edwin Elías SANCHEZ ESPINOZA**  
**PRESIDENTE**

---

**Ing. Toribio GARCÍA CONTRERAS**  
**MIEMBRO**

---

**Mg. Raúl FERNANDEZ MALLQUI**  
**MIEMBRO**



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión  
Facultad de Ingeniería de Minas  
Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas



## INFORME DE ORIGINALIDAD N° 072-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

**Bach. Edinson Jhonatan VARGAS BLANCO**

Escuela de Formación Profesional  
**Ingeniería de Minas**

Tipo de trabajo:  
**Tesis**

Título del trabajo  
**"MINADO MASIVO POR SUB NIVELES EN LA ZONA DE MARCA PUNTA NORTE EN COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA – UNIDAD EL BROCAL, COLQUIJIRCA."**

Asesor:

**Ing. Julio Cesar, SANTIAGO RIVERA**

Índice de Similitud: **11%**

Calificativo  
**APROBADO**

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 17 de diciembre de 2024.

Sello y Firma del responsable  
de la Unidad de Investigación

## **DEDICATORIA**

Le dedico el resultado de este trabajo a toda mi familia. Principalmente, a mis padres y hermana que me apoyaron y contuvieron los momentos malos y en los menos malos. Gracias por enseñarme a afrontar las dificultades sin perder nunca la cabeza ni morir en el intento.

## **AGRADECIMIENTO**

Gracias infinitas a mis padres, por su amor incondicional y su apoyo moral. Su fe en mí, incluso en los momentos más difíciles, ha sido el pilar de este logro. También expreso mi gratitud a mi hermana, quien supo brindarme su tiempo para escucharme y apoyarme. Sin ustedes, todo esto no habría sido posible. Su amor y sacrificio han sido la luz que guio mi camino a través de este viaje académico.

Me gustaría agradecer a la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, por abrirme las puertas y brindarme la oportunidad de avanzar en mi carrera profesional.

## RESUMEN

La presente investigación enfocado en el metodo de minado y la geomecánica de las labores mineras titulado: “DIMENSIONAMIENTO DEL METODO DE MINADO MASIVO POR SUB NIVELES MEDIANTE LA GEOMECANICA EN COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA – UNIDAD EL BROCAL, COLQUIJIRCA.”, como objetivos plantea: Determinar las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada y la masa rocosa, en el minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal,

Colquijirca; como hipótesis plantea: Al determinar las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada y la masa rocosa, podremos mejorar la estabilidad del minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca En términos de metodología académica se propone un tipo de investigacion APLICADO y un nivel descriptivo, explicativo, usando el método científico buscando deducciones y un análisis exhaustivo, así mismo el tipo de diseño será transversalmente y no experimental. La muestra está específicamente de los tajeos por sub niveles con pilares corridos, siendo los blocks 9303, 9478, 9847 y 9368.

Finalmente terminamos con conclusiones y recomendaciones.

**Palabras claves: Dimensionamiento, metodo de minado, sub niveles, geomecánica.**

## ABSTRACT

This research focused on the mining method and the geomechanics of mining work entitled: "SIZING OF THE MASSIVE MINING METHOD BY SUB LEVELS THROUGH GEOMECHANICS IN BUENAVENTURA MINING COMPANY – EL BROCAL UNIT, COLQUIJIRCA.", as objectives: Determine the geomechanical characteristics of the structure mineralized and the rock mass, in the massive sub-level mining in the area from Marca Punta Norte in Compañía de Minas Buenaventura – El Brocal Unit, Colquijirca; As a hypothesis, it is proposed: By determining the geomechanical characteristics presented by the mineralized structure and the rock mass, we will be able to improve the stability of massive sub-level mining in the Marca Punta Norte area in Compañía de Minas Buenaventura – El Brocal Unit, Colquijirca In terms of Academic methodology proposes an APPLIED type of research and a descriptive, explanatory level, using the scientific method seeking deductions and an exhaustive analysis, likewise the type of design will be transversal and non-experimental. The sample is specifically of sub-level pits with continuous pillars, being the blocks 9303, 9478, 9847 and 9368.

Finally we finish with conclusions and recommendations.

**Keywords: Sizing, mining method, sub levels, geomechanics.**

## INTRODUCCIÓN

Para lograr este objetivo se tiene proyectado incrementar la producción de la Mina Marcapunta Norte en los Blocks indicados, para esto será necesaria la aplicación de métodos de minado masivo cuya factibilidad técnica es objeto de la presente investigación.

Con esta finalidad, esta propuesta plantea evaluar geomecánicamente el cuerpo de rocas que conforma Marcapunta Norte, para de este modo poder tener un dimensionamiento adecuado para la posterior aplicación del método “Tajeo por Subniveles con Pilares Corridos” en las secciones “9303, 9368, 9478, 9847”, previamente determinados los parámetros necesarios.

El desarrollo de la tesis está estructurado por capítulos lo cual pasamos a explicar brevemente:

El capítulo I trata de la problemática referente al METODO DE MINADO MASIVO POR SUB NIVELES MEDIANTE LA GEOMECANICA, para lo cual planteamos el problema, sus objetivos, proponemos la hipótesis y sus variables. Como también la Delimitación y limitaciones.

El Capítulo II, desarrollamos el Marco Teórico, en relación con las variables del problema para lo cual se revisa los antecedentes, las bases teóricas propuestas por autores que mencionamos y la terminología más usada en la investigación.

Seguidamente, el Capítulo III, enfoca la Metodología empleada, sobre el método de investigación utilizado, el nivel y tipo de investigación, el diseño de la investigación, la población y muestra, las Técnicas e instrumentos de recolección de datos y el procesamiento de Datos.

En el Capítulo IV presentamos los resultados de la investigación en cuanto al dimensionamiento del método de minado masivo por sub niveles mediante la geomecánica EN COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA – UNIDAD EL BROCAL, COLQUIJIRCA.

Por último, presentamos las conclusiones y recomendaciones



También se indica las referencias bibliográficas de todos los autores utilizados para esta investigación.

## ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	

### CAPITULO I

#### PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Planteamiento del problema .....	1
1.2. Delimitación de la investigación .....	2
1.2.1. Delimitación espacial.....	2
1.2.2. Delimitación temporal .....	2
1.3. Formulación del problema.....	2
1.3.1. Problema general .....	2
1.3.2. Problema Específicos.....	3
1.4. Formulación de Objetivos .....	3
1.4.1. Objetivo general .....	3
1.4.2. Objetivos Específicos .....	3
1.5. Justificación de la investigación .....	4
1.6. Limitaciones de la investigación.....	4

### CAPITULO II

#### MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio .....	5
2.2. Bases teóricas científicas.....	7
2.2.1. Geomecánica y minería.....	7

2.2.2. Método de explotación .....	8
2.2.3. Factores que controlan la estabilidad .....	11
2.2.4. Efectos de aperturar excavaciones.....	11
2.2.5. Inestabilidad por perturbaciones adversas .....	11
2.2.6. Componentes y secuencia de un programa geomecánico.....	13
2.2.7. Clasificación del macizo rocoso.....	16
2.2.8. Sostenimiento de labores subterráneas.....	19
2.3. Definición de términos conceptuales.....	22
2.4. Enfoque filosófico – epistémico.....	26

### **CAPITULO III**

#### **METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION**

3.1. Tipo de Investigación .....	28
3.2. Nivel de investigación .....	28
3.3. Característica de la investigación.....	28
3.4. Método de investigación .....	29
3.5. Diseño de investigación .....	29
3.6. Procedimiento del muestreo .....	29
3.5.1. Población .....	29
3.5.2. Muestra .....	29
3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	29
3.7.1. Técnicas.....	29
3.7.2. Instrumentos.....	30
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos .....	30
3.9. Orientación ética.....	31

### **CAPITULO IV**

#### **PRESENTACIÓN DE RESULTADOS**

4.1. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	32
4.1.1. Trabajos de campo.....	32

4.1.2.	Proyecto minado masivo tajeo por subniveles en mina Marcapunta.....	33
4.1.3.	Investigaciones básicas.....	35
4.1.4.	Clasificación de la masa rocosa .....	43
4.1.5.	Zonificación geomecánica de la masa rocosa .....	45
4.1.6.	Resistencia de la roca .....	47
4.1.7.	Condiciones de agua subterránea .....	51
4.1.8.	Esfuerzos in-situ.....	51
4.2.	Discusión de resultados.....	52
4.2.1.	Diseño geomecánico.....	52
4.2.2.	Dimensionamiento usando el “Método Grafico de Estabilidad”.....	54
4.2.3.	Método Gráfico de Estabilidad.....	55
4.2.4.	Diseño Convencional por Cámaras y Pilares Corridos .....	71
4.2.5.	Diseño Geomecánico por Métodos Numéricos.....	73
4.2.6.	Secuencia de minado .....	79
4.2.7.	Estimación del sostenimiento. ....	79

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Selección del metodo de minado .....	9
Figura 2 Minado subterráneo .....	9
Figura 3 Fracturamiento y aflojamiento de la roca.....	12
Figura 4 Deslizamiento a través de superficies de discontinuidades .....	12
Figura 5 Deflexiones excesivas del techo .....	12
Figura 6 Convergencia o cierre de los contornos de la excavación.....	13
Figura 7 Componentes y secuencia de un programa Geomecánicos.....	13
Figura 8 Mapeo geomecánico de la masa rocosa .....	36
Figura 9 Mapeo geomecánico N° de celda S1-1 de las labores mineras Block 9368 .	36
Figura 10 Mapeo geomecánico N° de celda S1-2 de las labores mineras Block 9368	37
Figura 11 Mapeo geomecánico N° de celda S1-3 de las labores mineras Block 9368	37
Figura 12 Mapeo geotécnico de testigos rocosos taladro CM1-264-07 .....	38
Figura 13 Mapeo geotécnico de testigos rocosos taladro CM4-584-08 .....	38
Figura 14 Mapeo geotécnico de testigos rocosos taladro CM1-600-07 .....	39
Figura 15 Diagrama estereográfico de contornos del compósito general .....	40
Figura 16 Diagrama estereográfico de planos principales del compósito general. ....	41
Figura 17 Diagrama de roseta de discontinuidades del compósito general. ....	41
Figura 18 Esquema general del Minado Tajeo por Subniveles con Pilares Corridos..	54
Figura 19 Factor de esfuerzo en la roca A, para diferentes valores de $\sigma_c/\sigma_1$ .....	57
Figura 20 Orientación de la junta crítica con respecto a la superficie de la excavación (Según Potvin, 1988). .....	58
Figura 21 Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las juntas con respecto a la superficie del tajeo (Según Potvin, 1988).....	59

Figura 22 Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamientos. Según Potvin (1988). .....	59
Figura 23 Factor de ajuste por gravedad C, para modos de falla por deslizamiento. Según Potvin (1988). .....	60
Figura 24 Gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).....	61
Figura 25 Esquema de un Tajeo para el análisis con el “Método Gráfico de Estabilidad” .....	62
Figura 26 Cálculo de B para Pared Este, Oeste y Techo. ....	65
Figura 27 Cálculo de C por gravedad para la Pared Este y Techo. ....	66
Figura 28 Cálculo de C por deslizamiento para la Pared Oeste .....	67
Figura 29 Esquema de Secuencia de Minado y Sostenimiento primera parte.....	70
Figura 30 Esquema de Secuencia de Minado y Sostenimiento segunda parte .....	70
Figura 31 .....	74
Resultados de simulación con datos de back análisis usando el software phases2 ...	74
Figura 32 Back análisis del comportamiento actual de las labores de Marcapunta Norte.....	74
Figura 33 Modelo de Pilar de 4 x 4 m con una altura máxima de explotación de 12 m y cámaras de 8 x 12 m. Factor de Seguridad de 1.2 .....	75
Figura 34 Modelo de Pilar de 5 x 5 m con una altura máxima de explotación de 8 m y cámaras de 8 x 8 m. Factor de Seguridad de 1.56.....	75
Figura 35 Modelo de Pilar de 5 x 5 m con una altura máxima de explotación de 12 m y cámaras de 8 x 12 m. Factor de Seguridad de 1.2.....	76

Figura 36 Modelo de Pilar de 6 x 6 m con una altura máxima de explotación de 12 m y cámaras de 9 x 12 m. Factor de Seguridad de 1.45 .....	76
Figura 37 Vista de cuña formada para una sección de 4 x 4 m, con dirección de avance Norte. Factor de seguridad 13.9, no requiere sostenimiento.....	80
Figura 38 Vista de cuña formada para una sección de 4 x 4 m, con dirección de avance Este. Factor de seguridad 57.771, no requiere sostenimiento .....	81
Figura 39 Vista de cuña formada para una sección de 8 x 8 m, con dirección de avance Norte. Factor de seguridad 6.146, sostenimiento con pernos puntuales .....	81
Figura 40 Vista de cuña formada para una sección de 8 x 8 m, con dirección de avance Este. Factor de seguridad 19.98, sostenimiento con pernos puntuales .....	82
Figura 41 Vista de cuña formada para una sección de 9 x 12 m, con dirección de avance Norte. Factor de seguridad 6.146, sostenimiento con pernos puntuales.....	82
Figura 42 Vista de cuña formada para una sección de 9 x 12 m, con dirección de avance Este. Factor de seguridad 19.98, sostenimiento con pernos puntuales .....	83
Figura 43 Vista de cuña sostenida con pernos helicoidales de 3.0 m de longitud, formada para una sección de 9 x 12 m, con dirección de avance Norte. Factor de seguridad 6.9 .....	83

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Clasificación según MRMR .....	18
Tabla 2 Clasificación según GSI .....	19
Tabla 3 Dimensiones de Cámaras y Pilares actuales .....	35
Tabla 4 Sistemas de discontinuidades estructurales.....	40
Tabla 5 Criterio para la clasificación de la masa rocosa.....	44
Tabla 6 Clasificación de la masa rocosa en Marcapunta Norte .....	44
Tabla 7 Zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte .....	46
Tabla 8 Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta (estimación de campo)..	47
Tabla 9 Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta (ensayos de laboratorio)	48
Tabla 10 Valores de la constante “ $m_i$ ” de la roca intacta .....	48
Tabla 11 Ensayos de resistencia a la tracción .....	48
Tabla 12 Resultados de ensayos de constantes elásticas .....	49
Tabla 13 Propiedades físicas de la roca intacta .....	49
Tabla 14 Resultados de ensayos de corte directo.....	49
Tabla 15 Parámetros de resistencia de la masa rocosa .....	50
Tabla 16 Dimensiones propuestas de los tajeos .....	53
Tabla 17 Valores de $Q'$ por Bloques.....	63
Tabla 18 Valores del Factor A por bloques y superficie de análisis .....	64
Tabla 19 Valores del Factor B por bloques y superficie de análisis .....	65
Tabla 20 Valores del Factor C por bloques y superficie de análisis.....	67
Tabla 21 Cálculo del Número de Estabilidad $N'$ para cada block y superficie de análisis .....	68



Tabla 22 Cálculo de las longitudes de tajeos con diferentes Radios Hidráulicos y por zonas de estabilidad .....	69
Tabla 23 Factores de Seguridad por el “Método Convencional de Cámaras y Pilares Corridos” .....	73
Tabla 24 Valores obtenidos .....	80
Tabla 25 Categorías de sostenimiento para labores de 4 m x 4 m de sección. ....	84

## **CAPITULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACION**

#### **1.1. Planteamiento del problema**

Con el aporte del proyecto de minado masivo para el incremento de la productividad, Compañía de Minas Buenaventura espera elevar la extracción a 19,000 toneladas métricas secas de cobre en Sociedad Minera El Brocal en sus operaciones de Marcapunta Norte, que presentan unos bloques con potencial de 9303, 9368, 9478 y 9847, que actualmente son explotados mediante el método Cámaras y Pilares.

Para lograr este objetivo tiene proyectado incrementar la producción de la Mina Marcapunta Norte en los Blocks indicados, para esto será necesaria la aplicación de métodos de minado masivo cuya factibilidad técnica es objeto de la presente investigación.

Con esta finalidad, esta propuesta plantea evaluar geomecánicamente el cuerpo de rocas que conforma Marcapunta Norte, para de este modo poder tener un dimensionamiento adecuado para la posterior aplicación del método "Tajeo por Subniveles con Pilares Corridos" en las secciones "9303, 9368, 9478, 9847", previamente determinados los parámetros necesarios. Para alcanzar este objetivo es imprescindible llevar a cabo previamente las siguientes acciones:

- Elaborar un perfil geomecánico del cuerpo de rocas
- Elaborar una clasificación geomecánica del cuerpo de rocas
- Zonificar geomecánicamente los sectores a explotar
- Definir parámetros de resistencia para el cuerpo rocoso
- Definición y dimensionamiento correspondiente al método de explotación
- Elaborar recomendaciones apropiadas que corresponda a la estrategia del minado.

Se evaluará los principales factores que determinan las condiciones de estabilidad a partir de la información que se pueda obtener con el objetivo que se puedan establecer los criterios básicos a nivel geotécnico del macizo.

De esta manera en un segundo momento se podrá realizar la definición y el dimensionamiento adecuados para las labores subterráneas de los Blocks “9303, 9368, 9478, 9847” en la operación Marcapunta Norte.

## **1.2. Delimitación de la investigación**

### **1.2.1. Delimitación espacial**

Este trabajo se aplicará en la localidad de Colquijirca, ubicado en el distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco. Estas operaciones mineras se encuentran a una altitud máxima de 4,300 msnm.

### **1.2.2. Delimitación temporal**

En términos de duración se estima que este trabajo cubrirá los meses entre enero y julio del año 2023.

## **1.3. Formulación del problema**

### **1.3.1. Problema general**

¿Qué características geomecánicas presenta la estructura mineralizada y la masa rocosa, en el minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal Colquijirca?

### **1.3.2. Problema Específicos**

#### **Problema específico a.**

¿Qué tipo de estabilidad presentan los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal Colquijirca?

#### **Problema específico b.**

¿Cuáles deben ser los dimensionamientos de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal Colquijirca?

### **1.4. Formulación de Objetivos**

#### **1.4.1. Objetivo general**

Determinar las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada y la masa rocosa, en el minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca

#### **1.4.2. Objetivos Específicos**

##### **Objetivo específico a.**

Determinar el tipo de estabilidad de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca

##### **Objetivo específico b.**

Determinar los dimensionamientos de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca

## **1.5. Justificación de la investigación**

### **Justificación practica**

Nuestra investigación hará que se determina la geomecánica de la masa rocosa y de la mineralización que nos permita poder explotar mediante minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura

### **Justificación teórica**

Justifica porque se hará uso de los conocimientos sobre geomecánica aplicada a labores subterráneas y de la explotación en forma masiva por sub niveles y a la vez difundir los resultados obtenidos.

### **Justificación de seguridad**

Desde el punto de vista de la seguridad al determinar el dimensionamiento del método de minado y las condiciones de estabilidad, se podrá trabajar en condiciones más seguras evitando que se produzcan accidentes.

### **Justificación económica**

Permitirá incrementar la escala productiva de las operaciones de Marca punta Norte al aplicar metodo de minado masivo lo cual incrementara la producción disminuyendo los costos los cuales beneficiaran a la empresa

## **1.6. Limitaciones de la investigación**

Al desarrollar esta propuesta no se presentaron dificultades o límites para elaboración o desarrollo, por el contrario, se tuvo el apoyo de la empresa minera.

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEORICO**

#### **2.1. Antecedentes de estudio**

Dentro los antecedentes podemos mencionar a los siguientes autores consultados durante la investigación.

##### **Antecedente uno**

El trabajo académico (SALAZAR, 2020) titulado: “Evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente Unidad Minera Yauricocha – Sociedad Minera Corona S. A.” entre sus objetivos presenta la influencia del factor geomecánico en la selección del método para sostener las labores mineras durante la operaciones en la unidad Yauricocha.

Como conclusión nos muestra lo siguiente.

- De acuerdo al estudio geomecánico realizado en las labores de explotación se tiene un tipo de roca buena de clase II, valorizado en 74 puntos, en la cual se debe emplear pernos Split set de 7 pies, el mallado de ser por medio de electro soldadura, y terminar con shotcrete; disponiendo el método de explotación por corte y relleno ascendente.
- Se observa que los pernos Split set actúan en forma inmediata una vez colocada en la roca, con una resistencia casi inmediata, la malla

electrosoldada previene la caída de la roca trabajando en conjunto con los pernos, de igual manera el trabajo del shotcrete evita deslizamiento o caída de las rocas

- Se determinó que la instalación de los elementos de sostenimiento para el Split set presentan un costo de 11.24 \$/unidad, para la malla electrosoldada de 8 \$/m<sup>2</sup> y para el shotcrete de 134.85 \$/m<sup>3</sup>

#### **Antecedente dos**

La tesis titulada “DETERMINACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO MEDIANTE LAS CLASIFICACIONES GEOMECHANICAS GSI, RMR Y Q DE BARTON EN LAS LABORES DE LA UNIDAD MINERA SAN ANTONIO – COMPAÑÍA MINERA CHASPAYA S.A.C. 2021” de (VEGA , 2022) plantea como objetivo seleccionar el tipo de sostenimiento mediante los indicadores Geomecánicos como el GSI, RMR, Q de Barton.

Como conclusiones plantea:

- El estudio geomecánico indica que el yacimiento posee rocas sedimentarias de tipo Granodiorita, también establece criterios para el drenaje del agua subterránea
- El clasificador geomecánico más indicado es el GSI de Barton lo cual nos permitirá determinar el tipo de sostenimiento a emplear.
- El Macizo rocoso no requiere de sostenimiento debido al tipo de roca que se tiene la cual es de calidad buena tipo II.

#### **Antecedente tres**

El trabajo académico titulado “GEOMECAÁNICA APLICADA PARA MEJORAR LA ESTABILIDAD DE LAS LABORES MINERAS SUBTERRÁNEAS DE LA UNIDAD ALPACAY DE MINERA YANAQUIHUA S.A.C – AÑO 2015” presenta entre sus objetivos: evaluar una posible mejora de la estabilidad de las labores de minado cuando usamos la geomecánica.

Como conclusión se tiene

- Con la evaluación geomecánica de la roca nos encontramos con zonas críticas como las galerías, subniveles, tajeos, cruceros
- Se pudo constatar sostenimiento con cuadro de madera en forma inestable, en labores con roca de tipo RMR 30-40 y 40-50 no cuentan con sostenimiento alguno y también existen labores con sobredimensionamiento lo que aumenta la inestabilidad.

#### **Antecedente cuatro**

La tesis presentada en la Universidad Privada del Norte, que tiene como título “CARACTERIZACIÓN GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO PARA DETERMINAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN LA CONCESIÓN MINERASUBTERRÁNEA ZENIT 1, DISTRITO SAN LUIS” presentado por (FILORES, 2021) tiene como objetivo determinar el tipo de sostenimiento mediante la caracterización geomecánica en la Concesión Zenit1.

Como conclusión arriba a lo siguiente:

- La caracterización geomecánica indica que la roca es de tipo mala por las alteraciones que se observa lo cual indica inestabilidad
- El macizo rocoso fue caracterizado mediante el indicador geomecánico RMR de Bieniawski
- Manifiesta que se deben realizar simulaciones con programas de sostenimiento y esfuerzo tensionales para ver qué tipo de sostenimiento deben emplearse.

## **2.2. Bases teóricas científicas**

### **2.2.1. Geomecánica y minería**

#### **Mecánica de rocas**

“Rama de la ciencia que presenta desarrollos a nivel teórico y aplicaciones a nivel practico enfocadas principalmente en los comportamientos mecánicos de los cuerpos de rocas y distintos tipos de formaciones rocosas, en sentido general se puede entender como el estudio mecánico de las rocas en



su respuesta a los esfuerzos que son sometidas en su entorno”. (Colegio de Ingenieros del Peru , 2006)

### **Geomecánica**

“Específicamente se trata de los estudios que enfocados en las deformaciones que pueden presentar las superficies y los cuerpos de rocas, que en ocasiones provoca un accidente denominado falla geomecánica del macizo, fenómeno que se produce como consecuencia a la presencia de fuerzas dinámicas de carácter físico como ciertos factores ambientales del tipo temperatura, presión, subducción superficial, entre otras (RODRIGUEZ, 2018)

#### **2.2.2. Método de explotación**

“Es la estrategia explotación especifica con la que será abordado, en términos extractivos, un yacimiento rocoso. Esta debe responder a un diagnóstico exhaustivo de un conjunto de factores como las condiciones lito-estructurales, distribuciones espaciales del rumbo en sus extensiones y profundidades, la zonificación del macizo, la paragénesis, además del perfil natural del yacimiento que comprenden su morfología, como están distribuidas sus leyes, el perfil topográfico y sus factores geomecánicos e hidrológicos. También se debe analizar su mineralización estructural que compone su entorno físico. Cada uno de estos elementos componen niveles distintos a tener en consideración para determinar el método de explotación más adecuado a cada yacimiento.” (HINOSTROZA , 2019)

#### **Factores que influyen en la selección del metodo de explotación**

Tenemos cuatro factores que influyen en dicha selección como podemos ver en la siguiente gráfica.

**Figura 1**

*Selección del método de minado*



**Sistema de minado subterráneo**

Para realizar un sistema de minado subterráneo influyen varias condiciones como la forma, tamaño, orientaciones del yacimiento; donde podemos realizar funciones específicas como ejecutar tejeos, aberturas de acceso y servicio, aberturas permanentes como vemos en la siguiente figura.

**Figura 2**

*Minado subterráneo*



## **Tajeos**

Son los trabajos de excavación de mayores dimensiones por lo cual los sectores influenciados por sus operaciones son grandes. Para establecer un sistema de control y estabilización en este tipo de método se requiere una diagnóstico geomecánica y una evaluación económica de la operación a nivel individual y global que pueda dimensionar el potencial de la operación. Como factores condicionantes en este método se identifican su ubicación, sus posibles diseños y operacionalmente el rendimiento de operaciones circundantes. Por último, es determinante definir esquemas, además de un avance secuencial apropiados con la finalidad de perturbar mínimamente el macizo.” (Colegio de Ingenieros del Peru , 2006)

### **Aberturas de acceso y servicios a los tajeos**

Se trata de los sectores que presentan una influencia directa por parte de los tajeos, en términos operativos pueden representar inconvenientes importantes si no se considera las consecuencias de la perturbación del minado sobre estos elementos. Además, es crucial su rendimiento una adecuada definición de su sostenimiento, forma y posición.” (Colegio de Ingenieros del Peru , 2006)

### **Aberturas de acceso y servicios, permanentes**

Estos elementos deben contar con sus características específicas en cuanto a su rendimiento. Por parte de su diseño este es equiparable a otras labores de operaciones en mina. Además, resulta determinante poder ubicar en un sector específico para poder usarlas eficientemente y no sean un inconveniente en las operaciones de excavación.” (Colegio de Ingenieros del Peru , 2006)

### **2.2.3. Factores que controlan la estabilidad**

#### **Factores pre-existentes a la excavación**

Entre estos elementos podemos identificar a la caracterización en términos geológicos del entorno, además de su desempeño mecánico y la evaluación los esfuerzos que se identifique in-situ” (Colegio de Ingenieros del Peru , 2006)

#### **Factores posteriores a la excavación**

Entre estos elementos podemos identificar los distintos esfuerzos producto de las labores del minado. Específicamente, se debe prestar atención a su morfología, las dimensiones que presenten, así como el sentido de sus orientaciones. Por último, se considera la fuerza dinámica que producen las excavaciones en el entorno. ” (CORDOVA, 2008)

### **2.2.4. Efectos de aperturar excavaciones**

Entre estos elementos podemos identificar al abrir una estructura de rocas se encuentran el espacio vacío que puede haber dentro, distintas formaciones que funcionan como sostenimiento natural o artificial y el material remanente de otras operaciones.

Además, podemos identificar distintas formas de perturbación mecánica en el cuerpo de rocas. Como son el caso del desplazamiento de elementos en dirección al vacío que se crea, nuevas deformaciones o nuevas disposiciones de los esfuerzos presentes. Aso como acumulaciones de energía como consecuencia de las deformaciones creadas.” (CORDOVA, 2008)

### **2.2.5. Inestabilidad por perturbaciones adversas**

En este caso podemos identificar los fenómenos causantes como aflojamiento y fracturamiento del material rocoso, deslizamiento por medio de superficies discontinuas, una deflexión excesiva en el sector del techo, contornos de la excavación que se cierran o convergen, fallamiento o

inestabilidad de las rocas y energía liberada. A continuación, se muestran un ejemplo de estos fenómenos.

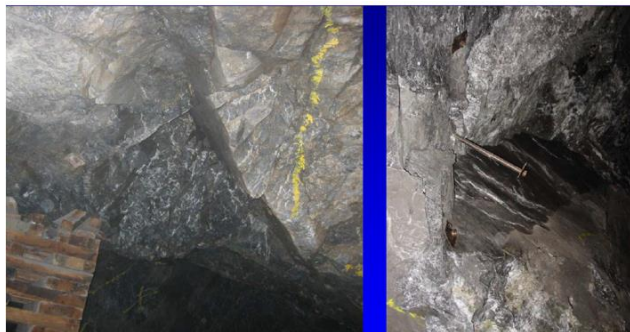
**Figura 3**

*Fracturamiento y aflojamiento de la roca*



**Figura 4**

*Deslizamiento a través de superficies de discontinuidades*



**Figura 5**

*Deflexiones excesivas del techo*



**Figura 6**

*Convergencia o cierre de los contornos de la excavación*

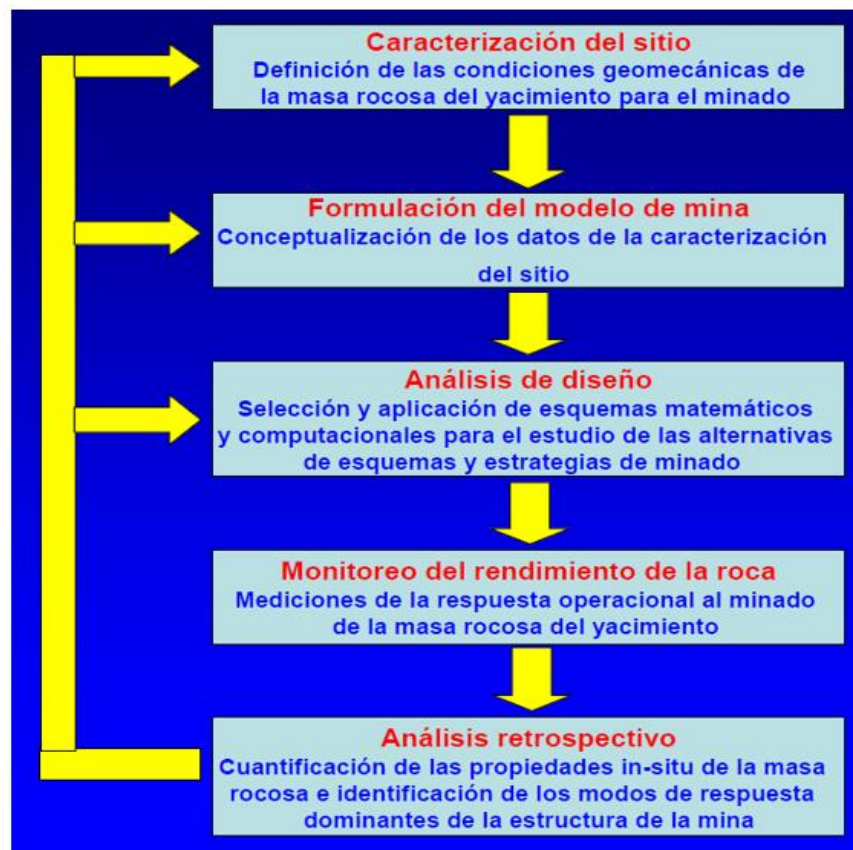


### 2.2.6. Componentes y secuencia de un programa geomecánico

La grafica ilustra estos componentes y secuencia de un programa geomecánico

**Figura 7**

*Componentes y secuencia de un programa Geomecánicos*



### **Caracterización del sitio**

En la primera parte de este esquema se definen las propiedades a nivel mecánico y el estado del yacimiento que será explotado. Para ello se debe determinar el nivel de resistencia y deformación de los distintos grupos lito-estratigráficos asociados al cuerpo mineralizado. También se debe contar con un perfil de las características en términos geométricos y mecánicos de las discontinuidades de menor escala en el sistema. Así mismo, figuran la ubicación y se describe el perfil característico de las discontinuidades de mayor escala.

Además, se deben realizar estimaciones en los lugares mismo de operaciones sobre el nivel de resistencia que presenta el cuerpo de rocas partiendo de sus propiedades y de sus elementos que lo constituyen, también se deben determinar el estado del esfuerzo en el mismo sitio. Por último, se dispone de una evaluación del perfil hidrogeológico del yacimiento. (CORDOVA, 2008)

### **Formulación del modelo de mina**

En este caso corresponde elaborar un modelo simplificado que racionalice los datos que se generan como parte de la caracterización del yacimiento, de manera que sirva de evaluación previa a la etapa de diseño.

La finalidad es tener en consideración el perfil geomecánico que será parte de la evaluación del comportamiento del macizo cuando el modelo considere deformaciones específicas como las que a continuación se mencionan.

- Las formaciones litológicas deberán recibir una valoración promedio en cuanto a resistencia y deformación
- Los rasgos estructurales de mayor dimensión les corresponde la propiedad de resistencia a los cortes y una representación geoméricamente regular.
- En cuanto al pre minado debe recibir, por parte del estado de esfuerzos, una especificación. (CORDOVA, 2008)

### **Análisis de diseño**

Se trata de uno de los factores determinantes para la aplicación de criterios geomecánicos.

- A partir de este modelo se pueden elaborar aproximaciones por medio de la aplicación de herramientas matemáticas apropiadas disponibles. En ese sentido se puede establecer el nivel mecánico en términos de rendimiento para la configuración del minado que se seleccione, para la geometría que se use en la excavación y las condiciones específicas del cuerpo de rocas.
- Existen una gran variedad de instrumentos analíticos con distintos grados de complejidad. Un ejemplo de herramienta simple es el esquema del área tributaria para el diseño de pilares, o los modelamientos computarizados que pueden elaborar una complejidad para distintos comportamientos del cuerpo de rocas en consideración con otros elementos, para el caso del instrumental de alta complejidad. (CORDOVA, 2008)

### **Monitoreo del rendimiento de la roca**

En este punto se debe poder elaborar el perfil característico de las respuestas operacionales de los cuerpos de rocas frente a las actividades del minado.

- El comprender el fenómeno de la carga-deformación supone determinar los roles que juegan cada uno de los elementos que intervienen en la dinámica del cuerpo de rocas.
- Es necesario, para llegar a entender este comportamiento, los datos necesarios acerca desplazamientos y del esfuerzo específico que se registra en cada ubicación identificada como determinante para la estructura del yacimiento.
- Estos datos pueden ser obtenidos como parte de una evaluación visual y por medio de la aplicación de herramientas en zonas determinadas dentro y fuera del minado. (CORDOVA, 2008)



### **Análisis retrospectivo**

En términos cuantitativos analizar retrospectivamente los datos supone un procedimiento orientado a monitorear las propiedades mecánicas en el mismo sitio de las operaciones con el fin de revisar la información y en la medida de lo posible mejorar el modelo elaborado, lo que permite adecuarlo a las condiciones reconocidas in situ.

- Este método permite identificar factores a nivel geomecánica determinantes para establecer las respuestas al fenómeno deformacional que pueda presentar el cuerpo de rocas.
- La información que este análisis pueda generar es crucial para reconocer y ubicar localmente las fallas del sistema. Además, a partir de esos datos se puede establecer las orientaciones y magnitudes relativas para los esfuerzos in-situ, además de establecer parámetros de resistencia para el cuerpo de rocas in-situ.
- A partir de todo este conjunto de datos se pueden elaborar un diseño adecuado para las labores de tajeos, así como determinar los criterios operativos más idóneos. De esta manera es que el modelamiento permite definir los distintos estándares de minado orientados a responder a las características estructurales y litológicas de los yacimientos. (CORDOVA, 2008)

#### **2.2.7. Clasificación del macizo rocoso**

Podemos indicar que existen varios sistemas de clasificación del macizo rocoso para la minería subterránea como: RQD, RMR, MRMR, GSI.

##### **Sistema RQD – Deere**

“Este tipo de índice puede ser definido como la recuperación lograda y medida en porcentajes para testigos por encima de 10 centímetros de largo de eje, no considerando las roturas frescas durante la perforación en relación a la distancia completa del sondeo.

Para poder determinar este índice existen tres procedimientos definidos.

- A partir de sondajes
- A partir del mapeo de celdas geotécnicas
- A partir del número por metro cubico” (RODRIGUEZ, 2018)

### **Sistema RMR – Bienawski**

Este sistema de clasificación de macizos rocosos consiste en considerar los siguientes seis aspectos determinantes:

**“Compresión uniaxial;** se determina por medio de análisis de laboratorio el nivel de resistencia, además de llevar a cabo ensayos para considerar las cargas puntuales in-situ.

**Valor del RQD:** Es asignado un valor de acuerdo al porcentaje alcanzado, si se encuentra por encima de 90% el valor asignado será 20 y si se encuentra por debajo de 25% el valor asignado será 3.

**Espaciamiento de discontinuidades;** Se debe asumir que la masa rocosa se compone por tres tipos de fracturas distintos, a partir de los cuales se debe aplicar el sistema más idóneo.

**Condición de discontinuidades;** la superficie y del material de relleno deben presentar un tipo de aspereza claramente identificable, el más adecuado a las labores es el liso y desfavorable.

**Aguas subterráneas:** Se usará el testigo dependiendo si en las excavaciones se dispone de un flujo agua, o si en las discontinuidades existe un nivel de presión de agua.

**Orientación de discontinuidades:** Para determinar este factor se debe disponer de cámaras o se debe contar con un mapeo de piques” (RODRIGUEZ, 2018)

### **Sistema MRMR – Laubscher**

“Este sistema toma como base la propuesta de Bienawski por ese motivo lleva el nombre de Modified Rock Mass Rating. Su finalidad es establecer

categorías definidas para los distintos tipos de material desde muy malo que es el valor de 0 hasta muy bueno que alcanza un valor de 100.” (RODRIGUEZ, 2018) A continuación, se muestra dicha clasificación:

**Tabla 1**

*Clasificación según MRMR*

<b>Calidad del Macizo</b>	<b>Clase</b>	<b>MRMR</b>
Muy mala	5	0-20
Mala	4	21-40
Regular	3	41-60
Buena	2	61-80
Muy buena	1	81-100

**Q – Barton**

La escala logarítmica para el Índice Q varía en términos numéricos partiendo desde 0,001 y puede alcanzar los 1.000. Por medio de la siguiente ecuación se pueden relacionar los parámetros definidos:

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

RQD: Índice de calidad de roca.

J<sub>n</sub> (Joint Set Number): Número de sistemas de discontinuidades.

J<sub>r</sub> (Joint Roughness Number): Número de rugosidad de discontinuidades.

J<sub>a</sub> (Joint Alteration Number): Número de alteración de las discontinuidades.

J<sub>w</sub> (Joint Water Reduction Factor): Factor de reducción por agua.

SRF (Stress Reduction Factor): Factor de reducción por esfuerzos.

## Sistema GSI – Hock

“Este sistema puede realizar estimaciones en los macizos que puedan presentar disminuciones en resistencias, considerando diferentes condicionamientos geológicos, para su obtención se deben poner en relación de parámetros geológicos determinantes, por un lado, las condiciones estructurales de macizo y de las discontinuidades. Es usual que al aplicarlo se usen rangos de  $\pm 15$  puntos para definir el GSI [OBJ:OBJ]. A continuación, se muestra el criterio según el cual se realiza la clasificación:

**Tabla 2**

*Clasificación según GSI*

Calidad del Macizo	Clase	GSI
Muy mala	V	0-20
Mala	IV	21-
Regular	III	41-
Buena	II	61-
Muy buena	I	81-

### 2.2.8. Sostenimiento de labores subterráneas

“Ese sistema supone un esquema de sostenimiento basado en el uso de distintos anclajes mediante pernos como pueden ser los sistemas mecánicos que usan varillas de fierro corrugado o anclaje por medio de barras helicoidales sujetadas con resina o cemento como es el caso de los swellex y split sets, o anclajes por medio de cables o mallado, Straps que es una cinta de acero, también se considera el método del shotcrete o concreto lanzado de manera simple o reforzado con acero mediante fibras, también puede estar sujeto mediante cimbras de acero, gatas, madera en forma de cuadros o un conjunto de estos, paquete o puntales, y por medio de rellenos o alguna otra técnica que pueda ser usada como medio para estabilizar del macizo rocoso.

Este despliegue de técnicas está orientado a garantizar unas condiciones de estabilidad al cuerpo de rocas en el contorno de su abertura.” (MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS (MEM), 2017)

### **Tipos de sostenimiento**

Existe dos tipos definidos de sistemas de sostenimiento, su aplicación dependerá del comportamiento dinámico del cuerpo de rocas, en algún caso puede ser pasivo y en otro activo.

#### **Sostenimientos pasivos:**

“Estos sistemas se conocen como soportes de rocas, su medio de actuación es directamente la superficie de la roca y en la parte interna de la excavación. Ese sistema que el cuerpo de rocas se mueva o descomponga para poder actuar en forma de soporte. Algunos métodos específicos de este tipo de sostenimiento son los pernos cementados, el concreto lanzado, las tablas de madera o las cimbras de metal entre otros.” (OSINERGMIN,, 2017)

#### **Sostenimientos activos:**

“Su actuación puede darse en el interior de los macizos rocosos; se caracterizan por ofrecer un medio de soporte inmediato después de ser instalado, de esta manera se puede formar un sector de compresión, lo que contribuye a estabilizar la excavación por medio de un refuerzo directo a la roca. Algunos métodos específicos de este tipo de sostenimiento son los cables de anclaje y los pernos de anclaje tensionados entre otros.” (OSINERGMIN,, 2017)

#### **Sostenimiento con madera:**

Este tipo de sostenimiento es el más antiguo que todavía se usa en las labores subterráneas, específicamente los que requieren del entibado de vigas de madera. Sigue siendo usado debido a que ofrece una ventaja en cuanto a la facilidad de su operatividad al ser fácil manejar sus elementos, lo que hace de este método un medio de soporte adaptable a distintos contextos de operaciones. Sin embargo, presenta una limitación importante relacionada con

su vida operativa que resulta ser corta si se lo compara con los otros métodos de sostenimiento, pues es vulnerable a factores como las condiciones de humedad del terreno, en otros casos al ser material orgánico combustible no ofrecen las garantías en cuanto a la seguridad en las operaciones debido al riesgo patente. (SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA PETROLEO Y ENERGIA, 2004)

#### **Sostenimiento con entibación metálica:**

“Este tipo de soporte ofrece la ventaja de ofrecer buena resistencia a las fuerzas de tracción y compresión debido a su consistencia de acero. En el caso específico en los que se presente un encuentro de excavaciones donde existe una significativa tendencia colgarlas o cerrarlas las convierte en una opción viable y segura<sup>[OBJ:OBJ]</sup>”

#### **Sostenimiento con bulones o pernos de anclaje:**

“Este método de soporte supone disponer de un anclaje por medio de una barra que debe resistir a los esfuerzos dinámicos dentro del material rocoso, resistiendo la tracción y proporcionando un confinamiento a la corteza rocosa. Además, aprovecha la resistencia propia de la roca para asegurar un soporte a largo plazo” (New Concept Mining, 2015)

#### **Refuerzo con malla metálica:**

Este método de soporte consiste en secciones de acero mallado con dimensiones de 6x2,45 metros y con un diámetro de 8 milímetros, que presentan un espaciamiento de 10 cm. Así mismo, esta sección mallada puede estar electrosoldada. Para su quedar sujeta se debe proyectar concreto, el denominado shotcrete, previamente, también se puede sujetar directamente a la pared de rocas, pero en este caso dependerá del tipo de roca, para ello se aprovecharán las fisuras si las hubiera o se anclarán por medio de perforaciones. (SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA PETROLEO Y ENERGIA, 2004)

### **Concreto proyectado:**

“Este método de soporte se basa en proyectar contra la pared de rocas una combinación de cemento, agua, agregados además de fibra de acero, en algunos casos para aportar una resistencia mayor. Se aplica cuando se necesita dotar de un recubrimiento a la malla electrosoldada. De esta manera se dispone de un sostenimiento y su reforzamiento usando acero en fibras que se proyecta en las paredes de rocas, así mismo se debe disponer de pernos de anclaje para completar el conjunto de soporte” (SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA PETROLEO Y ENERGIA, 2004)

## **2.3. Definición de términos conceptuales**

### **Aberturas mineras permanentes**

“Se trata de un tipo de excavación proyecta con un tiempo de vida de largo plazo. Esta duración es muy similar al tiempo operativo de la mina debido a que se trata de uno de los elementos determinantes de la mina. Entre este tipo de aberturas puede identificarse a las galerías de nivel, chimeneas o piques entre otros.” (INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA , 1990)

### **Alteración.**

“Es el fenómeno que produce la erosión al actuar y modificar las rocas y los minerales presentes, en este proceso intervienen elementos como el sol, hielo, viento, o el agua. Otros nombres que recibe este fenómeno son meteorización o intemperismo.” (FLORES, 2018)

### **Caracterización geomecánica**

“Es el procedimiento por el cual se designa la calidad de cuerpo de rocas, para ello se recurre a métodos numéricos y descriptivos enfocados en identificar los rasgos principales que se pueden encontrar individualmente en cada sector de macizo rocoso” (CORDOVA, 2008)

### **Deformación.**

“Cuando un cuerpo de rocas recibe algún tipo de fuerza dinámica sobre el necesariamente esta acción provocará un nivel de deformación” (CORDOVA, 2008).

### **Desplazamiento.**

“Cuando un bloque de rocas presente un movimiento por medio de un plano dinámico necesariamente cubrirá una distancia que puede ser estimada como el desplazamiento identificado.” (CORDOVA, 2008)

### **Dimensionamiento**

“Establecer adecuadamente las dimensiones de las labores de tajeos y pilares presentes en el macizo, para ello se debe tener en consideración la ubicación y orientación que presentan en relación al arreglo estructural del cuerpo rocoso y los esfuerzos presentes.” (CORDOVA, 2008)

### **Estabilidad de aberturas**

“Este concepto implica un diagnóstico del cuerpo de rocas en base a las fallas posibles que puede presentar en el contorno de la excavación. Para ello se debe considerar el perfil geométrico de las excavaciones, el arreglo estructural, el perfil de resistencia que presenta el cuerpo de rocas y la presencia de esfuerzos en la zona.” (CORDOVA, 2008)

### **Estructura.**

“Se trata de la composición que presentan los diferentes factores o elementos que son parte de macizo rocoso, en este caso se tienen en cuenta la cohesión de materiales, el arreglo y su disposición.” (CORDOVA, 2008)

### **Geomecánica**

“Específicamente se trata de los estudios que enfocados en las deformaciones que pueden presentar las superficies y los cuerpos de rocas, que en ocasiones provoca un accidente denominado falla geomecánica del macizo, fenómeno que se produce como consecuencia a la presencia de fuerzas



dinámicas de carácter físico como ciertos factores ambientales del tipo temperatura, presión, subducción superficial, entre otras. Esta ciencia encuentra sus fundamentos teóricos en la mecánica de rocas y suelos, que ponen en relación el comportamiento de las formaciones rocosas cuando se encuentran sometidas a variaciones de esfuerzo” (TOLEDO, 2017)

### **Macizo.**

“En términos geotécnicos es la denominación los cuerpos rocosos que presentan un núcleo conformado por rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias” (CORDOVA, 2008)

### **Método Sublevel Stopping**

Este procedimiento se basa en la fractura de material rocoso aprovechando sus niveles, los que pueden dividirse por cruceros o separados por pilares, su objetivo es que sean recuperados posteriormente. Necesariamente, se debe contar con un material con un nivel alto de estabilidad, que pueda resistir las cajas encajonantes para poder reducir una dilución mayor. También cuenta con propiedades como una firmeza autosoportante y estable. Este procedimiento se usa con frecuencia para incrementar los niveles productivos, y por ello se aplica en operación de gran escala que pueda ofrecer u costo operativo menor a diferencia de otros procedimientos. (CASTILLO, 2020)

### **Planeamiento de Minado**

“Es el procedimiento que busca planificar la estrategia general del minado que pueda ofrecer mejores resultados para el yacimiento en operación.” (LIZA, 2017)

### **Procesos Geológicos**

“Es el fenómeno por el cual la corteza terrestre llega a modificarse, sus causas pueden deberse a factores internos o externos e incluso extra telúricos” (LIZA, 2017)

### **Tiempo de Auto sostenimiento.**

“Es la estimación temporal que se establece para que una excavación pueda presentar un soporte auto asistido, esta estimación dependerá principalmente del tipo específico de material rocoso” (LIZA, 2017)

### **Sostenimiento**

“Es el conjunto de procedimientos y operaciones destinados a asegurar los niveles de estabilización que puedan reforzar los factores portantes del macizo rocoso. Se dispone en el borde de una operación subterránea que lo necesite.” (SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA PETROLEO Y ENERGIA, 2004)

### **Tiempo de auto sostenimiento o autoaporte**

“Es el periodo temporal de autosostenimiento que puede ofrecer una excavación, sus características de duración dependerán de los tipos de materiales involucrados” (ROJAS , 2016)

### **Zonificación geomecánica**

“Procedimiento por el cual se delimita las zonas donde un cuerpo rocoso presenta unas condiciones y comportamientos similares en términos geomecánicos” (ROJAS , 2016)

### **Formulación de la hipótesis**

#### **Hipótesis general**

Al determinar las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada y la masa rocosa, podremos mejorar la estabilidad del minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca

#### **Hipótesis específicas**

##### **Hipótesis específica A**

El tipo de estabilidad de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, deben ser los más adecuados para permitir las condiciones satisfactorias

de estabilidad en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca

### **Hipótesis específica B**

Para los dimensionamientos de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, se debe tomar en cuenta los menores valores hallados del número de estabilidad y radio hidráulico, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca

### **Identificación de variables**

#### **Variables para la hipótesis general**

Características geomecánicas

Mejora de la estabilidad del minado masivo

#### **Variables para la hipótesis específicas**

##### **Variable para la hipótesis específica A**

Estabilidad de los tajeos

Condiciones satisfactorias de minado masivo

##### **Variable para la hipótesis específica B**

Dimensionamiento de los tajeos

Numero de estabilidad

Radio hidráulico

## **2.4. Enfoque filosófico – epistémico**

Al proponer la siguiente investigación podríamos realizar una aproximación científica desde distintos enfoques. Además, debemos tener en cuenta que nuestro objetivo es dar solución a un problema específico relacionado con el dimensionamiento del minado masivo. Aun así, los resultados que obtengamos de esta problemática nos podrán parecer distintos si realizamos su aplicación en otras circunstancias o desde otras especialidades.

Este contraste demuestra que nuestra actitud científica puede ser enfocada desde una perspectiva distinta de la cual inicialmente la planteamos.

En esas circunstancias deberemos considerar un juicio o una evaluación distinta a nuestra manera de abordar el problema inicialmente.

Esta situación argumentativa nos muestra que la labor científica puede resultar compleja si se la emprende desde un punto de vista restringido. Es por ello que en la siguiente investigación debemos ocupar el lugar del investigador científico más cercano al área del desarrollo de nuestro tema, es decir al área minera y sus necesidades específicas.

En ese sentido para abordar la problemática específica que nos presenta la actividad minera tenemos de nuestro lado, como la herramienta más eficiente a nuestros fines académicos y empresariales, al quehacer científico, aunque siempre debemos ser conscientes de que existen distintos modos para aproximarnos a una problemática y cada uno de ellos pueden ser legítimos y mostrar resultados efectivos y satisfactorios para determinados requerimientos.

A partir de esta compleja estructuración de los saberes y los puntos de vista debemos ser conscientes de que el camino científico no es el único que nos ayudará a entender los fenómenos del mundo, sin embargo, este camino nos puede ofrecer métodos para corroborar y validar nuestras evidencias y sobre todo pensar nuestro lugar dentro de la problemática específica.

Es por ello que el método científico cobra importancia vital para este tipo de investigaciones debido a que nos permite ubicarnos por encima de nuestros juicios personales e incluso sociales y culturales para poder establecer conocimientos o principios argumentativos que puedan apoyar juicios ser aceptados por su carácter neutral y abstracto que además respondan directamente a las cuestiones que una problemática específica plantea.

## **CAPITULO III**

### **METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION**

#### **3.1. Tipo de Investigación**

El tipo de investigación será una Investigación APLICADA porque trataremos de determinar las características geomecánicas que presenta la mineralización y las rocas encajonantes para poder realizar un minado masivo por sub niveles en la zona Marca Punta Norte

#### **3.2. Nivel de investigación**

Esta propuesta se presenta a un nivel descriptivo, explicativo debido a que se describirá el tipo de estabilidad que presentan los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte y vamos a explicar el dimensionamiento de los tajeos en el cuerpo Marca Punta Norte.

#### **3.3. Característica de la investigación**

A través de la observación deduciremos las características geomecánicas, su estabilidad, las dimensiones del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte; y mediante un análisis llegaremos a los resultados de nuestros objetivos.

### **3.4. Método de investigación**

Se investigará en base al método científico, apoyado con los métodos deductivo analítico.

### **3.5. Diseño de investigación**

Esta propuesta presentara un diseño de perfil no experimental transversal, decimos no experimental porque no vamos a modificar ni alterar los valores de las variables que nos conducirán a nuestros resultados y es transversal por que se realizara conjuntamente.

### **3.6. Procedimiento del muestreo**

#### **3.5.1. Población**

Está se encuentra conformada por todas las labores que se hallan operativas del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte

#### **3.5.2. Muestra**

La muestra se selecciona del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, específicamente de los tajeos por sub niveles con pilares corridos, siendo los blocks 9303, 9478, 9847 y 9368

### **3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

Para esta ocasión hemos decidido emplear las siguientes:

#### **3.7.1. Técnicas**

Las técnicas a emplear estarán constituidas por

- Observación

En esta técnica realizaremos una observación geológico y geomorfológico de la zona, se revisarán los testigos rocosos de las labores de perforación diamantinas, observaremos el levantamiento de campo

- Documentos

Referente a la documentación realizaremos la recopilación de planos, estudios anteriores, del mapeo geomecánico, de los sondajes diamantinos

- Trabajo de campo (geomecánica)

Así mismo ofreceremos un perfil geomecánico de la masa rocosa, su clasificación, identificando los sectores con un criterio geomecánico, parámetros de resistencia de la roca, definir y dimensionar el método de explotación.

### **3.7.2. Instrumentos**

Dentro de los instrumentos tendremos

Libretas de campo

Testigos rocosos

Planos

Informes

Pruebas de laboratorio

### **3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos**

Al disponer de toda la información que se pudo recopilar se procedió al análisis de datos, que comprendido:

- Revisar y analizar todo el conjunto de datos disponibles.
- Procesar y analizar la información que se registró en el campo.
- Elaborar una categorización en términos geomecánicos de la masa rocosa.
- Zonificar usando criterios geomecánicos el cuerpo de rocas.
- Definir las características de resistencia del material intacto, así como de las formaciones discontinuas y del cuerpo rocoso.
- Evaluar los factores que puedan incidir de manera indirecta en la estabilidad como los esfuerzos o el agua.
- Definir y dimensionar el método de minado, evaluando las condiciones de estabilización del terreno que se vinculan a las labores subterráneas.
- Elaboración del informe técnico

### **3.9. Orientación ética**

Para poder elaborar esta tesis se tuvo en cuenta los principios de la honestidad, responsabilidad, respetando el derecho de las personas de la institución y trabajando con claridad.



## **CAPITULO IV**

### **PRESENTACIÓN DE RESULTADOS**

#### **4.1. Presentación, análisis e interpretación de resultados**

##### **4.1.1. Trabajos de campo**

Habiendo determinado los parámetros necesarios podemos alcanzar una definición y un dimensionamiento para el método de minado “Tajeo por Subniveles con Pilares Corridos” de los Blocks “9303, 9368, 9478, 9847”. Sin embargo, previamente se debe elaborar los siguientes perfiles:

- Establecer las características geomecánicas del macizo rocoso
- Realizar la clasificación geomecánica del macizo rocoso
- Establecer geomecánicamente las zonas que deben explorarse
- Definir los niveles de resistencia del macizo rocoso
- Determinar y establecer una dimensión para el método minado.
- Elaborar las recomendaciones adecuadas para el método minado.

##### **Actividades realizadas**

Antes de elaborar este estudio se debió considerar los siguientes aspectos: observaciones in situ, revisar datos previos, datos de laboratorio, proyecciones de campo, evaluación de gabinete por medio del instrumental adecuado.

### **Actividades de campo:**

- En las zonas seleccionadas se debe realizar un reconocimiento a nivel geológico y morfológico.
- Contar con Celdas de detalle en las labores de nivel subterráneo elaborando un mapa geomecánico
- Para las perforaciones diamantinas elaborar Logueos geotécnicos de los testigos rocosos
- Establecer en el mismo campo parámetros como los niveles de agua o de resistencia a la compresión entre otros, con el fin de corroborar los datos arrojados por el laboratorio en el ensayo físico-mecánico de dichos parámetros
- Recopilar la información secundaria.

### **Actividades de gabinete:**

- Se revisa u analiza la totalidad disponible de la información.
- Se procesa y analiza de la información que se registró en el campo.
- Se clasifica geomecánicamente la masa rocosa.
- Se determinan las zonas de la masa rocosa con un criterio geomecánica
- Se establecen las características relevantes en cuanto a resistencia del material intacto, discontinuidades y cuerpo de rocas.
- Se evalúan los factores secundarios que pueden incidir sobre la estabilidad.
- Se define y dimensiona del método de minado, evaluando las condiciones de estabilidad para una operación subterránea.
- Se elabora el informe técnico.

#### **4.1.2. Proyecto minado masivo tajeo por subniveles en mina Marcapunta**

##### **Ubicación**

Estas operaciones se ubican en la localidad de Colquijirca, ubicado en el distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco. Estas

operaciones mieras se encuentran a una altitud máxima de 4,300 msnm. Sus coordenadas geográficas son (UTM): 8'811,271-N y 361,760-E.

### **Marco geológico**

#### **Geomorfología**

En términos geomorfológicos la zona de operaciones es parte del sector andino que presenta evidencias de fenómenos degradatorios como consecuencia de la acción del fenómeno de meteorización sobre los cuerpos de rocas presentes en la zona. Entre ellos, los agentes que han tenido un rol determinante en la composición actual son el fluido de escorrentía en los niveles subterráneos y en la superficie, las precipitaciones, y la temperatura. En ese sentido se puede identificar un sector que se denomina Superficie Puna, en las que el sector de Cerro de Pasco presenta condiciones de madurez más avanzada, al ofrecer un perfil morfológico en el que destaca secciones con un aplanamiento moderado y secciones onduladas, con una peneplanización incompleta. Se puede estimar que este sector se formó gracias a que la sección tectónica Inca trunco sus pliegues lo que tuvo consecuencias en los estratos Paleozoicos y Mesozoicos.

#### **Geología local**

En términos de mineralización la Formación Calera es la que aloja los mantos con potencial de explotación. Dichos mantos en general están constituidos por calizas silicificadas. Así mismo las calizas con intercalaciones de margas y limoarcillitas tienen presencia en la caja techo y piso de estos mantos. En la sección subyacente de este manto se ubica una brecha de la Formación Pocobamba (Miembro Shuco).

Además, se pueden identificar margas y limoarcillitas de la Formación Calera en la sección superior de las calizas. En el sector este de la zona de mineralización se encuentran material dacito porfirítico que forma parte del domo volcánico Marcapunta.

## **Geología económica**

Este yacimiento se encuentra ubicado en la cordillera en un sector con marcada presencia de cobre emplazado en material carbonatado en el interior de un sistema epitermal con una sulfuración de nivel alto. La enargita con un alto componente en sulfuros, piritita principalmente, es el mineral principal de mena, lo que presenta oro en altas concentraciones. El material mineral presenta un potencial volumétrico de 50 millones de toneladas con 1.9% Cu, 24 g/t Ag, y 0.35 g/t Au de ley media. (Bendezú 2007).

### **Minado actual**

En la actualidad en el yacimiento se implementa método de minado “Cámaras y Pilares” cuadrados. La producción diaria alcanza 10000 toneladas, el mineral presenta una ley 2.7% para cobre. Las cámaras y pilares cuentan con dimensiones cuyo detalle se presenta en la tabla 3.

Además, las cámara y pilares presentan unas dimensiones con factores de seguridad de 1.5 y 1.3 respectivamente, según lo indica el estudio geomecánico.

**Tabla 3**

*Dimensiones de Cámaras y Pilares actuales*

Bloque	Altura de C y P (m)	Ancho de cámara (m)	Dimensiones de pilar (m)	Recuperación (%)
9478	12.0	9.0	6.0 x 6.0	85
9700	12.0	9.0	6.0 x 6.0	84

### **4.1.3. Investigaciones básicas**

#### **Caracterización de la masa rocosa**

#### **Registro de datos**

Con el fin de elaborar el perfil del macizo rocoso se debió recoger los datos registrados en el mapeo geomecánico de las operaciones a nivel

subterráneo actuales y que se encuentran en la proximidad de las zonas vinculas a los Blocks 9303, 9368, 9478 y 9847.

Se utilizaron “Celdas en detalle” para elaborar el mapeo geomecánico, con lo cual se pudo establecer sistemáticamente las medidas de las discontinuidades identificadas. Además, se realizó la medición y cuantificación mediante el sistema de formatos estandarizados que recogen el detalle a ser evaluado de acuerdo a la normativa de la sociedad Internacional de Mecánica de Rocas que se muestra en figura N° 8,9,10,11

Figura 8

Mapeo geomecánico de la masa rocosa

PARÁMETROS		VALORES Y CARACTERÍSTICAS	VALUACIÓN	
1	Resistencia a la Compresión Uniaxial de roca intacta	100 - 250 Mpa	12	
2	RQD	25 - 50 %	8	
3	Espaciamiento de las Discontinuidades	6 - 20 cm	8	
4	Condición de Discontinuidades	* Persistencia	3 - 10 m	2
		* Apertura	0.1 - 1 mm	4
		* Rugosidad	Lig. Rugoso	3
		* Relleno	Duro < 5 mm	4
		* Intemperismo	Inalterado	6
5	Agua Subterránea	Húmedo	10	
<b>RMR 89 Básico</b>			<b>67</b>	
<b>Macizo Tipo:</b>			<b>BUENA</b>	
6	Ajuste por Orientación de Estructuras	Media	-5	
<b>RMR 89 Ajustado</b>			<b>62</b>	
<b>Macizo Tipo:</b>			<b>BUENA</b>	

Figura 9

Mapeo geomecánico N° de celda S1-1 de las labores mineras Block 9368

EL BROCAL		JRC INGENIERÍA Y CONSTRUCCIÓN SAC		PROYECTO: "LA GEOMECANICA EN EL MINADO MASIVO MINA MARCAPUNTA NORTE"		FOR: JMOG	
ORIENTACIÓN DE LA EXCAVACIÓN		TRAMO		UBICACIÓN: MARCAPUNTA NORTE - BLOCK 9368		FECHA: 28 / 12 / 14	
Dir. de Bucaramiento: 60°		Desde: 6 Hasta: 8.0 m		VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R. M. R.)		Escala: 1 DE 4	
Nº de Celda: S1-1		Tipo de Roca: A		FRECÜENCIA / FRACTURA Nº Fracturas/m.:		VALOR ESTIMADO	
A: 100%		B: %		7		R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)	
C: 100%		D: %		7		100-200 (15) 200-250 (12) 250-300 (10) 300-350 (8) 350-400 (6) 400-450 (4) 450-500 (2) 500-550 (1) 550-600 (0)	
R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)		R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)		R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)		R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)	
100-200 (15) 200-250 (12) 250-300 (10) 300-350 (8) 350-400 (6) 400-450 (4) 450-500 (2) 500-550 (1) 550-600 (0)		75-90 (17) 90-105 (13) 105-120 (9) 120-135 (6) 135-150 (4) 150-165 (2) 165-180 (1) 180-195 (0)		75-90 (17) 90-105 (13) 105-120 (9) 120-135 (6) 135-150 (4) 150-165 (2) 165-180 (1) 180-195 (0)		75-90 (17) 90-105 (13) 105-120 (9) 120-135 (6) 135-150 (4) 150-165 (2) 165-180 (1) 180-195 (0)	
ESPACIAMIENTO (m.)		ESPACIAMIENTO (m.)		ESPACIAMIENTO (m.)		ESPACIAMIENTO (m.)	
0.2-0.5 (12) 0.5-1.0 (8) 1.0-1.5 (4) 1.5-2.0 (2) 2.0-2.5 (1) 2.5-3.0 (0)		0.2-0.5 (12) 0.5-1.0 (8) 1.0-1.5 (4) 1.5-2.0 (2) 2.0-2.5 (1) 2.5-3.0 (0)		0.2-0.5 (12) 0.5-1.0 (8) 1.0-1.5 (4) 1.5-2.0 (2) 2.0-2.5 (1) 2.5-3.0 (0)		0.2-0.5 (12) 0.5-1.0 (8) 1.0-1.5 (4) 1.5-2.0 (2) 2.0-2.5 (1) 2.5-3.0 (0)	
CONDICIÓN DE JUNTAS		CONDICIÓN DE JUNTAS		CONDICIÓN DE JUNTAS		CONDICIÓN DE JUNTAS	
PERSISTENCIA: Dura < 5mm (8) Dura < 5mm (4) Dura < 5mm (2) Dura < 5mm (1) Dura < 5mm (0)		PERSISTENCIA: Dura < 5mm (8) Dura < 5mm (4) Dura < 5mm (2) Dura < 5mm (1) Dura < 5mm (0)		PERSISTENCIA: Dura < 5mm (8) Dura < 5mm (4) Dura < 5mm (2) Dura < 5mm (1) Dura < 5mm (0)		PERSISTENCIA: Dura < 5mm (8) Dura < 5mm (4) Dura < 5mm (2) Dura < 5mm (1) Dura < 5mm (0)	
RUGOSIDAD: Muy Rugosa (8) Rugosa (4) Lig. Rugosa (2) Lisa (1) Sin Roca (0)		RUGOSIDAD: Muy Rugosa (8) Rugosa (4) Lig. Rugosa (2) Lisa (1) Sin Roca (0)		RUGOSIDAD: Muy Rugosa (8) Rugosa (4) Lig. Rugosa (2) Lisa (1) Sin Roca (0)		RUGOSIDAD: Muy Rugosa (8) Rugosa (4) Lig. Rugosa (2) Lisa (1) Sin Roca (0)	
RELENO: Duro < 5mm (8) Duro < 5mm (4) Duro < 5mm (2) Duro < 5mm (1) Duro < 5mm (0)		RELENO: Duro < 5mm (8) Duro < 5mm (4) Duro < 5mm (2) Duro < 5mm (1) Duro < 5mm (0)		RELENO: Duro < 5mm (8) Duro < 5mm (4) Duro < 5mm (2) Duro < 5mm (1) Duro < 5mm (0)		RELENO: Duro < 5mm (8) Duro < 5mm (4) Duro < 5mm (2) Duro < 5mm (1) Duro < 5mm (0)	
ALTERACIÓN: Sin Alteración (8) Lig. Alterado (4) Med. Alterado (2) Muy Alterado (1) Sin Roca (0)		ALTERACIÓN: Sin Alteración (8) Lig. Alterado (4) Med. Alterado (2) Muy Alterado (1) Sin Roca (0)		ALTERACIÓN: Sin Alteración (8) Lig. Alterado (4) Med. Alterado (2) Muy Alterado (1) Sin Roca (0)		ALTERACIÓN: Sin Alteración (8) Lig. Alterado (4) Med. Alterado (2) Muy Alterado (1) Sin Roca (0)	
AGUA SUBTERRÁNEA: Dura (8) Lig. Alterado (4) Med. Alterado (2) Muy Alterado (1) Sin Roca (0)		AGUA SUBTERRÁNEA: Dura (8) Lig. Alterado (4) Med. Alterado (2) Muy Alterado (1) Sin Roca (0)		AGUA SUBTERRÁNEA: Dura (8) Lig. Alterado (4) Med. Alterado (2) Muy Alterado (1) Sin Roca (0)		AGUA SUBTERRÁNEA: Dura (8) Lig. Alterado (4) Med. Alterado (2) Muy Alterado (1) Sin Roca (0)	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoración 1 a 5) = 69		VALOR TOTAL RMR (suma de valoración 1 a 5) = 69		VALOR TOTAL RMR (suma de valoración 1 a 5) = 69		VALOR TOTAL RMR (suma de valoración 1 a 5) = 69	
CLASE DEL MACIZO ROCOSO		CLASE DEL MACIZO ROCOSO		CLASE DEL MACIZO ROCOSO		CLASE DEL MACIZO ROCOSO	
RMR 100 - 81: I Muy Buena		RMR 80 - 61: II Buena		RMR 60 - 51: III A: Regular A		RMR 50 - 41: III B: Regular B	
RMR 40 - 31: IV: Mala A		RMR 30 - 21: IV: Mala B		RMR 20 - 10: V: Muy Mala		RMR < 10: VI: Muy Mala	
III A		III A		III A		III A	
INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACIÓN DE CAMBIO		RANGO RESIS. COMP. Axial		ABREVIACIÓN DE TIPO DE ROCA		ABREVIACIÓN DEL TIPO DE ESTRUCTURAS	
R1: Deseñable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una sustría		1,0 - 5,0		C: Caliza		D: Dacitas	
R2: Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)		5 - 25		M: Marga		E: Estibol	
R3: No se raya ni desconcha con cuchilla. La muestra se rompe con golpe firme del martillo		25 - 50		L: Lapis		F: Filita	
R4: La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo		50 - 100		Cg: Conglomerado		V: Venita	
R5: La muestra viene por golpes de martillo para romper la muestra		100 - 250		D: Dacitas		L: Lapis	
R6: Solo se rompe esquinas de la muestra con el martillo		> 250		M: Marga		C: Carbonatos	
INDICE DE ALTERACIÓN DESCRIPCIÓN		ABREVIACIÓN DEL TIPO DE RELLENO		ABREVIACIÓN DEL TIPO DE ESPACIAMIENTO		Diagrama Rosin	
I. SANA: Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales		D: Dacitas		1: 0.2 - 2 m		ID: 3p / Direction	
II. LIGERO: La decoloración indica alteración del material rocoso y supef. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana		O: Ozido		2: 0.2 - 0.5 m		1 = 10 / 300	
III. MODERADO: Menos de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un macizo continuo o como nódulo rocoso		A: Arcilla		3: 0.05 - 0.2 m		2 = 10 / 600	
IV. MUY ALTO: Mas de la mitad del mat. rocoso está descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un nódulo rocoso		C: Carbonatos		4: 0.05 - 0.2 m		3 = 10 / 120	
V. DESCOMPUESTO: Todo el material rocoso está descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta		P: Puzos		5: > 0.05 m			

Figura 10

Mapeo geomecánico N° de celda S1-2 de las labores mineras Block 9368

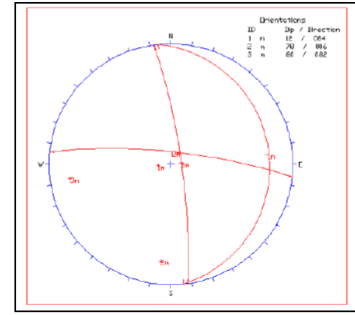
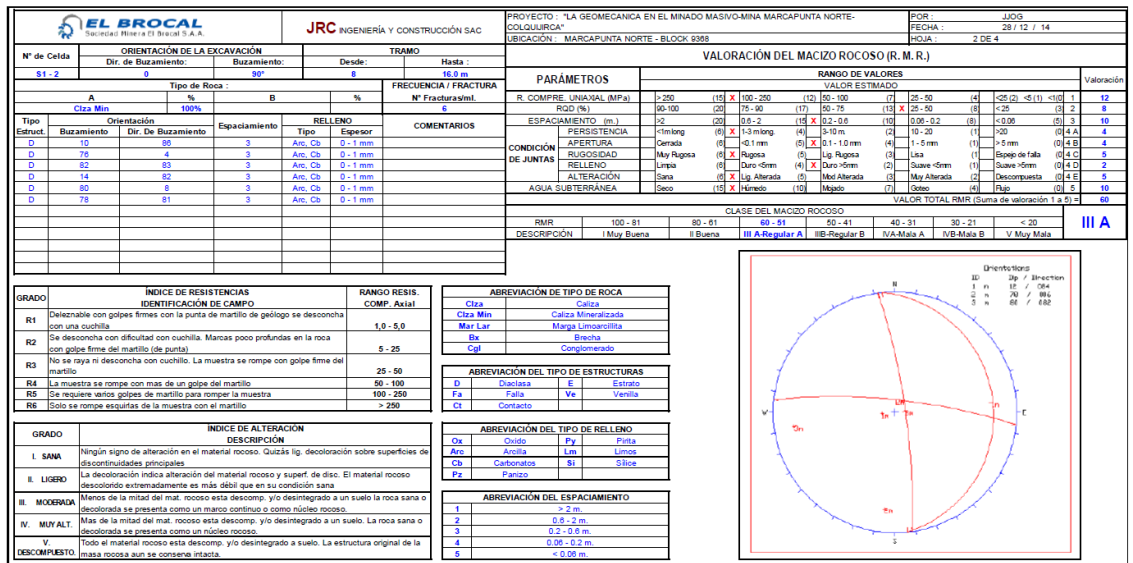
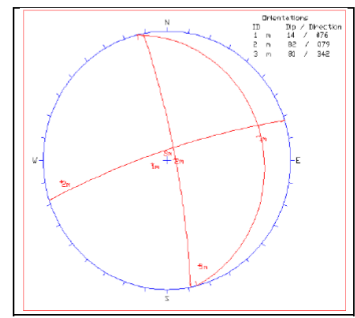
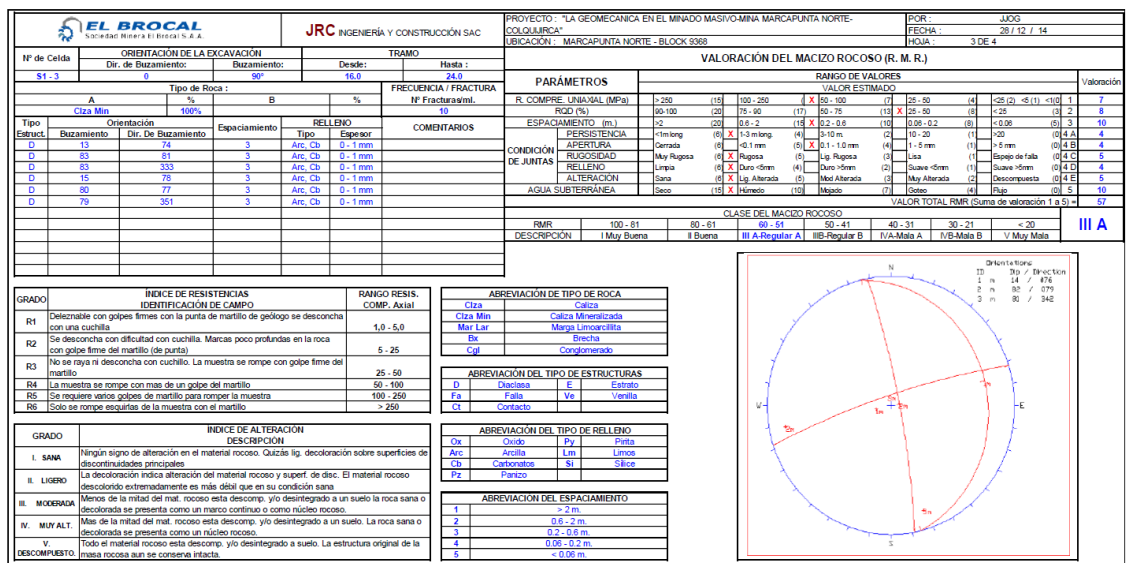


Figura 11

Mapeo geomecánico N° de celda S1-3 de las labores mineras Block 9368



Así mismo, fueron evaluados el sondaje de perforación diamantina que se vincula al área de investigación. Para ello se seleccionaron tres zonas de sondaje para analizar el macizo en los sectores de piso y techo del cuerpo mineralizado que se puede observar en N°12,13,14.

**Figura 12**

*Mapeo geotécnico de testigos rocosos taladro CM1-264-07*

LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS																	
MARGAPUNTA NORTE : MINADO MASIVO										Realizado por:		R.T.J - N.C.C					MINADO DE MARGAPUNTA NORTE
Incl.	-90	Azmut :	0	Fecha:	Set. - 2009	Taladro n:	CM1 - 264 - 07										
Cota : 4332.70		E:	361239.81		Hojas	1	DE		1								
Intervalo de Longitud		Desde (m)	Hasta (m)	Litologia	Alteracion	$\sigma_{ci}$ (MPa)	RQD (%)	PARAMETROS DEL RMR							Total	Descripción	
								RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condicion de Juntas (4)						
		Per.	Ape	Ru.	Rell	Int.											
0.00		22.10	Suelo Limoarcilloso														
22.10		27.80	Lim	Muy	R2	18	4	3	5	2	2	1	1	1	10	29	IVB Mala B
27.80		45.38	Lim	Muy	R2	33	4	8	5	2	2	1	1	2	10	35	IVA Mala A
45.38		55.46	Lim	Mod	R2	30	4	8	5	2	2	1	1	3	10	36	IVA Mala A
55.46		63.25	Lim	Mod	R2	34	4	8	5	2	2	1	1	2	10	35	IVA Mala A
63.25		95.40	Ctza - Sil	Mod	R3	60	7	13	8	2	4	3	2	3	10	52	IIIA Regular A
95.40		115.37	Ctza - Sil - Min	Mod	R4	61	12	13	8	2	4	3	2	3	10	57	IIIA Regular A
115.37		126.15	Vulca	Muy	R2	15	4	3	8	2	4	2	1	2	10	36	IVA Mala A
126.15		129.55	vulca	Muy	R3	70	7	13	8	2	4	3	1	3	10	51	IIIA Regular A
129.55		143.28	Ctza - Sil - Min	Lig	R4	72	12	13	8	2	4	3	2	3	10	57	IIIA Regular A
143.28		145.52	Brecha	Mod	R3	60	7	13	8	2	4	3	1	3	10	51	IIIA Regular A
145.52		174.68	Congl.	Lig	R4	80	12	17	10	2	4	4	1	5	10	65	IIB Buena B
174.68		203.69	Vulca	Muy	R2	62	4	13	10	2	4	4	1	4	10	52	IIIA Regular A
203.69		206.43	Brecha	Mod	R3	51	7	13	10	2	4	2	1	3	10	52	IIIA Regular A
206.43		209.23	Arcilla bituminosa	Mod	R3	53	7	13	10	2	4	2	1	3	10	52	IIIA Regular A

**Figura 13**

*Mapeo geotécnico de testigos rocosos taladro CM4-584-08*

LOGUEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS																	
MARGAPUNTA NORTE : MINADO MASIVO										Realizado por:		R.T.J - N.C.C					MINADO DE MARGAPUNTA NORTE
Incl.	-90	Azmut :	0	Fecha:	Set. - 2009	Taladro n:	CM4 - 584 - 08										
Cota : 4337.743		E:	361439.701		Hojas	1	DE		1								
Intervalo de Longitud		Desde (m)	Hasta (m)	Litologia	Alteracion	$\sigma_{ci}$ (MPa)	RQD (%)	PARAMETROS DEL RMR							Total	Descripción	
								RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condicion de Juntas (4)						
		Per.	Ape	Ru.	Rell	Int.											
0.00		8.98															
8.98		38.24	Piroclasticos	Muy	R2	54	4	13	5	2	2	1	1	2	10	40	IVA Mala A
38.24		46.86	Vulcanoclasticos	Mod	R3	45	7	8	5	2	2	1	1	2	10	38	IVA Mala A
46.86		57.25	Ctza	Lig	R3	49	7	8	5	2	2	1	1	4	10	40	IVA Mala A
57.25		66.99	Ctza - Sil - Min	Lig	R3	57	7	13	5	2	4	3	2	5	10	51	IIIA Regular A
66.99		77.88	Ctza	Lig	R3	52	7	13	8	2	4	3	1	5	10	53	IIIA Regular A
77.88		114.50	Ctza - Sil - Min	Lig	R4	53	12	13	8	2	4	4	2	4	10	59	IIIA Regular A
114.50		136.19	Ctza	Lig	R3	48	7	8	8	2	4	4	1	5	10	49	IIIB Regular B
136.19		169.74	Vulcanoclasticos	Lig	R4	45	12	8	8	2	4	2	1	4	10	51	IIIA Regular A
169.74		178.20	Cong - Sil - Min	Mod	R3	48	7	8	8	2	4	3	2	3	10	47	IIIB Regular B
178.20		181.72	Cong	Mod	R3	35	7	8	8	2	4	2	1	3	10	45	IIIB Regular B
181.72		184.20	Cong - Sil - Min	Mod	R4	48	12	8	10	2	4	3	2	2	10	53	IIIA Regular A
184.20		212.67	Cong	Mod	R3	45	7	8	10	2	4	2	1	3	10	47	IIIB Regular B
212.67		223.61	Dacita	Mod	R2	52	4	13	10	2	4	2	1	2	10	48	IIIB Regular B
223.61		230.25	Arc Bitum.	Mod	R2	58	4	13	10	2	4	2	1	3	10	49	IIIB Regular B

**Figura 14**

*Mapeo geotécnico de testigos rocosos taladro CM1-600-07*

LOGEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS																
MARCAPUNTA NORTE : MINADO MASIVO					Realizado por:		R.T.J - N.C.C					MINADO DE MARCAPUNTA NORTE				
Incl.	-90	Azimit :	0	Fecha:	Set. - 2009	Taladro n:	CM1 - 600 - 07									
Cota : 4337.61		E:	361439.94		Hojas		1	DE			1					
Intervalo de Longitud		Litología	Alteracion	$\sigma_{ci}$ (MPa)	RQD (%)	PARAMETROS DEL RMR										Descripción
Desde (m)	Hasta (m)					RC (1)	RQD (2)	Esp. (3)	Condicion de Juntas (4)					Agua (5)	Total	
						Per.	Ape	Ru.	Rell.	Int.						
0.00	10.08															
10.08	40.24	CLZA	Lig	R3	35	7	8	5	2	2	1	1	3	10	39	IVA Mala A
40.24	55.81	CLZA - SIL - MIN	Lig	R4	49	12	8	5	2	4	3	2	3	10	49	IIIB Regular B
55.81	63.20	CLZA	Lig	R3	50	7	13	5	2	2	1	1	3	10	44	IIIB Regular B
63.20	69.19	CLZA - SIL - MIN	Lig	R4	55	12	13	5	2	4	3	2	3	10	54	IIIA Regular A
69.19	97.55	CLZA	Mod	R3	62	7	13	8	2	2	1	1	2	10	46	IIIB Regular B
97.55	98.85	BRECHAS	Mod	R2	86	4	17	8	2	2	1	1	3	10	48	IIIB Regular B
98.85	105.49	CLZA	Mod	R4	85	12	17	8	2	2	1	1	2	10	55	IIIA Regular A
105.49	130.80	VULC	Mod	R3	50	7	13	8	2	3	1	2	2	10	48	IIIB Regular B
130.80	152.21	BRECHAS	Mod	R2	45	4	8	10	2	3	2	2	3	10	44	IIIB Regular B
152.21	162.75	BRECHAS	Lig	R3	60	7	13	10	2	3	2	2	2	10	51	IIIA Regular A
162.75	165.99	VULC	Mod	R2	40	4	8	10	2	3	2	2	2	10	43	IIIB Regular B
165.99	174.73	BRECHAS	Mod	R2	40	4	8	10	2	3	2	2	2	10	43	IIIB Regular B
174.73	187.76	VULC	Lig	R2	52	4	13	10	2	3	2	2	2	10	48	IIIB Regular B
187.76	193.50	ARENISCAS	Lig	R2	30	4	8	10	2	3	1	2	1	10	41	IIIB Regular B

**Aspectos litológicos**

El cuerpo rocoso que es parte de la explotación de los Blocks y son expuestos en el área de investigación son:

**Mineral:** Conformadas por rocas calizas que han sufrido un reemplazamiento por soluciones mineralizadas confiriéndole una fuerte silicificación, siendo la mena principal de este ensamble mineralizado la enargita (sulfuro de cobre), con contenidos de oro, como mineral secundario se tiene la pirita. El halo de alteración de los fluidos mineralizantes logra silicificar a la caliza fuera de los límites de la mineralización.

**Marga limoarcillita:** estas rocas se exponen al techo del manto mineralizado, se trata de formaciones calcáreas con intercalaciones de horizontes sub horizontales de lutitas y limoarcillitas caracterizadas por su baja permeabilidad y alto grado de fracturamiento.

**Vulcanoclásticos:** Ubicados en la caja piso con una pseudo estratificación en concordancia con el manto mineralizado.



## Distribución de discontinuidades

Espacialmente las discontinuidades, a nivel estructural, pueden ser identificadas por su distribución usando el software DIPS (Versión 5.103 de Rocscience Inc.2004)

En las figuras 15,16,17 se muestran los resultados del compósito de las discontinuidades estructurales, específicamente su distribución en el espacio. A continuación, se puede ver el resumen respectivo.

**Tabla 4**

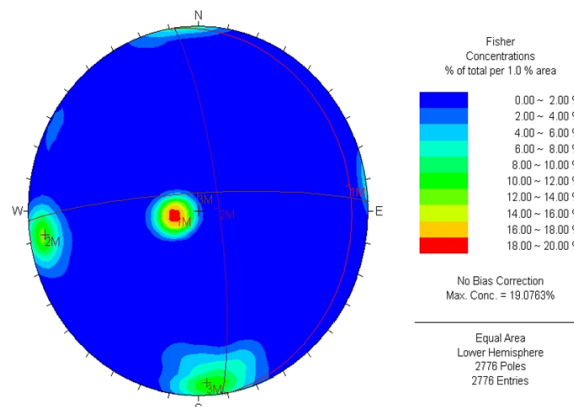
*Sistemas de discontinuidades estructurales*

DOMINIO	SISTEMA 1	SISTEMA 2	SISTEMA 3
Rumbo//Buzamiento	N9°W/11°NE	N8°W/80°NE	N87°E/82°NW
Dir. Buzamiento//Buzamiento	081/11	082/80	357/82

A partir de la información recogida podemos interpretar que en el macizo rocoso el arreglo estructural del sector evaluado lo conforman un par de sistemas discontinuidades principales, sistema 1 y 2, adicionalmente se identifica un sistema de segundo orden, sistema 3 y finalmente se identifican sistemas discontinuos aleatorios. A continuación, se muestran las características de cada uno de los sistemas identificados:

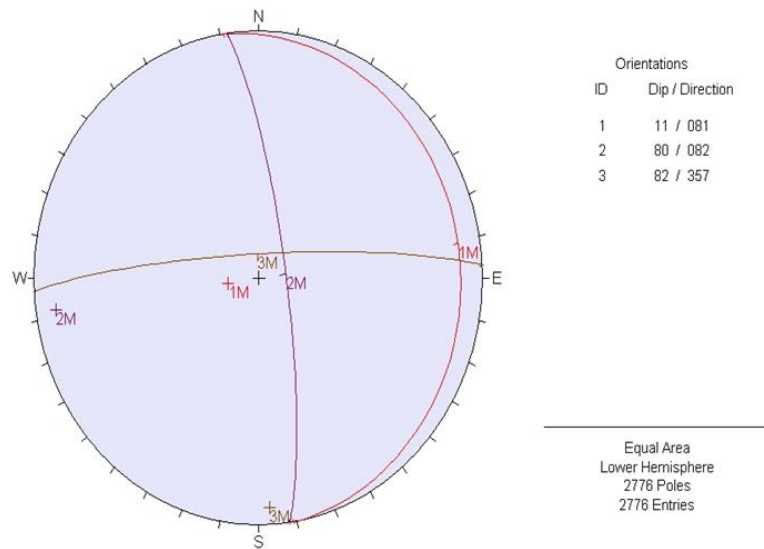
**Figura 15**

*Diagrama estereográfico de contornos del compósito general*



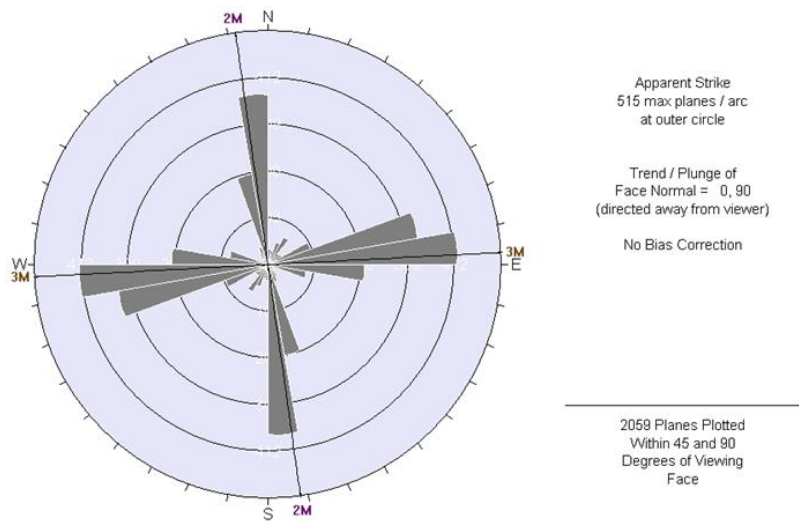
**Figura 16**

*Diagrama estereográfico de planos principales del compósito general.*



**Figura 17**

*Diagrama de roseta de discontinuidades del compósito general.*



**Sistema 1:** Se trata de la formación principal y domina todo el macizo, presenta un rumbo N9°W y 11°NE, se conforma en su mayoría por estratificaciones orientadas en N9°W.

**Sistema 2:** también se trata de una formación principal, con un rumbo N8°W y 80°NE, y presenta una alineación paralela a la falla regional de Pasco.

**Sistema 3:** Se trata de un sistema secundario, con un rumbo N87°E y 82°NW, y presenta una alineación al sistema de fallas W-E.

### **Aspectos estructurales**

Por medio de una evaluación estadística de los datos mostrados en las figuras 8 y 12 se pudo establecer el perfil estructural de las formaciones discontinuas en ese sentido se examinó estructuralmente las diaclasas, los estratos y las fallas.

**En cuanto a las Fallas** se puede identificar espaciamientos superiores a 10 metros, con un nivel de persistencia por encima de los 10 metros y desde 1 hasta 5 mm de apertura. Superficialmente las caras presentan una textura rugosa o lisa, además algunas ondulaciones de espejos de fallas. También se reconoce que el relleno de estas estructuras está compuesto por una mezcla de arcillas, materiales oxidados, brechas y panizo. Así mismo, estas formaciones ofrecen la permeabilidad suficiente para que el agua pueda filtrar, sin embargo, el sector de que involucran estas fallas no es significativo.

**Estratos:** su perfil estructural presenta de 20 a 60 cm de espaciamiento en promedio, aunque se pueden identificar algunos con dimensiones por encima o debajo de ese promedio, pero son infrecuentes. En cuanto a la persistencia se registró un valor por encima de 20 metros lo que nos indica que es alta. Por el lado del nivel de apertura podemos decir que en general fueron registrados valores menores a 1mm. Las paredes muestran una superficie predominantemente rugosa y ligera con algunas ondulaciones. La consistencia del relleno se ubica entre suave y duro de nivel medio debido a componentes arcillosos y carbonatados, cuyo grosor no supera los 5 mm. Los estratos presentan algunas paredes sanas y otras con alteraciones ligeras, y en su mayoría se muestran húmedas, que en general no se encuentra en el área de alteración de la zona mineralizada.

**Diaclasas:** EL perfil estructural de estas formaciones muestran un espaciamiento que va desde 20 hasta 60 cm, con una persistencia superior a 20 metros y una abertura inferior a 1mm, sus paredes muestran una superficie con una rugosidad creciente y ondulante, el material de relleno está compuesto por arcilla y carbonato con una consistencia entre dura y modernamente dura, en el caso de su espesor este no supera 1mm. La figura 8 muestra que las diaclasas en su sección superficial presentan alteraciones ligeras, pero mayormente se encuentran sanas, en cuanto a la humedad existe una presencia leve y hay sectores que ocasionalmente se encuentran mojados, debido al agua que se filtra por la debilidad estructural de ciertos sectores y por los sondajes existentes.

#### **4.1.4. Clasificación de la masa rocosa**

La información obtenida en la sección anterior se utilizó para realizar la clasificación, en términos geomecánicos, del yacimiento rocoso. Esta evaluación se apoyó en la propuesta de Bieniawski RMR y el Sistema Q de Barton.

Además, se pudo estimar el valor de resistencia a la compresión por medio de un martillo de geólogo de acuerdo a la escala de valoración.

Las discontinuidades se registraron de forma volumétrica por metro cubico para poder determinar el índice de calidad de la roca haciendo uso de la propuesta Palmstrom (1982), El primer criterio aplicado fue la frecuencia de fracturamiento medida en metros lineales y aplicada en los 3 ejes de coordenadas. En la tabla 5 se recogen los criterios de clasificación de yacimiento rocoso.

**Tabla 5**

*Criterio para la clasificación de la masa rocosa*

TIPO DE ROCA	RANGO DE RMR	RANGO Q	CALIDAD, SEGÚN RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51-60	2.18 - 5.92	Regular A
IIIB	41-50	0.72 - 1.95	Regular B
IVA	31-40	0.24 - 0.64	Mala A
IVB	21-30	0.08 - 0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

En las figuras 8 y 12 se recogen el resultado de la clasificación geomecánica que se implementó por medio del mapeo geomecánico en los trabajos a nivel subterráneo, además los testigos de rocas fueron logueados geotécnicamente en perforaciones diamantinas. A partir de esos datos en la tabla 6 se elabora una síntesis de cada bloque de mineralización de acuerdo a la calidad de la masa rocosa y a la tipología del material.

**Tabla 6**

*Clasificación de la masa rocosa en Marcapunta Norte*

UBICACIÓN	VALORACION RMR PROMEDIO			
	Mineral	Caliza	M. Limarc	Vulcanoclastico
BLOCK 9303	50	50	40	-
BLOCK 9368	55	50	40	40
BLOCK 9478	58	50	40	40
BLOCK 9847	55	50	40	40

De acuerdo a los datos ofrecidos en la tabla 6 podemos establecer la calidad del material rocoso en base a sus características, que a continuación se presentan:

Según lo evaluado en las labores adyacentes como la Rampa 9382 y lo proyectado en el mapa de celdas S5 los Blockes presentan las siguientes caracterizaciones de perfil:

Block 9303: Regular IIIB

Block 9368: Regular IIIA

Block 9478: Regular IIIA

Block 9847: Regular IIIA

Para el caso de la caliza, los Bloques 9303, 9368, 9478 y 9847 alcanzan una clasificación de Regular B (IIIB). Ahora bien, Se debe realizar la indicación que según la información del mapeo de celdas que se muestra en la figura 8 la caliza presenta una alteración de nivel fuerte cuando entra en contacto con el material de macizo volcánico Marcapunta.

En la sección caja techo del cuerpo mineralizado las margas de orientación horizontal de limoarcillitas forman parte de todos los blocks analizados; pero se puede observar que su presencia más fuerte en el sector sur debido a que el minado alcanzo este sector de la caja techo en alguno de sus puntos.

Es así que estos puntos se evidencia una descomprensión repentina de este material que genera realces pequeños, estas formaciones son observables gracias a la aplicación de la información recogida en el mapa geomecánico por lo cual se puede establecer que en promedio la calidad de este material alcanza la clasificación de Mala A (IVA, RMR: 40).

En blocks 9368, 9478 y 9847 el material de origen vulcanoclástico del sector piso de la caja presenta similares niveles de calidad alcanzando la clasificación de Mala A (IVA, RMR: 40).

#### **4.1.5. Zonificación geomecánica de la masa rocosa**

En cuanto comportamiento mecánico del cuerpo de rocas su estimación está sujeta a una adecuada ejecución de los métodos geomecánicos se debe disponer el área de estudio en sectores que presenten estructuras similares. Debido a que los criterios de evaluación y los resultados se validaran a través de un análisis de perfiles mecánicos y físicos similares.

En cuanto a la similaridad de criterios estos deben coincidir a nivel litológico, en alteraciones, el arreglo de la masa rocosa y las calidades de las

mismas. Estos factores determinantes deben ser considerados al momento del diagnóstico de los dominios estructurales o las zonas geomecánicas. Según lo analizado estructuralmente el arreglo del yacimiento presenta condiciones similares en toda la zona evaluada. De acuerdo al resultado obtenido de la evaluación de las distribuciones de discontinuidades presentado en el punto anterior.

En ese sentido cobran mayor relevancia los aspectos de tipo litológicos, las alteraciones, la calidad de la roca a diferencia que el modelo estructural. Debido a ello, estructuralmente el dominio se definirá por la tipología y calidad del material rocoso, además de las alteraciones. Con base en esos diagnósticos se realizó la zonificación a nivel geomecánico de las operaciones de Marcapunta Norte considerando las zonas definidas por los blocks que se explotaran, utilizando todo el conjunto de informaciones que se pudo recabar.

A continuación, en el siguiente cuadro se muestra una síntesis de los dominios estructurales o de la zonificación geomecánica basado en la tipología y calidad de la roca y en sus alteraciones.

**Tabla 7**

*Zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte*

UBICACIÓN	RMR Básico	CALIDAD	ALTERACION
<b>BLOCK 9303</b>			
Mineral	50	REGULAR IIIB	silz
Caliza	50	REGULAR IIIB	silz
M. Limarc	40	MALA IVA	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	MALA IVA	Arg - silz
<b>BLOCK 9368</b>			
Mineral	55	REGULAR IIIA	silz
Caliza	50	REGULAR IIIB	silz
M. Limarc	40	MALA IVA	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	MALA IVA	Arg - silz
<b>BLOCK 9478</b>			
Mineral	58	BUENA II	silz
Caliza	50	REGULAR IIIB	silz
M. Limarc	40	MALA IVA	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	MALA IVA	Arg - silz
<b>BLOCK 9847</b>			
Mineral	55	REGULAR IIIA	silz
Caliza	50	REGULAR IIIB	silz
M. Limarc	40	MALA IVA	LIM n - Arg
Vulcanoclastico	40	MALA IVA	Arg - silz

#### 4.1.6. Resistencia de la roca

##### Resistencia de la roca intacta

Entre los criterios determinantes para poder establecer, en un contexto mecánico, los posibles comportamientos de los yacimientos es el nivel de resistencia a la compresión que presenta en entornos no confinados el material rocoso intacto.

Como parte de la evaluación en las operaciones al realizar los mapas de geomecánicos, se pudo estimar los niveles de resistencia mediante el uso de martillo de geólogo que a continuación se presentan.

**Tabla 8**

*Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta (estimación de campo)*

RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAXIAL (MPa)	
BLOCK 9303	
Mineral	80
BLOCK 9368	
Mineral	100
BLOCK 9478	
Mineral	100
BLOCK 9847	
Mineral	90

Los resultados de los ensayos de compresión uniaxial se presentan en la tabla 8

Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta (ensayos de laboratorio)



**Tabla 9***Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta (ensayos de laboratorio)*

MUESTRA	TIPO DE ROCA	RESIST.COMPRESION UNIAXIAL(Mpa)
M - 2	Mineral	123.83
M - 3	Mineral	178.35
M - 6	Mineral	79.25
M - 7	Mineral	52.83

En las tablas 10,11,12,13, se muestran el resultado de las evaluaciones geomecánicas realizadas por el laboratorio DCR Ingenieros S.R.Ltda para material rocoso intacto. Estos ensayos serán usados como referencia para las estimaciones posteriores. Además, a partir de lo encontrado podremos elaborar evaluaciones orientadas a evaluar los niveles de compresión triaxial, y en cuanto a la resistencia al corte estableceremos sus parámetros adecuados, así mismo nos permitirán determinar sus niveles de resistencia al evaluarlos mediante pruebas de tracción, por último, disponemos de sus propiedades físicas mediante estos ensayos.

**Tabla 10***Valores de la constante "m<sub>i</sub>" de la roca intacta*

MUESTRA	DESCRIPCION	m <sub>i</sub>	COHESION(MPa)	ANGULO DE FRICCION (°)
M - 2	Mineral	50.00	7.38	44.45
M - 4	Mineral	41.51	6.25	42.86
M - 5	Mineral	38.18	8.00	42.13
M -5'	Mineral	14.67	5.58	33.80

**Tabla 11***Ensayos de resistencia a la tracción*

MUESTRA	DESCRIPCION	RESIST. TRACCION(MPa)
M - 2	Mineral	10.25
M - 6	Mineral	6.78

**Tabla 12***Resultados de ensayos de constantes elásticas*

MUESTRA	DESCRIPCION	RESIST. TRACCION(MPa)
M - 2	Mineral	10.25
M - 6	Mineral	6.78

**Tabla 13***Propiedades físicas de la roca intacta*

MUESTRA	DESCRIPCION	POROSIDAD APARENTE (%)	ABSORCION (%)	DENSIDAD SECA (gr/cm3)
M - 3	Mineral	2.34	0.76	3.08
M - 4	Mineral	1.76	0.51	3.50

**Resistencia de las discontinuidades**

Como parte de las evaluaciones no se implementaron estudios sobre el perfil de resistencias a los cortes en las discontinuidades. Pero, se disponen de datos sobre los ángulos de fricción estimados a partir del tablero inclinable estimados por el laboratorio DCR Ingenieros S.R.Ltda. Entre los resultados se pueden verificar para mineral ángulos de 31°, en materiales caliza, Limoarcillitas, Vulcanoclastos 31°, 29° y 31° respectivamente. Además, de acuerdo a los datos de las evaluaciones en las zonas donde se realizaron cortes directos en las superficies discontinuas que se presenta a continuación

**Tabla 14***Resultados de ensayos de corte directo*

MUESTRA	DESCRIPCION	COHESION (Mpa)	ANGULO DE FRICCION(°)
M - 3	Mineral	0.15	42.61
M - 7	Mineral	0.10	45.56

## Resistencia de la masa rocosa

Se dispuso la ejecución del software ROCLAB de Rocscience Inc. En su versión 1.031, 2007. para aplicar los criterios de fallamiento propuestos por Hoek & Brown (2002, 2006) con el objetivo de establecer los niveles de resistencia de las masas rocosas.

En ese sentido se utilizó los datos de las zonificaciones geomecánicas (RMR) referidos a compresiones uniaxiales con constante "mi", las dos para materia rocosa intacto. Estos datos provienen de muestras de laboratorios de material intacto y estimado en campo. Además, se consideraron valores D correspondientes a niveles de disturbancia, Dimensión del minado relacionada a su promedio de profundidades y módulos de radio, estos datos provienen muestras de los laboratorios obtenidas mediante ROCLAB de Rocscience Inc. Y la aplicación Elasticidad de roca de Ei modulo.

A continuación, se muestran los detalles referentes a la resistencia del material rocoso, información que será aplicada para calcular el diseño.

**Tabla 15**

### *Parámetros de resistencia de la masa rocosa*

Bloque	Litología	RMR	GSI	$\sigma_c$ (MPa)	Factor de Daño (D)	MR	$E_i$ (MPa)	Profundidad (m)	Peso Especifico ( $MNm^3$ )	"m <sub>i</sub> "	$E_m$ (MPa)	$m_{nr}$	$S_{nr}$	$\sigma_{c_{nr}}$ (MPa)	Poisson $V$
9303	MINERAL	50	45	80	0.20	-	57,425	130	0.030	15	9,570.7	1.69	0.0014	13.60	0.24
	CALIZA	50	45	60	0.10	800	48,000	130	0.027	13	9,278.6	1.64	0.0018	10.09	0.25
	VULCAN	40	35	40	0.00	300	12,000	130	0.022	8	1,360.9	0.79	0.0007	4.44	0.30
	DACITA	40	35	40	0.00	400	16,000	130	0.025	20	1,814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
9368	MINERAL	55	50	100	0.20	-	57,425	110	0.030	15	13,279.7	2.06	0.0026	19.08	0.24
	CALIZA	50	45	60	0.10	900	54,000	110	0.027	13	10,438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	MARGA	38	33	20	0.00	200	4,000	110	0.025	8	396.4	0.73	0.0006	2.11	0.30
	VULCAN	40	35	40	0.00	300	12,000	110	0.022	8	1,360.9	0.79	0.0007	4.44	0.30
9478	DACITA	40	35	40	0.00	400	16,000	110	0.025	20	1,814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
	MINERAL	58	53	100	0.20	-	57,425	110	0.030	15	15,991.0	2.32	0.0037	20.44	0.24
	CALIZA	50	45	60	0.10	900	54,000	110	0.027	13	10,438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	VULCAN	40	35	40	0.00	300	12,000	110	0.022	8	1,360.9	0.79	0.0007	4.44	0.30
9847	DACITA	40	35	40	0.00	400	16,000	110	0.025	20	1,814.5	1.96	0.0007	7.07	0.28
	MINERAL	55	50	90	0.20	-	57,425	110	0.030	15	13,279.7	2.06	0.0026	17.17	0.24
	CALIZA	50	45	60	0.10	900	54,000	110	0.027	13	10,438.4	1.64	0.0018	10.09	0.25
	MARGA	38	33	20	0.00	200	4,000	110	0.025	8	396.4	0.73	0.0006	2.11	0.30
	VULCAN	40	35	40	0.00	300	12,000	110	0.022	8	1,360.9	0.79	0.0007	4.44	0.30

#### **4.1.7. Condiciones de agua subterránea**

Entre las consecuencias principales de sustancias acuíferas al interior del cuerpo de rocas se identifican a las presiones que pueden ejercer sobre las discontinuidades, de manera que pueden disminuir los niveles de resistencias al corte y con ello favorecer los factores de inestabilidades. Por ese motivo es determinante realizar un análisis del material acuoso en los cuerpos de rocas.

Ahora bien, en la zona de operaciones actuales no se identifica una presencia significativa de agua a nivel subterráneo. Sin embargo, al mapear geomecánicamente mediante evaluaciones de campo en las labores de minado lo que se observó en su mayoría fue entornos secos y húmedos, aunque en condiciones focalizadas se identificó pequeñas acumulaciones de agua en material mojado que presentaba goteo.

Al constatar estos niveles de agua en los sectores subterráneos se estima que los niveles proyectados no afectaran significativamente las condiciones de estabilización en la excavación que se asocia al método de minado propuesto para las operaciones actuales.

En relación a las limoarcillitas identificadas en la sección del techo muestran una condición de impermeabilidad muy marcada, lo cual dificulta cualquier filtración de agua al sector interno del cuerpo de rocas durante la explotación.

En cambio, las antiguas operaciones de explotación de esta misma unidad minera presentan en la actualidad presencia de agua como se menciona anteriormente, sin embargo, no se registró la evidencia de material de origen freático.

#### **4.1.8. Esfuerzos in-situ**

Debido al nivel de profundidad del sector evaluado en relación al nivel superficial que se encuentra a poca distancia se proyecta que la magnitud de los esfuerzos menores en términos relativos.

Usando el parámetro de carga litostática propuesto en 1978 por Hoek & Brown, 1978 se determinaron los esfuerzos verticales, también se estableció una variación de 100 a 130 metros para niveles de profundidad en los sectores sur y norte respectivamente. De acuerdo a estos parámetros el esfuerzo vertical en este sector se ubica entre 2.6 y 3.35 MPa, además usando el factor Sheorey se estimó la constante “k” entre 1.0 y 0.86.

## **4.2. Discusión de resultados**

### **4.2.1. Diseño geomecánico**

Actualmente con el objetivo de incrementar la producción diaria de 16,000 a 19,000 toneladas, la compañía minera El Brocal ha dispuesto implementar el método “Tajeo por subniveles con Pilares Corridos” sin relleno en sus operaciones de Marcapunta Norte.

Para lo cual se tiene que tener en cuenta los siguientes aspectos:

- Este diseño es adecuado en para configuraciones en las que el mineral y las cajas sean competentes.
- Demanda niveles altos de mecanización.
- Buenos niveles de estabilización en las secciones de paredes.
- La malla de perforación demandara un diseño con un nivel alto de precisión.

Específicamente para las operaciones actuales el Tajeo por Sub niveles resulta un método idóneo debido a que el yacimiento presenta unas condiciones naturales para ser aplicado. Sin embargo, en los sectores que presenten una altura de de 12 metros para sus cámaras y pilares y hasta tres cortes realizados por el método aplicado sea cámaras y pilares con banqueo del piso, se dejara un pilar puente y se considerara una variación del método.

En términos generales se considera construir labores en sectores en desmonte como subniveles de ataque con seccion de 4 x 4 metros que intercepten el macizo mineralizado equidistantemente que lo corten de caja a

caja, secciones de rampas de 4 x 4 metros que permitan acceder solo al piso de macizo y chimeneas de ventilación. Además, partiendo del sub nivel en el macizo se ejecutarán galerías en orientación transversal además de paralela con dimensiones de 4 x 4 metros con un espaciamiento en relación a las dimensiones del tajeo específico de cada uno de los sectores que se mostrarán a continuación.

Se ejecutará una chimenea cuando las galerías de base se hayan terminado que también servirá a manera de cara libre cuando se construya el slot. Así mismo, se podrán ejecutar operaciones unitarias partiendo de las galerías, entre ellas tenemos: perforaciones radiales ascendentes, Voladura de anillos, limpieza, carguío y transporte de minerales como se muestra en la figura 18.

Adicionalmente, este método considera para las aberturas y pilares medidas que se detallan en la tabla 16.

**Tabla 16**

*Dimensiones propuestas de los tajeos*

Zona	Altura Tajeo (m)	Ancho de Cámara (m)	Ancho de Pilar (m)	Altura Pilar Puente (m)
BLOQUE 9303	30	10	10	-
BLOQUE 9368	20	7	8	-
BLOQUE 9478	19	10	10	6
BLOQUE 9847	20	10	10	6

En los sectores donde actualmente se ejecuta el método de “Cámaras y Pilares Cuadrados” en la zona superior se tiene planeado disponer de un pilar puente.

También se debe ejecutar los cálculos por medio de los siguientes procedimientos para verificar el grado de factibilidad al aplicar el método de minado Tajeo por Sub niveles con Pilares Corridos:

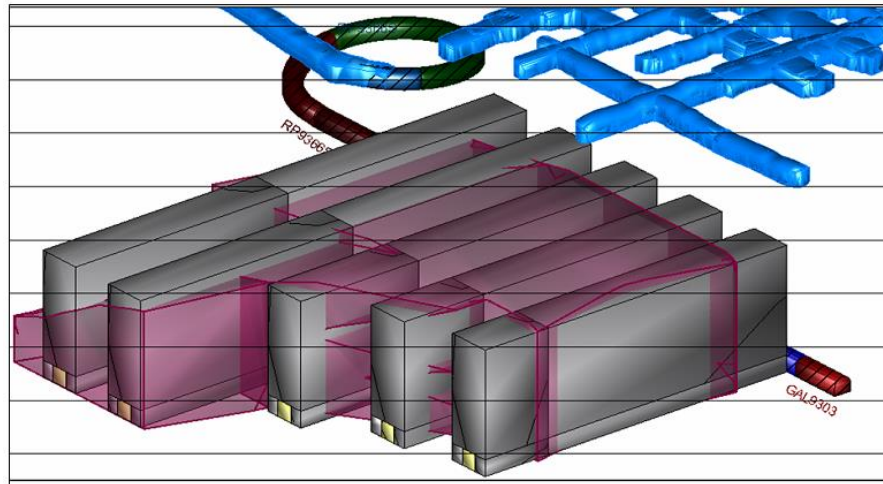
- Método Gráfico de Estabilidad
- Cálculo Convencional por Cámaras y Pilares

- Métodos Numéricos

Estos procedimientos se detallarán a continuación.

**Figura 18**

*Esquema general del Minado Tajeo por Subniveles con Pilares Corridos*



#### **4.2.2. Dimensionamiento usando el “Método Gráfico de Estabilidad”.**

##### **Generalidades.**

El origen de este método es el procedimiento desarrollado por en 1981 por Mathews, partir del cual se propusieron los desarrollos de Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992) para llegar a lo que en la actualidad se conoce como el Método Gráfico de Estabilidad para dimensionar tajeos y diseñar sostenimientos.

Actualmente este procedimiento recoge la experiencia comparada de 350 casos en operaciones a nivel subterráneo en Canadá, y de esa manera considera los criterios determinantes en el diseño de este tipo de operaciones.

En ese sentido la información que debe ser analizada para establecer si las operaciones contarán con la estabilidad necesaria cuentan o no con sistemas de sostenimiento corresponde a los siguientes criterios:

- Niveles de resistencia y perfil estructural del cuerpo rocoso,
- los esfuerzos que afectan la excavación
- Las dimensiones, forma y orientación de las excavaciones

#### 4.2.3. Método Gráfico de Estabilidad

Para establecer los niveles de estabilización mediante este procedimiento se debe poner en relación un par de criterios definidos como el número de estabilidad modifica (N) que se define como la capacidad de conservar la estabilidad sometido a un determinado esfuerzo y el factor de forma (S) que se define como ratio hidráulico que considera la dimensión y forma de los tajeos.

Numero de Estabilidad (N).= Ecuación 1

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q': Índice de calidad "Q" modificado.

A: Factor de esfuerzo en la roca

B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

**El Índice de Calidad modificado Q',**

Se calcula partiendo del resultado de los mapeos estructurales, usando el mismo procedimiento para la clasificación de la masa rocosa NGI estándar, con la modificación de fijar en 1.00 el criterio de reducción del esfuerzo SRF. Adicionalmente se debe tener en cuenta que este procedimiento no considera modelos con prescencia significativa de agua a nivel subterráneo, por lo que el criterio de Jw reducción por agua en juntas se fija también en 1.0. Asi mismo se puede establecer la relación entre RMR y Q planteando esta ecuación:  $RMR = 9 \ln Q + 44$  (after Choquet and Hadjigeorgiou, 1993), considerando SRF y Jw equivalentes a 1 el Q' al modificarse sería igual al Q inicial.



### **El factor de esfuerzo en la roca, A,**

Representa los esfuerzos que pudieran impactar en los sectores libres de los tajeos abiertos en profundidad. Para determinar este criterio se debe considerar el nivel de resistencia compresiva sin confinamiento para material rocoso intacto además de los niveles del esfuerzo que actúa paralelamente a la sección expuesta del tajeo que se considere. En ese sentido los niveles de resistencia de material rocoso intacto pueden ser determinado usando pruebas de laboratorio de la roca, o mediante proyecciones. En cambio, el esfuerzo compresivo inducido estará determinado por el Modelamiento numérico o puede ser estimado tomando como referencias la distribución de esfuerzos publicadas, por ejemplo: Hoek & Brown (1980a), utilizando las medidas realizadas o valores de esfuerzo in situ.

En ese sentido para determinar el factor de esfuerzo en la roca se establecerá la relación  $\sigma_c/\sigma_1$ , que considera la resistencia del material rocoso intacto y los niveles compresivos de esfuerzos inducidos, que se produzcan alrededor de la abertura:

$$\sigma_c / \sigma_1 < 2: A = 0.1$$

$$2 < \sigma_c / \sigma_1 < 10: A = 0.1125 (\sigma_c / \sigma_1) - 0.125 \dots \text{Ecuación 2}$$

$$\sigma_c / \sigma_1 > 10: A = 1.0$$

En la Figura 19, se muestra el factor de esfuerzo en la roca A, para diferentes valores de  $\sigma_c/\sigma_1$ .

### **El factor de ajuste por orientación de juntas, B,**

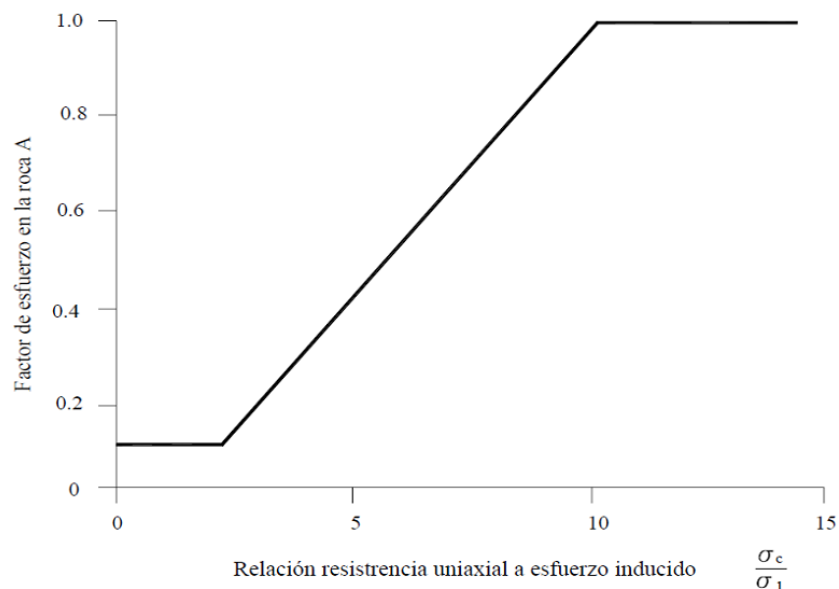
Considera las influencias que pueden ejercer las juntas por encima de la estabilización de las caras del tajeo. Estructuralmente muchas fallas controladas se producen en la extensión de juntas críticas, las que pueden determinar un ángulo pequeño en relación a la superficie libre. El puente de roca intacta se romperá con mayor facilidad cada vez que la junta y la superficie conformen un

ángulo cada vez más pequeño como se observa en la Figura 20. Como consecuencia de otros sistemas de juntas, esfuerzos adicionales o como resultado de la voladura. Además, si el ángulo  $\theta$  tiende a 0, se producen un incremento pequeño de la resistencia, por parte de los bloques de material diaclasado debido a que funcionan a manera de vigas.

Cuando el rumbo presente una orientación paralela a la superficie libre la estabilidad de la excavación en este sector tendrá una influencia mayor de juntas críticas, en cambio sí existe una orientación perpendicular entre los planos la influencia será menor. Por otro lado, el factor  $B$  se encuentra determinado por la diferencia entre cada una de las caras del tajeo y las orientaciones de la junta crítica. En la figura 21 se presenta el esquema que permite su determinación.

**Figura 19**

*Factor de esfuerzo en la roca A, para diferentes valores de  $\sigma_c/\sigma_1$*



**El factor final C, ajuste por el efecto de la gravedad.**

Este criterio hace referencia a las fallas que ocurren en los sectores del techo al ocurrir desprendimientos inducidos por la gravedad, también pueden originarse en las secciones de las paredes normalmente como consecuencias

de lajamientos. Según Potvin (1988) este fenómeno está condicionado por la superficie del tajeo  $\alpha$ , específicamente por su inclinación.

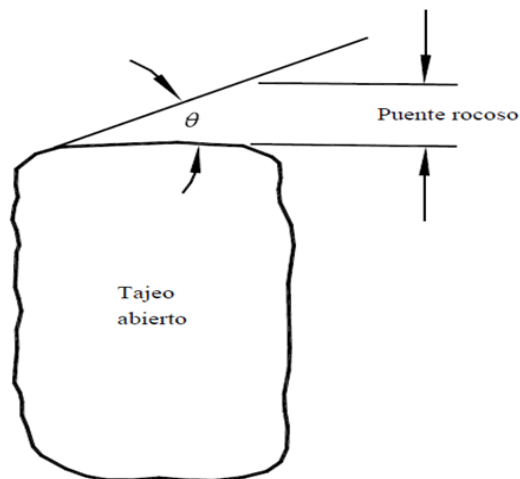
En ocasiones como estas este factor se puede calcular estableciendo la ecuación siguiente  $C = 8 - 6 \cos \alpha$ . en la Figura 22 se presenta el diagrama de su determinación. Así mismo, cuando se tratan de secciones verticales de las paredes este factor podrá alcanzar el valor de 8 y en secciones horizontales del techo tendrá un valor mínimo de 2.

La falla por deslizamiento estará determinada por la inclinación  $\beta$  de la junta crítica y el factor C se muestra en la Figura 23

**Figura 20**

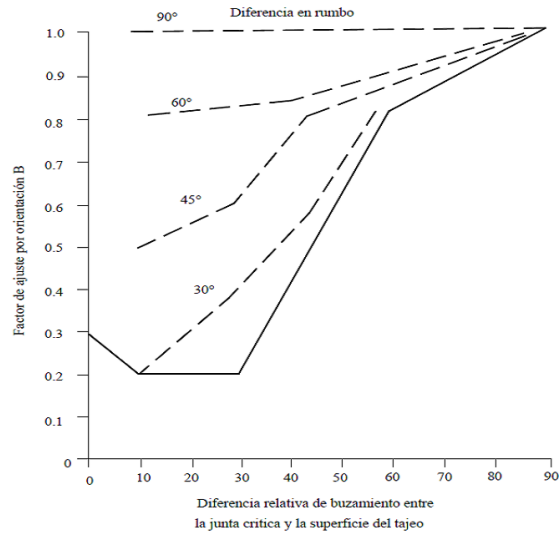
*Orientación de la junta crítica con respecto a la superficie de la excavación*

*(Según Potvin, 1988).*



**Figura 21**

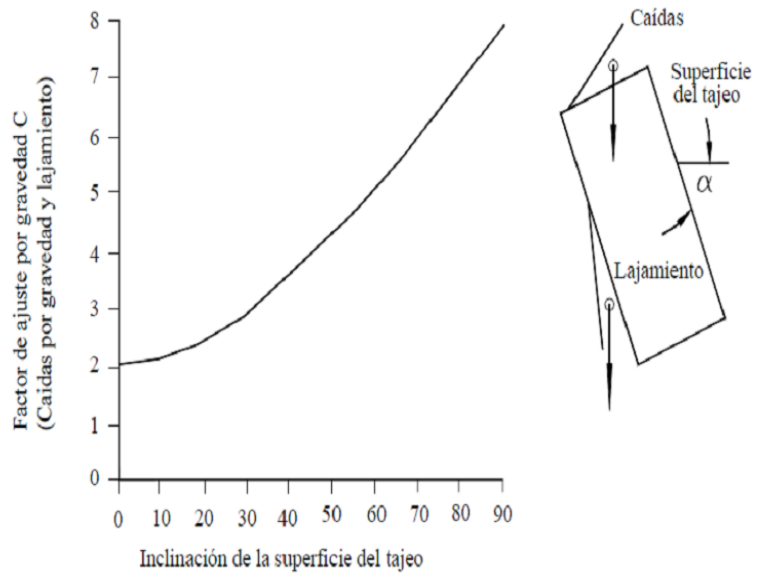
Factor de ajuste  $B$ , que toma en cuenta la orientación de las juntas con respecto a la superficie del tajeo (Según Potvin, 1988).



**Figura 22**

Factor de ajuste por gravedad  $C$ , para caídas por gravedad y lajamiento.

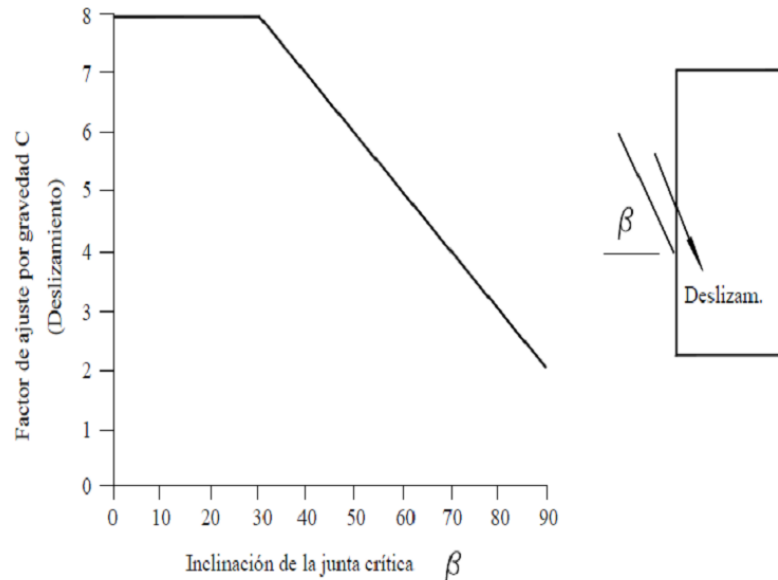
Según Potvin (1988).



**Figura 23**

*Factor de ajuste por gravedad C, para modos de falla por deslizamiento.*

*Según Potvin (1988).*



Radio Hidráulico (S).-

$$S = \left( \frac{W \times H}{2 \times (W + H)} \right)_n$$

Donde:

W: Longitud del tajeo.

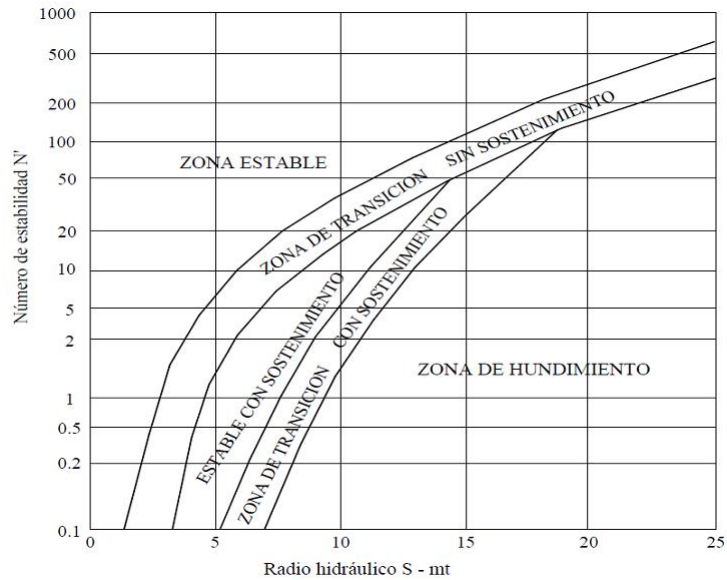
H: Ancho del tajeo.

### **El gráfico de estabilidad**

Para determinar la estabilidad del tajeo es necesario contar con el Número de Estabilidad (N') y el Radio Hidráulico (S) como se muestra en Figura.24. En este diagrama se puede observar el rendimiento de tajeos abiertos en casos de operaciones canadienses, registrados y evaluados por Potvin (1988) y revisados por Nickson (1992).

**Figura 24**

*Gráfico de estabilidad que muestra zonas de terreno estable, terreno hundible y terreno con requerimiento de sostenimiento. Según Potvin (1988), modificado por Nickson (1992).*

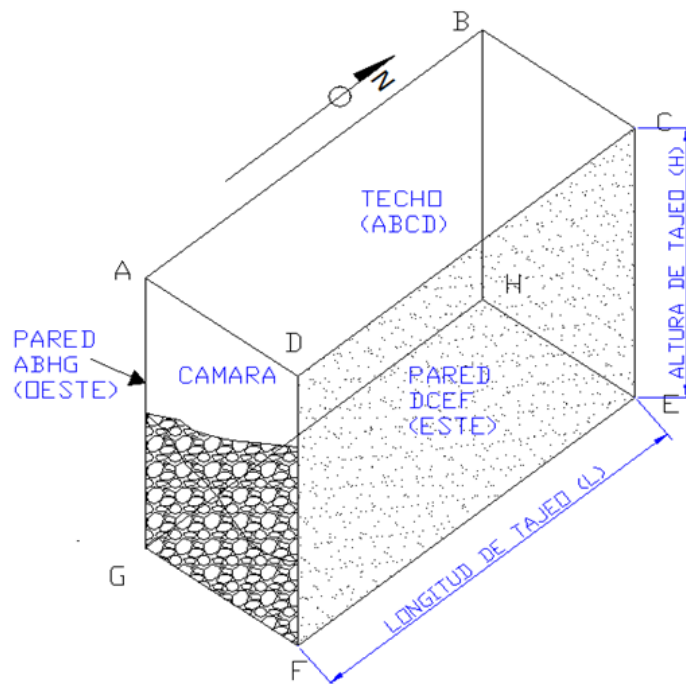


### **Desarrollo Aplicativo del Método Gráfico de Estabilidad.**

Partiendo de los datos recogidos en el campo de operaciones que se presentaron anteriormente elaboraremos la manera de implantar el “Método Gráfico de Estabilidad”. Con ese objetivo en la figura 25 se presentan las superficies de análisis que debemos definir. En ese sentido la pared del sector Este corresponde a la superficie DCEF, la del sector Oeste a la ABHG y la sección de techo a ABCD, lo que se aplica en la totalidad de Bloques, con minado orientado por un avance Norte – Sur.

**Figura 25**

*Esquema de un Tajeo para el análisis con el “Método Gráfico de Estabilidad”*



En la tabla 15 se muestran datos correspondientes a las Dimensiones Propuestas de los Tajeos, a partir de ellos se puede elaborar la evaluación del método gráfico de estabilidad. Para ellos serán analizados la totalidad de parámetros necesarios a continuación:

#### **Cálculo de Q'**

En la tabla 17 se muestran los valores que presenta Q, en cada uno de los sectores evaluados, esta información se obtuvo de los mapeos además de aplicar la fórmula  $RMR=9LnQ+44$ .

Se considera que SRF presenta un valor equivalente a 1, como se indicó en los puntos anteriores, debido a que alcanza un encampane con profundidad máxima de 130 metros. Estas condiciones no suponen un esfuerzo problemático. Por otro lado, también será considerado equivalente a 1 el valor de  $J_w$ , debido a que en los escenarios previstos no se observó agua que pueda afectar el tajeo produciendo inestabilidad,

**Tabla 17**

*Valores de Q' por Bloques*

Zona	RMR	Q'
BLOQUE 9303	50	1.95
BLOQUE 9368	55	3.39
BLOQUE 9478	58	4.74
BLOQUE 9847	55	3.39

Visto los resultados anteriores el valor que pueda alcanzar Q será equivalente en su modificación Q'. En la tabla 20 se pueden observar específicamente por bloques y sectores los valores que Q pue alcanzar, los mismo que son equivalentes en secciones de paredes o techos.

#### **Cálculo del Factor A**

En el caso de este valor se deberá usar la emplear en la ecuación 2 que se muestra en el punto 4.2.2 que considera la relación  $\sigma_c/\sigma_1$  para el material rocoso intacto y el esfuerzo de compresión inducido. El primer valor se muestra en las tablas 7 y 8, mientras que el segundo se estimara teniendo en cuenta el esfuerzo in-situ y la geometría que se propuso para las labores de tajeo.

Por otro lado, para establecer los valores de Esfuerzos in situ se consideraron niveles de profundidad máximos de 100 y 130 metros registrados en el punto 4.1.7 y en promedio se estableció una densidad de  $0.026 \text{ MN/m}^3$ , con lo cual se puede ubicar el esfuerzo vertical de 2.6 a 3.35 MPa, ambos limites debe ser entendidos como mínimo esfuerzo inducido y máximo esfuerzo inducido, además no se presentan esfuerzos problemáticos por tratarse de operaciones poco profundas.

Por otro lado, podemos establecer que la relación  $\sigma_c/\sigma_1$  se ubica entre 24 y 31 por medio de la ecuación 2 que considera un mineral con niveles de resistencia de 80 MPa, en el Block 9303, tabla 7 y los ya mencionados valores



de esfuerzos. Cuando estos valores no sean inferiores a 10 se obtendrá un factor A equivalente a 1.

A continuación, se puede observar los valores de A al aplicar este método a todas las zonas estudiadas.

**Tabla 18**

*Valores del Factor A por bloques y superficie de análisis*

Bloque / Zona	Resistencia Roca Intacta $\sigma_c$ (MPa)	Esfuerzo Máximo $\sigma_1$ (MPa)	Relación $\sigma_c/\sigma_1$	A
BLOQUE SUR 9303				
PA RED ESTE (DCEF)	80	2.58	31.07	1
PA RED OESTE (ABHG)	80	2.58	31.07	1
TECHO (ABCD)	80	3.35	23.88	1
BLOQUE SUR 9368				
PA RED ESTE (DCEF)	100	2.58	38.83	1
PA RED OESTE (ABHG)	100	2.58	38.83	1
TECHO (ABCD)	100	3.35	29.87	1
BLOQUE SUR 9478				
PA RED ESTE (DCEF)	100	2.58	38.83	1
PA RED OESTE (ABHG)	100	2.58	38.83	1
TECHO (ABCD)	100	3.35	29.87	1
BLOQUE SUR 9847				
PA RED ESTE (DCEF)	90	2.58	34.95	1
PA RED OESTE (ABHG)	90	2.58	34.95	1
TECHO (ABCD)	90	3.35	26.88	1

### **Cálculo del Factor B**

Este factor sirve para considerar los valores relacionados a la influencia que puede recibir la estabilidad del tajeo de las orientaciones de las juntas. En términos generales la junta que se ubique en orientación paralela y en la proximidad del borde del tajeo será la que presente más condición crítica para la estabilidad.

En la tabla 4 se muestran los sistemas de discontinuidades 1 y 2 correspondientes a las paredes y al techo respectivamente. Estas discontinuidades son las principales consideradas en nuestra evaluación. Mediante esta información podemos calcular el factor B como se muestra en la tabla 19. El valor alcanzado para las secciones de paredes y techo es 0.3. A continuación se muestran los resultados obtenidos ver figura 26

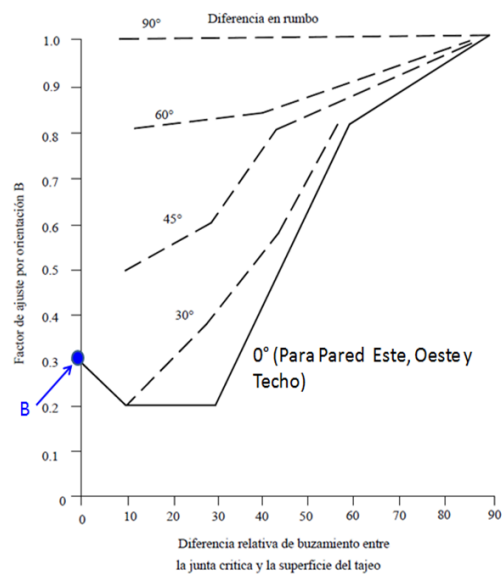
**Tabla 19**

*Valores del Factor B por bloques y superficie de análisis*

SUPERFICIE DE ANALISIS	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Rumbo Tajeo	Buzamiento Tajeo	Diferencia Rumbo (+/- 10°)	Diferencia Buzamiento (+/- 10°)	Factor B
	N9°W11°NE	N8°W80°NE	N87°E/82°NW					
BLOQUE SUR 9303								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0°	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR 9368								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0°	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR 9478								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0°	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR 9647								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0°	0°	0	0	0.3

**Figura 26**

*Cálculo de B para Pared Este, Oeste y Techo.*



**Cálculo del Factor C**

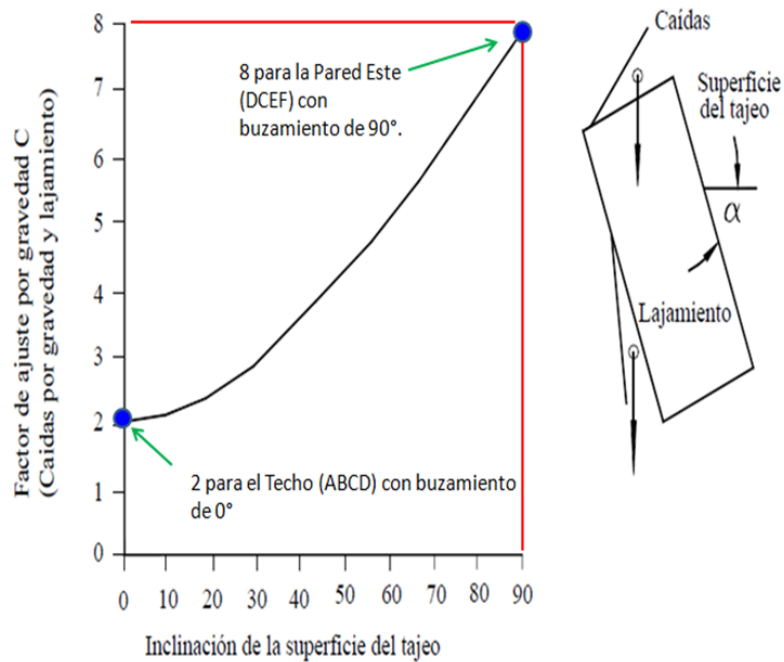
Este factor tiene en consideración de qué manera las orientaciones de las paredes de un tajeo pueden ser influenciadas. En ese sentido la geometría del tajeo que se observa en la figura 25 comparada con lo mostrado en las figuras 22 y 23 indica que el modo dominante de las fallas serán los desprendimientos debido a la gravedad para las secciones DCEF de paredes

Este y para el Techo. En cambio, los deslizamientos serán las principales fallas para las secciones de la Pared Oeste (ABHG). Adicionalmente, a partir de la figura 27 se dispone del factor de ajuste por gravedad (C) que en el caso de la sección (ABCD) techo es equivalente a 2 y para la sección (DCEF) de la Pared Este equivale a 8. Además, a partir de la figura 28 se dispone del factor de ajuste por deslizamiento, que en el caso de la sección (ABHG) de Pared Oeste es equivalente a 3, y se obtiene  $80^\circ$  para el buzamiento de la junta crítica (Sistema 2 N8°W/80°NE).

Los detalles referentes a los valores específicos del factor C son recogidos en la tabla 23.

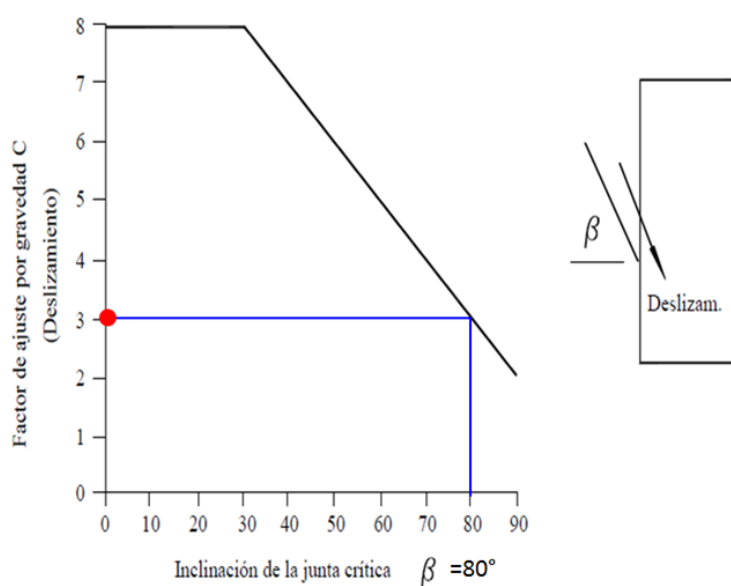
**Figura 27**

*Cálculo de C por gravedad para la Pared Este y Techo.*



**Figura 28**

*Cálculo de C por deslizamiento para la Pared Oeste*



**Tabla 20**

*Valores del Factor C por bloques y superficie de análisis*

SUPERFICIE DE ANALISIS	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Tipo de Modo de Falla	Factor C
	N9°W/11°NE	N8°W/80°NE	N87°E/82°NW		
<b>BLOQUE SUR 9303</b>					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
<b>BLOQUE SUR 9368</b>					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
<b>BLOQUE SUR 9478</b>					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
<b>BLOQUE SUR 9847</b>					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2

### Cálculo del Número de Estabilidad (N') y Radio Hidráulico (S)

Para realizar el cálculo de N' es necesario determinar el valor de Q, A, B y C, además se requiere el valor de Radio Hidráulico (S) que se puede obtener de la figura 26 correspondientes a todas las superficies que se evaluaron y se recogen en la tabla 26.

**Tabla 21**

*Cálculo del Número de Estabilidad N' para cada block y superficie de análisis*

Superficie Análisis	Q'	A	B	C	N'	S
BLOQUE SUR 9303						
PARED ESTE (DCEF)	1.95	1.0	0.3	8.0	4.7	4.5
PARED OESTE (ABHG)	1.95	1.0	0.3	3.0	1.8	3.5
TECHO (ABCD)	1.95	1.0	0.3	2.0	1.2	3.0
BLOQUE SUR 9368						
PARED ESTE (DCEF)	3.39	1.0	0.3	8.0	8.1	5.5
PARED OESTE (ABHG)	3.39	1.0	0.3	3.0	3.1	4.0
TECHO (ABCD)	3.39	1.0	0.3	2.0	2.0	3.4
BLOQUE SUR 9478						
PARED ESTE (DCEF)	4.74	1.0	0.3	8.0	11.4	6.2
PARED OESTE (ABHG)	4.74	1.0	0.3	3.0	4.3	4.2
TECHO (ABCD)	4.74	1.0	0.3	2.0	2.8	3.8
BLOQUE SUR 9847						
PARED ESTE (DCEF)	3.39	1.0	0.3	8.0	8.1	5.5
PARED OESTE (ABHG)	3.39	1.0	0.3	3.0	3.1	4.0
TECHO (ABCD)	3.39	1.0	0.3	2.0	2.0	3.8

### Cálculo de la longitud del tajeo.

A partir de la información de la tabla 21 podemos establecer los valores de Radio Hidráulico (S), y adicionalmente de la tabla 15 obtenemos las dimensiones de los tajeos se puede realizar los cálculos correspondientes a la longitud del tajeo de cada sector al despejar la variable "L" al evaluar cada superficie. Por último, se debe considerar las distintas zonas de estabilización que se muestran en la figura 26 y que a continuación se detallan.

**Tabla 22**

*Cálculo de las longitudes de tajeos con diferentes Radios Hidráulicos y por zonas de estabilidad*

BLOQUE	Valores de N' y Dimensiones del Tajeo Propuesto			Zona estable sin Sostenimiento		Zona en Transición		Estable con Sostenimiento	
	N'	Alto Tajeo	Ancho Tajeo	S	Longitud Tajeo	S	Longitud Tajeo	S	Longitud Tajeo
BLOQUE SUR 9303									
PARED ESTE (DCEF)	4.7	30		4.5	12.9	6.5	23	8.6	40
PARED OESTE (ABHG)	1.8	30		3.5	9.1	5.9	19	7.5	30
TECHO (ABCD)	1.2		10	3.0	15.0	4.5	90		
BLOQUE SUR 9368									
PARED ESTE (DCEF)	8.1	20		5.5	24.4	8.0	80	9.0	180
PARED OESTE (ABHG)	3.1	20		4.0	13.3	6.0	30	7.2	51
TECHO (ABCD)	2.0		7	3.4	238.0	3.4	238		
BLOQUE SUR 9478									
PARED ESTE (DCEF)	11.4	19		6.2	35.7	8.5	162	9.0	342
PARED OESTE (ABHG)	4.3	19		4.2	15.1	6.5	40	7.0	53
TECHO (ABCD)	2.8		10	3.8	31.7	4.9	490		
BLOQUE SUR 9847									
PARED ESTE (DCEF)	8.1	20		5.5	24.4	8.4	105	9.0	180
PARED OESTE (ABHG)	3.1	20		4.0	13.3	6.4	36	7.0	47
TECHO (ABCD)	2.0		10	3.8	31.7	4.9	490		

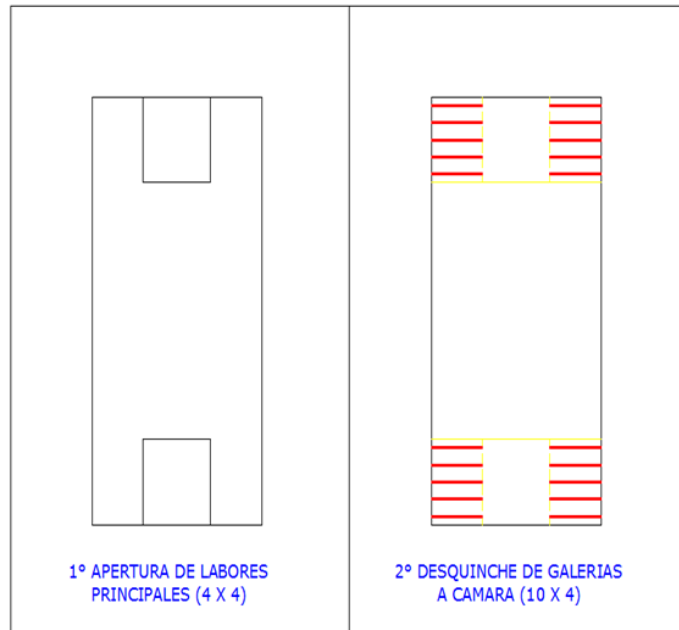
Se tomarán como referencia los valores de longitud obtenidos en la Pared Oeste (ABHG) para el número de estabilidad (N'), debido a es la superficie analizada que presenta menores valores en la evaluación realizada a todos los bloques de la explotación de acuerdo lo concluido en el cuadro 22. Por otro lado, las longitudes máximas en los tajeos son en el sector de transición sin sostenimiento de 19mts y en el sector con sostenimiento de 30mts. En las zonas de transición las longitudes máximas de tajeos sin sostenimiento y con sostenimiento son 30 y 51 metros respectivamente en el block 9368, y de 40 y 53 metros para el block 9478, y de 36 y 47 metros para el block 9847.

También es necesario advertir que sistema aplicado es por medio de pernos con longitudes de tres metros para las secciones de pared y techo como lo muestra la figura 30. Este diseño requiere la apertura de una sección de 4 metros por lado y posteriormente ejecutar desquiches a los lados, después realizar la instalación de los pernos para después perforar paralelamente para

permitir ejecutar adecuadamente las voladuras controladas de tal manera que ocasionen un mínimo daño en los pilares.

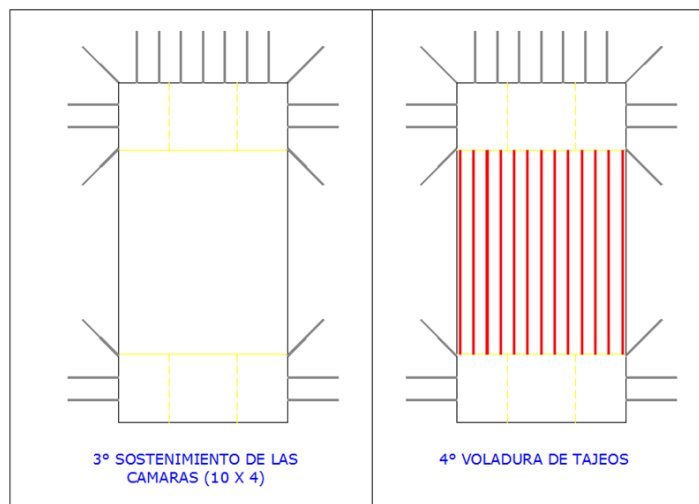
**Figura 29**

*Esquema de Secuencia de Minado y Sostenimiento primera parte*



**Figura 30**

*Esquema de Secuencia de Minado y Sostenimiento segunda parte*



Esta configuración se puede aplicar a cualquier tipo de bloque que presente distintas alturas de minado.

#### 4.2.4. Diseño Convencional por Cámaras y Pilares Corridos

Este método se basa en dos aspectos fundamentales la definición de los esfuerzos actuantes y la resistencia que pueden ofrecer los pilares. El cálculo de la relación entre ambos factores ofrece conocer el factor de seguridad. El cual pone en relación la resistencia frente al esfuerzo de los pilares, en términos de estabilidad este factor tendrá que garantizar una resistencia por parte de los pilares en comparación al esfuerzo resistido.

Por otro lado, en cuanto al pilar corrido ( $\sigma_p$ ) para poder estimar su nivel de esfuerzo actuante se puede utilizar lo planteado por Babcock et al. (1981) en la "Teoría del Área Tributaria" establecida en 1911 por Bunting quien por primera vez pudo establecer el esfuerzo promedio de un pilar. Esta propuesta considera que un pilar soportara su carga aplicada si la comparte. En general esta teoría se puede aplicar a contextos donde se apliquen pilares con formas similares y sean dispuestos en áreas grandes y regulares. A continuación, se presenta la formulación para  $\sigma_p$ :

$$\sigma_p = \sigma_z \left[ \frac{W_p + W_o}{W_p} \right] \quad \dots \text{Ecuación 3}$$

Donde:

$\sigma_p$ : Esfuerzo actuante en el pilar. (MPa)

$\sigma_z$ : Esfuerzo vertical o carga litostática que es igual al producto del peso específico de la roca y la profundidad a la que se encuentra. (MPa)

$W_p$ : Ancho del Pilar (m)

$W_o$ : Ancho de la Cámara (m)

Con el fin de estimar el factor (S) la resistencia de los pilares, se aplicó lo propuesto por Lunder y Pakalnis (1997). Que se basa en la revisión de un



gran conjunto de datos que se recogieron a partir de la observación del comportamiento de pilares en operaciones mineras con material rocoso duro en Canadá. Para esta propuesta se debe integrar el análisis de los elementos de borde con el resultado del área tributaria, lo que permite definir el confinamiento de los pilares. De esta manera se logra conciliar resultados empíricos y la rigurosidad de los criterios de resistencia de material rocoso y el confinamiento y estado de esfuerzos que se pueden desarrollar en los pilares.

Específicamente, según Lunder y Pakalnis, el tamaño y forma de un pilar determinan su resistencia además de considerar la resistencia del material rocoso intacto. De esta manera se puede establecer la fórmula siguiente:

$$S = (K * UCS)(C_1 + \kappa C_2) \quad \dots\dots\dots\text{Ecuación 4}$$

Donde:

S: Resistencia de los Pilares (MPa)

K: K (kappa) es un término de fricción del pilar;

C1 y C2 son constantes que se derivan de forma empírica y sus valores establecidos son 0.68 y 0.52, respectivamente, además K es el factor del tamaño de la resistencia del cuerpo de rocas, con un valor de 0.44.

También se puede determinar K usando la siguiente fórmula:

$$K = \tan[\cos^{-1}(1 - C_{pav}/1 + C_{pav})] \quad \dots\dots\dots\text{Ecuación 5}$$

Donde:

Cpav es la presión de confinamiento promedio del pilar que se determina de la siguiente manera:

$$C_{pav} = 0.46[\log(W_p/h + 0.75)]^{1.4/(W_p/h)} \quad \dots\dots\dots\text{Ecuación 6}$$

Donde:

Wp: Ancho

h: Altura

A partir de las dimensiones que se proponen en las tablas 14 y 15 en las que se definen los criterios de resistencia a la compresión, profundidad de minado y densidad, además de aplicar las fórmulas antes mostradas se obtienen como resultado el factor de seguridad para cada una de las zonas explotadas, como lo muestra la tabla 23.

**Tabla 23**

*Factores de Seguridad por el “Método Convencional de Cámaras y Pilares Corridos”.*

Zona	Zv	r (Tn/m <sup>3</sup> )	S <sub>c</sub> (Mpa)	Ancho Pilar (m)	Altura Pilar (m)	Ancho de Camara (m)	S <sub>v</sub>	S <sub>p</sub>	C <sub>pav</sub>	K	S	F.S
Block 9303	130	3.0	80	10	30	10	3.82	7.64	0.000000343	0.0012	23.96	3.1
Block 9368	110	3.0	100	8	20	7	3.23	6.06	0.000025343	0.0101	30.15	5.0
Block 9478	110	3.0	100	10	19	10	3.23	6.47	0.001173857	0.0686	31.49	4.9
Block 9847	110	3.0	90	10	20	10	3.23	6.47	0.000667713	0.0517	27.99	4.3

Se estima que el factor de seguridad que se puede aceptar es 1.6 para este método de cálculo. En cambio, los factores de seguridad para todas las zonas alcanzan valores por encima de 1.6. De tal manera que se deduce que este método de cálculo resulta ser muy conservador.

#### **4.2.5. Diseño Geomecánico por Métodos Numéricos**

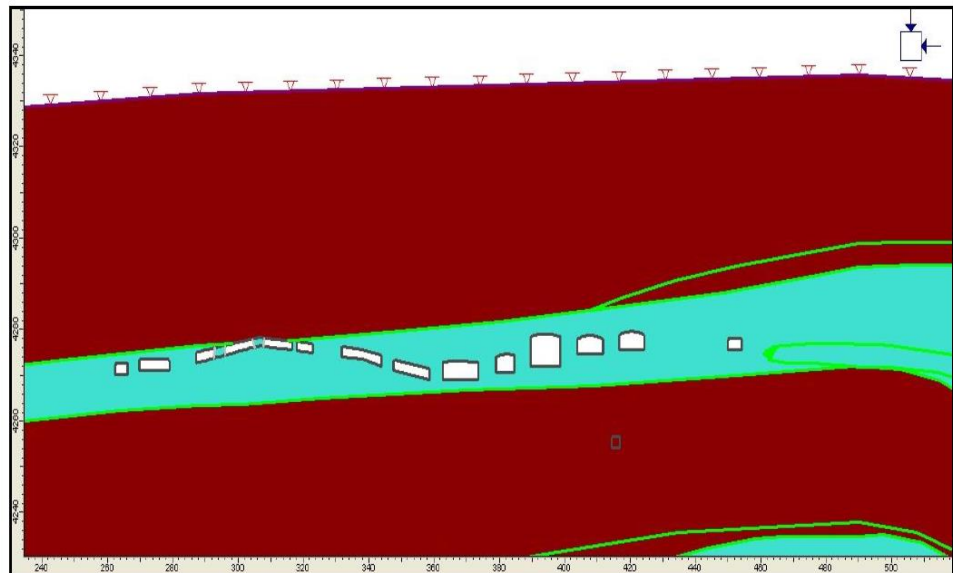
Se ejecutó distintos modelamientos numéricos de los esfuerzos y deformaciones en los pilares y coronas para corroborar el resultado que se obtiene “Método Grafico de Estabilidad” y el “Diseño Convencional de Cámaras y Pilares” en cada una de las zonas para ellos se consideró las excavaciones simultaneas y se evaluaron los niveles de estabilidad de la mina a nivel local y global.

Con este objetivo se utilizó software de elementos finitos PHASE2 de Rocscience Inc (2005). El resultado de los modelamientos, se muestran a continuación.

**Resultados de simulación con datos de back análisis usando el software phases2**

**Figura 31**

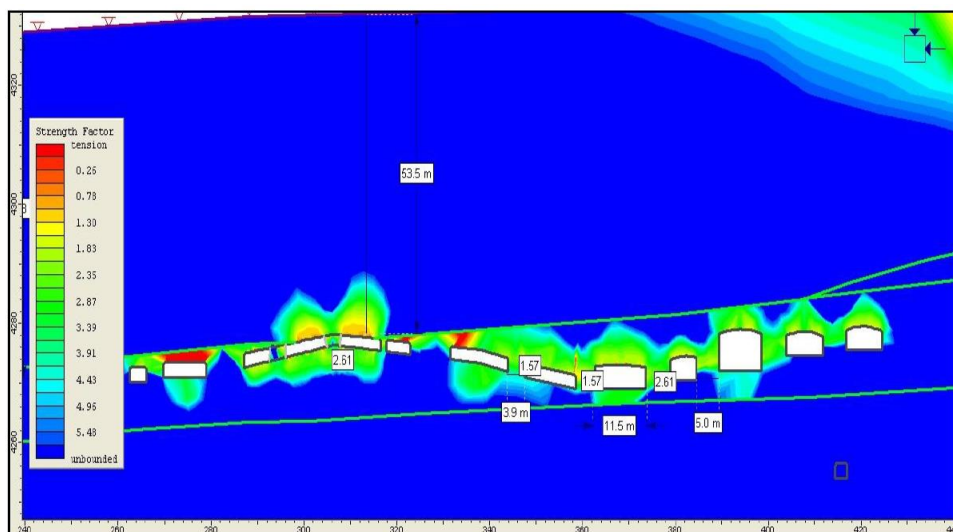
*Resultados de simulación con datos de back análisis usando el software phases2*



Tipo de Materiales del back análisis. El material en celeste es la caliza silicificada mineralizada, y el material en marrón es la caliza fracturada no silicificada.

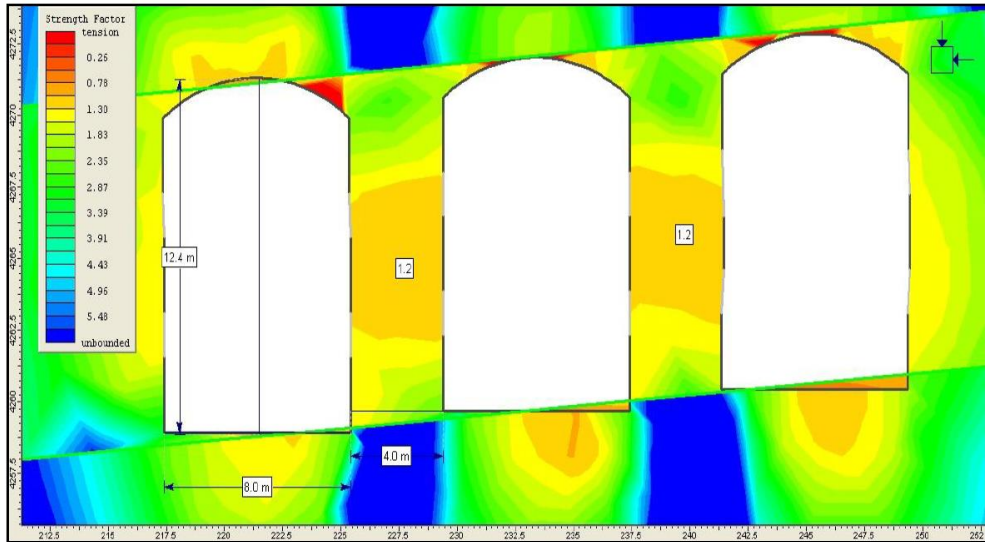
**Figura 32**

*Back análisis del comportamiento actual de las labores de Marcapunta Norte.*



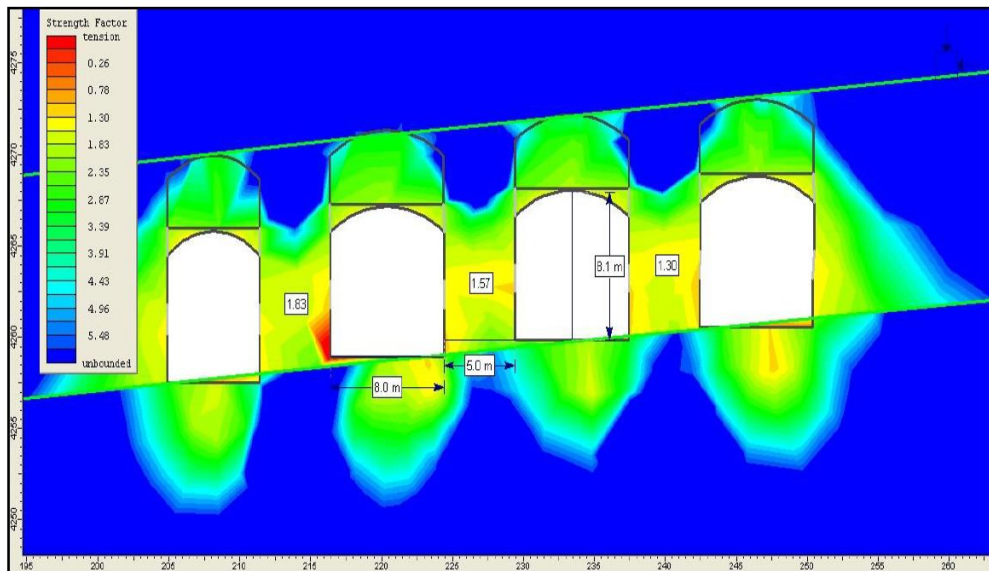
**Figura 33**

*Modelo de Pilar de 4 x 4 m con una altura máxima de explotación de 12 m y cámaras de 8 x 12 m. Factor de Seguridad de 1.2*



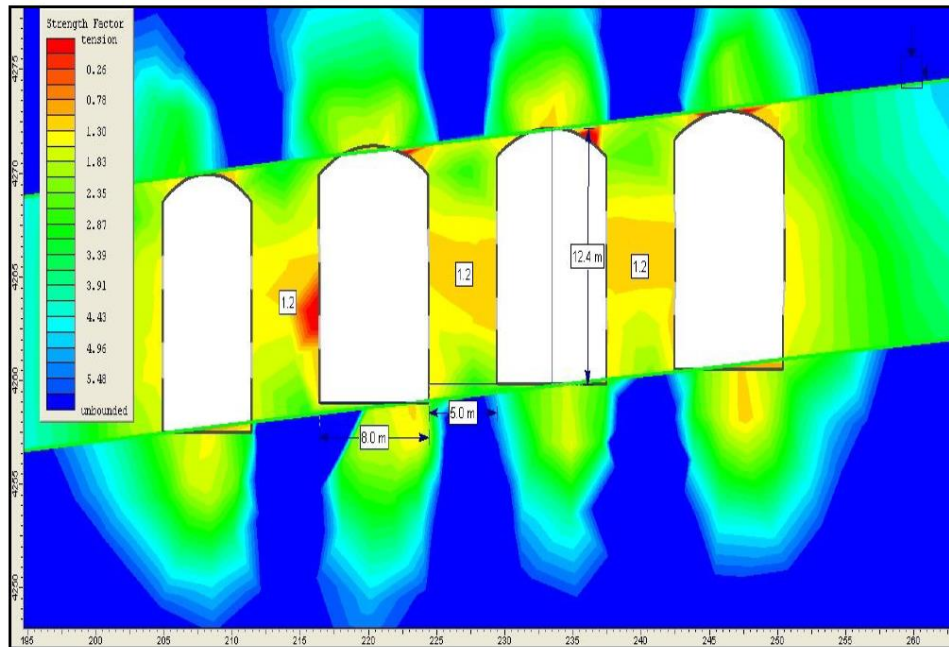
**Figura 34**

*Modelo de Pilar de 5 x 5 m con una altura máxima de explotación de 8 m y cámaras de 8 x 8 m. Factor de Seguridad de 1.56*



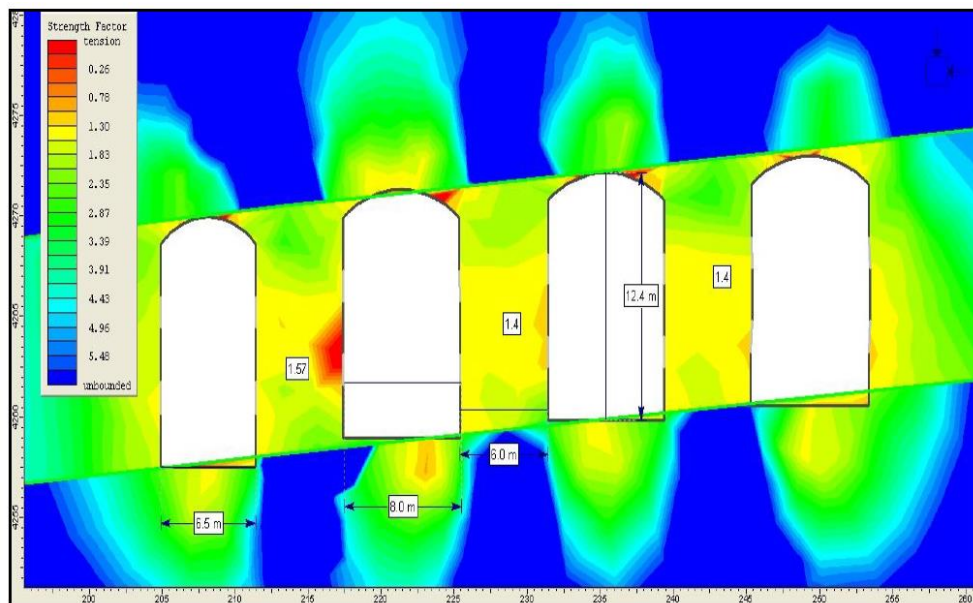
**Figura 35**

*Modelo de Pilar de 5 x 5 m con una altura máxima de explotación de 12 m y cámaras de 8 x 12 m. Factor de Seguridad de 1.2*



**Figura 36**

*Modelo de Pilar de 6 x 6 m con una altura máxima de explotación de 12 m y cámaras de 9 x 12 m. Factor de Seguridad de 1.45*



A continuación, se describen resumidamente los resultados de los modelamientos realizados en todos sectores mineralizados evaluados.

### ***Block 9303***

Este sector presenta niveles de estabilidad aceptables debido a que dispone de pilares de 10 x 30 metros de ancho y alto respectivamente, además de cámaras con 10 metros.

Así mismo se debe mencionar que la voladura empleada será del tipo controlada, lo que garantiza un bajo nivel de daños en el macizo, por ello, deben disponerse todas las precauciones adecuadas aplicando los métodos más idóneos para el control de voladuras.

Por otro lado, con una meta de explotación con longitudes de 30 metros el sostenimiento debe ser obligatorio en la zona como lo muestra la tabla 21. En el caso que la longitud exceda los 30 metros se dispondrá de un pilar que funcione como escudo de la misma madera que un pilar longitudinal de 10 metros.

### ***Block 9368***

Este sector presenta niveles de estabilidad aceptables debido a que dispone de pilares de 8 x 20 metros de ancho y alto respectivamente, además de cámaras con 7 metros.

Así mismo se debe mencionar que la voladura empleada será del tipo controlada, lo que garantiza un bajo nivel de daños en el macizo, por ello, deben disponerse todas las precauciones adecuadas aplicando los métodos más idóneos para el control de voladuras.

Por otro lado, con una meta de explotación con longitudes de 51 metros el sostenimiento debe ser obligatorio en la zona como lo muestra la tabla 21. En el caso que la longitud exceda los 51 metros se dispondrá de un pilar que funcione como escudo de la misma madera que un pilar longitudinal de 8 metros.

### **Block 9478**

Este sector presenta niveles de estabilidad aceptables debido a que dispone de pilares de 10 x 19 metros de ancho y alto respectivamente, además de cámaras con 10 metros.

Así mismo se debe mencionar que la voladura empleada será del tipo controlada, lo que garantiza un bajo nivel de daños en el macizo, por ello, deben disponerse todas las precauciones adecuadas aplicando los métodos más idóneos para el control de voladuras.

Por otro lado, con una meta de explotación con longitudes de 53 metros el sostenimiento debe ser obligatorio en la zona como lo muestra la tabla 21. En el caso que la longitud exceda los 53 metros se dispondrá de un pilar que funcione como escudo de la misma madera que un pilar longitudinal de 10 metros.

En la parte inferior el pilar puente tiene aceptables condiciones de estabilidad debido a que cuenta con un espesor de 6 metros.

### **Block 9847**

Este sector presenta niveles de estabilidad aceptables debido a que dispone de pilares de 10 x 20 metros de ancho y alto respectivamente, además de cámaras con 10 metros.

Así mismo se debe mencionar que la voladura empleada será del tipo controlada, lo que garantiza un bajo nivel de daños en el macizo, por ello, deben disponerse todas las precauciones adecuadas aplicando los métodos más idóneos para el control de voladuras.

Por otro lado, con una meta de explotación con longitudes de 47 metros el sostenimiento debe ser obligatorio en la zona como lo muestra la tabla 21. En el caso que la longitud exceda los 47 metros se dispondrá de un pilar que funcione como escudo de la misma madera que un pilar longitudinal de 10 metros.

En la parte inferior el pilar puente tiene aceptables condiciones de estabilidad debido a que cuenta con un espesor de 6 metros.

#### **4.2.6. Secuencia de minado**

Las figuras 15,16 y 17 nos ofrecen una evaluación de tipo estereográfico a partir de la cual se puede establecer que los tajeos presentaran una alineación Norte-Sur o Sur-Norte. En ese contexto se deben ejecutar en primer lugar los desarrollos primarios, como las galerías en los sectores inferiores y superiores que cuenten con secuencias de 4x4 metros en toda su extensión, disponiendo para ellos el sistema de sostenimiento necesario.

Cuando las labores alcancen el termino de las galerías cuya disposición se encuentra en orientación vertical en los tajeos se debe disponer de chimeneas SLOT, para después perforar los taladros largos, y al termino de esta se comenzará con la fase de rotura en retirada. En esta etapa no se debe comprometer los tajeos próximos de manera que se minimicen las consecuencias de las vibraciones.

#### **4.2.7. Estimación del sostenimiento.**

De acuerdo al perfil estructural que muestra el yacimiento se estima que se producirá un fallamiento convencional con origen en la sección de pared excavada. Además, el lugar de las operaciones muestra un componente silicificado en el sector mineralizado del sistema sub horizontal lo que tiene como consecuencia para los cortes en los cuerpos discontinuos al elevar los niveles de resistencia al esfuerzo.

Teniendo en cuenta la forma en que se producirán las fallas y específicamente su mecanismo las cuñas serán analizadas por medio del software UNWEDGE de Rocscience Inc. (2004), a continuación se presentan los resultados.

Con ese objetivo se utilizará los datos relacionados a la distribución de las discontinuidades además de las orientaciones de avance principales Norte



y Este. También, se considerará el back análisis para el ángulo de fricción: 54.3 ° y el 50 % del valor 1.4 Mpa de cohesión para la caliza salificada, debido a que se quiere un modelamiento del escenario poco favorable en un estado crítico que viene a ser el sostenimiento. el software Unwedge procesara todos estos datos.

**Tabla 24**

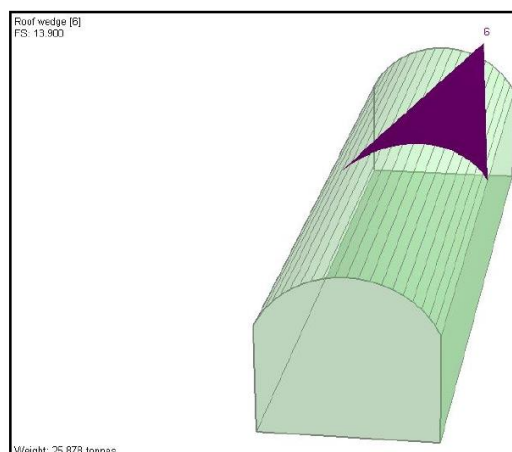
*Valores obtenidos*

Sección (m)	Factor de Seguridad	Tamaño de Mayor Bloque (TN)	Tipo Sostenimiento	Dirección Avance
4 x 4	13.9	25.9	Ninguno	Norte
4 x 4	57.7	1.3	Ninguno	Este
8 x 8	6.1	267.7	Pernos Puntuales	Norte
8 x 8	19.9	19.4	Pernos Puntuales	Este
9 x 12	6.1	287.7	Pernos	Norte
9 x 12	19.9	19.4	Pernos	Este
9 x 12	6.9	287.7	Pernos Instalados	Norte

**Figura 37**

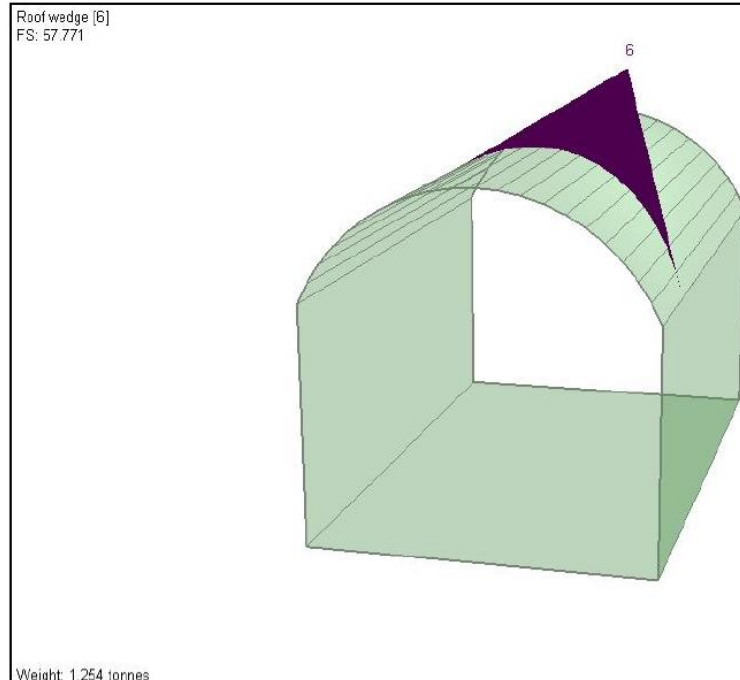
*Vista de cuña formada para una sección de 4 x 4 m, con dirección de avance*

*Norte. Factor de seguridad 13.9, no requiere sostenimiento*



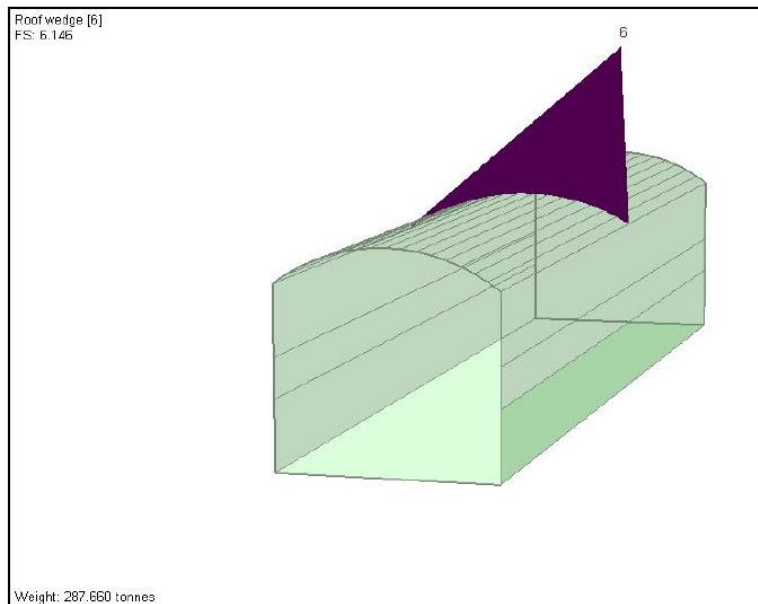
**Figura 38**

*Vista de cuña formada para una sección de 4 x 4 m, con dirección de avance Este. Factor de seguridad 57.771, no requiere sostenimiento*



**Figura 39**

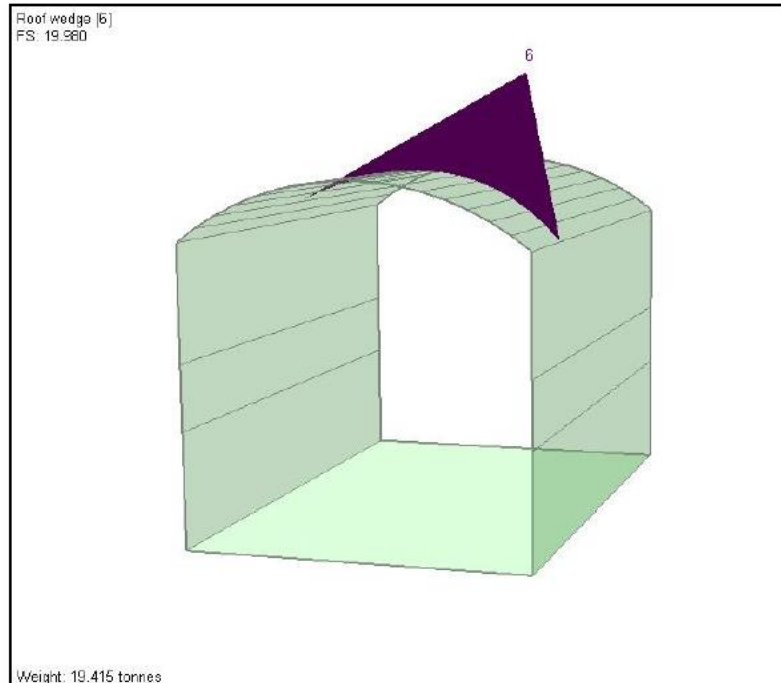
*Vista de cuña formada para una sección de 8 x 8 m, con dirección de avance Norte. Factor de seguridad 6.146, sostenimiento con pernos puntuales*



**Figura 40**

*Vista de cuña formada para una sección de 8 x 8 m, con dirección de avance*

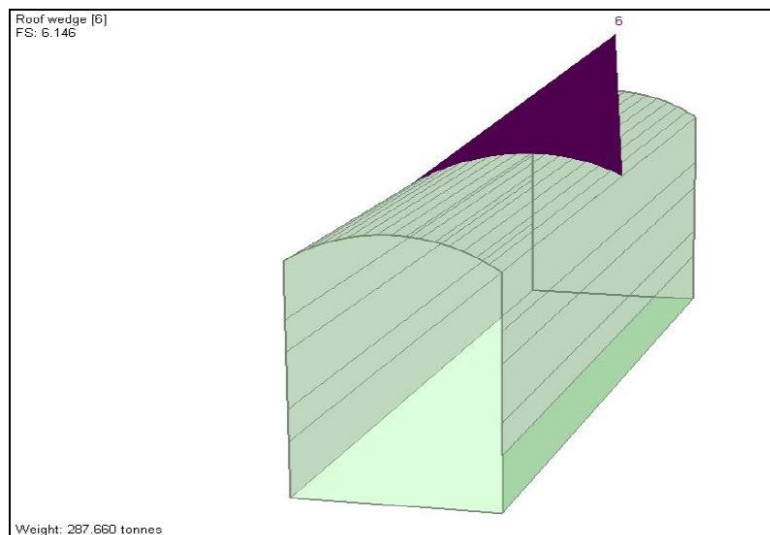
*Este. Factor de seguridad 19.98, sostenimiento con pernos puntuales*



**Figura 41**

*Vista de cuña formada para una sección de 9 x 12 m, con dirección de avance*

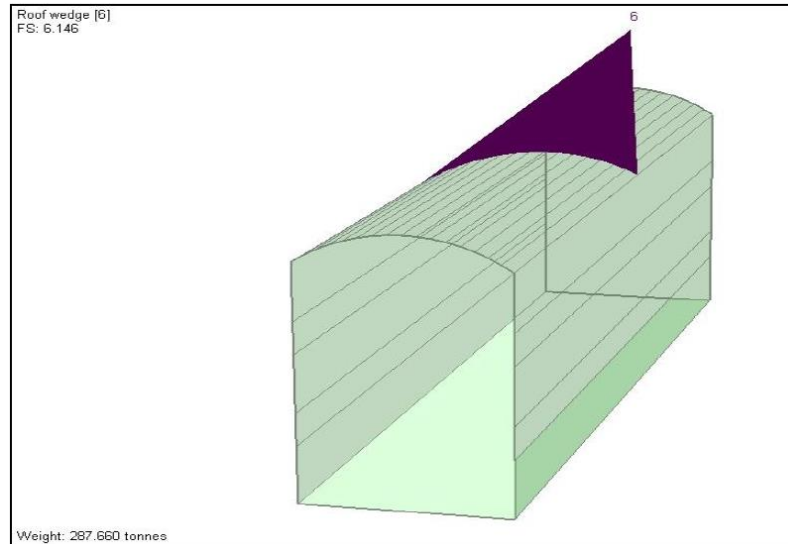
*Norte. Factor de seguridad 6.146, sostenimiento con pernos puntuales*



**Figura 42**

*Vista de cuña formada para una sección de 9 x 12 m, con dirección de avance*

*Este. Factor de seguridad 19.98, sostenimiento con pernos puntuales*

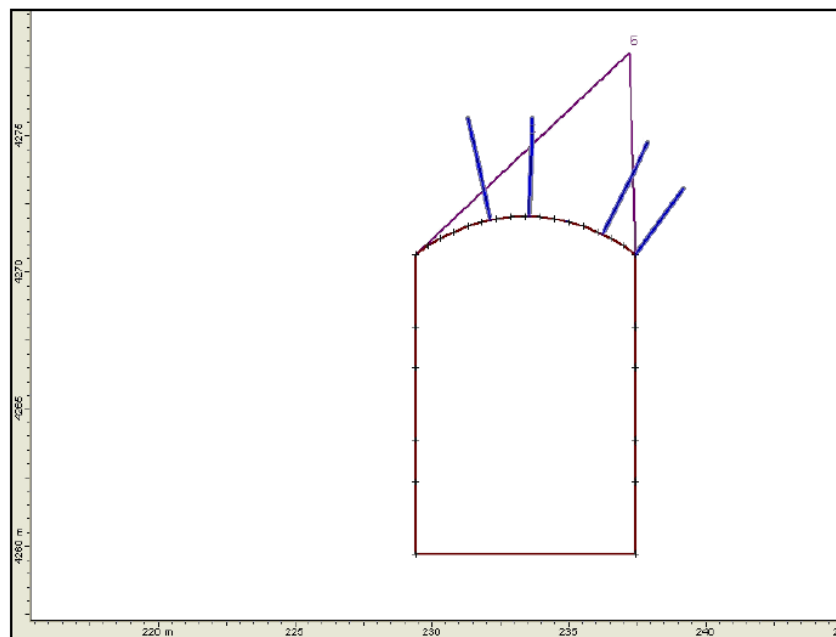


**Figura 43**

*Vista de cuña sostenida con pernos helicoidales de 3.0 m de longitud, formada*

*para una sección de 9 x 12 m, con dirección de avance Norte. Factor de*

*seguridad 6.9*



Se determino el sistema de sostenimiento y autoaporte de las labores de avance para secciones de 4x4 metros en función de esquema geomecánico propuesto por Bieniawski (RMR<sub>89</sub>). A continuación, se muestra el detalle respectivo.

**Tabla 25**

*Categorías de sostenimiento para labores de 4 m x 4 m de sección.*

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	R.M.R.	ALGUNAS CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACION	TIEMPO DE AUTOSORTE
BUENA	II		> 61	Roca muy dura, levemente fracturada	Sin soporte	> a 2 meses
REGULAR "A"	III-A		51-60	Roca dura, levemente fracturada, sana o ligeramente intemperizada, húmeda o mojada	Fermos Hydrabolt de 8 pies puntuales de ser requeridos	2 meses
REGULAR "B"	III - B		41 - 50	Roca medianamente dura, moderadamente fracturada, con presencia de algunas fallas menores, ligeramente a moderadamente intemperizada, ligeros goteos.	Fermos hydrabolt sistematicos de 7 pies de longitud en la bóveda espaciados de 1.3 a 1.5 metros. Si el terreno lo requiere se puede utilizar malla tejida, cuando hay presencia de bloques rocosos pequeños. . Alternativamente se puede usar una capa de shotcrete de 2"	2 semanas
MALA "A"	IV - A		31 -40	Roca suave, fracturada, con algunas fallas panizadas, moderadamente intemperizada, con goteo en fracturas y fallas.	Fermos Hydrabolt sistematicos de 7 pies de longitud en la bóveda espaciados de 1.0 a 1.2 metro + una capa de shotcrete de 2" de espesor.	4 días
MALA "B"	IV - B		21 - 30	Roca muy suave, muy fracturada, fallada, panizada, arcillosa, muy intemperizada con goteos o ligeros flujos de agua	Fermos Hydrabolt sistematicos de 10 pies de longitud en bóveda y 7 pies en hastiales, espaciados cada 1 metros + una capa de shotcrete de 3" de espesor + Arcos Noruegos espaciados de 1.0 a 1.5 metro.	Inmediato
MUY MALA	V		< 21	Roca muy suave, intensamente fracturada, descompuesta, con presencia de arcillas, con goteos y flujos de agua.	Cerchas Tipo Omega espaciadas a 0.8 metros + una capa de shotcrete de espesor variable. De ser necesario (derrumbes) utilizar cerchas y marchavantes.	Inmediato

## CONCLUSIONES

1. A partir de la evaluación llevada a cabo se puede concluir la factibilidad de implementar un minado por el método "Tajeo por Subniveles con Pilares Corridos" con un ancho de 10 metros en los blocks 9303, 9478 y 9847, además de cámaras con 10 metros de ancho, y en el caso block 9368 los pilares corridos deben tener 8 metros de ancho y cámaras con 7 metros. Debido a que existe labores antiguas en los sectores superiores y se tiene que respetar el eje de los pilares al minar la base inferior.
2. Al evaluar las condiciones de estabilidad que ofrece el "Método Convencional de Cámaras y Pilares", "Método Gráfico de Estabilidad" y "Métodos Numéricos" se puede concluir que en el primer caso el resultado es conservador, en cambio el método numérico ofrece bajos factores de seguridad por lo cual no resulta factible para este método incrementar las dimensiones de las cámaras y pilares. Sin embargo, al combinar el segundo y tercer método se puede concluir que los diseños ofrecen las adecuadas condiciones de seguridad y estabilidad.
3. A partir de la evaluación estereográfica se concluyó que se tienen a nivel estructural tres sistemas de discontinuidades principales:
  - Sistema 1:  $N9^{\circ} W / 11^{\circ} NE$
  - Sistema 2:  $N8^{\circ} W / 80^{\circ} NE$ .
  - Sistema 3:  $N87^{\circ} E / 82^{\circ} NW$
4. A partir de los arreglos estructurales que se evaluaron en distintas zonas, se puede concluir que presentan características semejantes y porcentaje de variación del +- 10% en el área de interés debido a que se realizó un compósito de la totalidad la información estructural levantada. Después de evaluar esta información se puede concluir que la orientación del eje del minado debe ser N-S y/o viceversa.
5. A partir de zonificación geomecánica de las estructuras mineralizadas y cuerpos de rocas adyacentes se observa la existencia de cuerpos rocosos del tipo RMR89:

- ZONAS MINERALIZADAS: en los Blocks 9303, RMR: 41 - 50, 9368 RMR: 51 – 60, 9478 RMR: 55- 60, y 9847 RMR: 51 -60.
  - CALIZA: En los Blocks 9303, 9368, 9478, 9847, estas tienen una característica en común la presentar un valor de RMR entre “45 -50” para rocas IIIB.
  - MARGAS CON LIMOARCILLITAS: En los Blocks 9303, 9368, 9478, 9867, los que muestran las margas con presencia de limoarcillitas y se caracterizan por presentar un RMR entre 35 -40.
  - VULCANOCLASTICOS: En los Blocks 9303, 9368, 9478, 9867, se pueden observar este tipo de material que se caracteriza por tener un RMR entre 35 - 40.
  - DACITAS: Estos cuerpos se encuentran en el sector “Este” de la zona mineralizada, presentan una alteración alta cuando entran hacia contacto con las calizas, presenta una característica de RMR “38 – 42” (rocas IVA y IIIB).
6. A partir de parámetros de N' y S que se obtuvieron, y teniendo en cuenta un diseño al borde del sector de transición que (no cuenta con sostenimiento) se dimensionaron los tajeos en los distintos bloques mineralizados y se obtuvieron las dimensiones siguientes:
- Block 9303: Cámaras con ancho de 10 metros, pilares corridos con ancho de 19 metros, tajeo con altura de 30 metros y largo de 19 metros.
  - Block 9368: Cámaras con ancho de 7 metros, pilares corridos con ancho de 8 metros, tajeo con altura de 20 metros y largo de 30 metros.
  - Block 9478: Cámaras con ancho de 10 metros, pilares corridos con ancho de 10 metros, tajeo con altura de 19 metros y largo de 40 metros.
  - Block 9847: Cámaras con ancho de 10 metros, pilares corridos con ancho de 10 metros, tajeo con altura de 20 metros y largo de 36 metros.

7. A partir de parámetros de N' y S que se obtuvieron, y teniendo en cuenta un diseño al borde de la zona estable (con sostenimiento) se dimensionaron los tajeos en los distintos bloques mineralizados y se obtuvieron las dimensiones siguientes:
- Block 9303: Cámaras con ancho de 10 metros, pilares corridos con ancho de 10 metros, tajeo con altura de 30 metros y largo de 30 metros.
  - Block 9368: Cámaras con ancho de 7 metros, pilares corridos con ancho de 8 metros, tajeo con altura de 20 metros y largo de 51 metros.
  - Block 9478: Cámaras con ancho de 10 metros, pilares corridos con ancho de 10 metros, tajeo con altura de 19 metros y largo de 53 metros.
  - Block 9847: Cámaras con ancho de 10 metros, pilares corridos con ancho de 10 metros, tajeo con altura de 20 metros y largo de 47 metros.



## **RECOMENDACIONES**

1. En una etapa posterior se deben ejecutar evaluaciones complementarias destinadas a recuperar los pilares mediante la implementación de un sistema adecuado de relleno.
2. Se debe realizar buenas prácticas de voladura por lo que se recomienda aplicar las técnicas adecuadas que minimicen el daño que éstas puedan producir al macizo rocoso.
3. Se recomienda cumplir y respetar el dimensionamiento de los tajeos mineralizados obtenidos en base a los parámetros  $N'$  y  $S$  cuando se usa sostenimiento y sin sostenimiento.

## BIBLIOGRAFÍA

- AENOR (Asociación Española de normalización y certificación). (2008). *Indicadores de gestión minera sostenible*. Madrid España.
- ARANA, V. (2019). *“MEJORA CONTINUA EN EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PROYECTO SHOUGANG, PARA LA MEJORA DE LA FRAGMENTACIÓN- DESARROLLO SECTOR ESTE MINA 11, 14 Y 19”*. [tesis de licenciamiento Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa] repositorio institucional Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa, Perú.
- ATLAS COPCO. (2012). *Lineas de perforación Magnum SR35*.
- Baena, G. (2014). *Metodología de la investigación*. Grupo Editorial Patria.
- BERNAL, C. (2010). *Metodología de la investigación, tercera edición*. Pearson Educación de Colombia Ltda.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. DEPARTAMENTO DE EXPLOTACIÓN DE RECURSOS MINERALES Y OBRAS SUBTERRÁNEAS, Universidad Politécnica de Madrid.
- BERROSPI, V. (2019). *Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. minera Volcan S.A.A.* [tesis de licenciamiento Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion] repositorio institucional Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion, Cerro de Pasco, Perú.
- CALDERON, M. (2015). *“OPTIMIZACIÓN DE LAS PRÁCTICAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL AVANCE Y PRODUCCIÓN DE LA MINERÍA DE MEDIANA ESCALA (UNIDAD MINERA MACDESA)”*. [tesis de licenciamiento Universidad Nacional del Centro del Perú] repositorio institucional Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú.
- CASTRO, ROSADO, O. (2023). *Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa María*.

[tesis de licenciamiento Universidad Continental] repositorio institucional  
Universidad Continental, Huancayo, Peru.

Ccahuana, J. (2022). *“CONTROL GRANULOMETRICO UTILIZANDO EL MODELO DE PREDICCION DE KUZ RAM PARA REDUCIR LA FRAGMENTACION Y LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA COMPAÑÍA MINERA MINSUR U.M SAN RAFAEL-PUNO”*. [tesis de licenciamiento Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Cusco Peru.

CEPAL, NACIONES UNIDAS . (2006). *Indicadores de desempeño en el sector publico*.  
Republica Dominicana .

ENAEX. (s.f.). *Manual de tronadura ENAEX S.A*. ENAEX, Gerencia tecnica.

EXSA. (s.f.). *Manual practico de voladura, 4ta edicion*. exsa.

Hernandez ; Fernandez; Baptista, R. (2014). *Metodologia de la investigacion, sexta edicion*. McGRAW-HILL / INTERAMERICANA EDITORES, S.A. DE C.V.

IDONE, TINTA. (2022). *“Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de operaciones en la unidad minera Las Bravas, Ica II”*.  
[Tesis de licenciamiento Universidad Tecnologica del Peru] repositorio  
institucional Universidad Tecnologica del Peru, Arequipa, Peru.

INSTITUTO GEOLOGICO Y MINERO DE ESPAÑA . (1990). *Mecanica de rocas aplicada a la mineria metalica subterranea*.

Instituto Geologico y Minero de España. (1987). *Manual de perforacion y voladura de rocas*. Instituto Geologico y Minero de España.

LOPEZ JIMENO, C. (1987). *MANUAL DE PERFORACION Y VOLADURA*. (I. G. España, Ed.)

MINISTERIO DE ENERGIA Y MINAS (MEM). (2017). *Reglamento de seguridad y salud ocupacional en mineria* , D.S. N° 024-2016-EM, MODIFICADO POR D.S. N° 023-2017-EM.

Ministerio de Energia Y Minas MEM - D.S. 024 - 2016. (2016). *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*.

OSINERGMIN,. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.* (O. S. OSINERGMIN, Ed.)

OTRILLA, ROMERO, G. (2018). *“MEJORA EN LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA OPTIMIZAR COSTOS OPERACIONALES EN LA COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A. - UNIDAD PALLCA”.* [tesis de licenciamiento Universidad Privada del Norte] repositorio institucional Universidad Privada del Norte, Cajamarca, Peru.

SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA PETROLEO Y ENERGIA. (2004). *Manual de geomecanica aplicada a la prevencion de accidentes por caída de rocas.*

## **ANEXOS**

## Anexo A

### Instrumentos de recolección de datos

#### Zonificación geomecánica del yacimiento Marcapunta Norte

UBICACIÓN	RMR Básico	CALIDAD	ALTERACION
<b>BLOCK 9303</b>			
Mineral	50	REGULAR IIIB	silz
Caliza	50	REGULAR IIIB	silz
M. Limarc	40	MALA IVA	LIMn - Arg
Vulcanoclastico	40	MALA IVA	Arg - silz
<b>BLOCK 9368</b>			
Mineral	55	REGULAR IIIA	silz
Caliza	50	REGULAR IIIB	silz
M. Limarc	40	MALA IVA	LIMn - Arg
Vulcanoclastico	40	MALA IVA	Arg - silz
<b>BLOCK 9478</b>			
Mineral	58	BUENA II	silz
Caliza	50	REGULAR IIIB	silz
M. Limarc	40	MALA IVA	LIMn - Arg
Vulcanoclastico	40	MALA IVA	Arg - silz
<b>BLOCK 9847</b>			
Mineral	55	REGULAR IIIA	silz
Caliza	50	REGULAR IIIB	silz
M. Limarc	40	MALA IVA	LIMn - Arg
Vulcanoclastico	40	MALA IVA	Arg - silz

**Valores de Q' por Bloques**

Zona	RMR	Q'
BLOQUE 9303	50	1.95
BLOQUE 9368	55	3.39
BLOQUE 9478	58	4.74
BLOQUE 9847	55	3.39

**Valores del Factor A por bloques y superficie de análisis**

Bloque / Zona	Resistencia Roca Intacta $\sigma_c$ (MPa)	Esfuerzo Máximo $\sigma_1$ (MPa)	Relación $\sigma_c/\sigma_1$	A
BLOQUE SUR 9303				
PARED ESTE (DCEF)	80	2.58	31.07	1
PARED OESTE (ABHG)	80	2.58	31.07	1
TECHO (ABCD)	80	3.35	23.88	1
BLOQUE SUR 9368				
PARED ESTE (DCEF)	100	2.58	38.83	1
PARED OESTE (ABHG)	100	2.58	38.83	1
TECHO (ABCD)	100	3.35	29.87	1
BLOQUE SUR 9478				
PARED ESTE (DCEF)	100	2.58	38.83	1
PARED OESTE (ABHG)	100	2.58	38.83	1
TECHO (ABCD)	100	3.35	29.87	1
BLOQUE SUR 9847				
PARED ESTE (DCEF)	90	2.58	34.95	1
PARED OESTE (ABHG)	90	2.58	34.95	1
TECHO (ABCD)	90	3.35	26.88	1

### Valores del Factor B por bloques y superficie de Análisis

SUPERFICIE DE ANALISIS	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Rumbo Tajeo	Buzamiento Taje	Diferencia Rumbo (+/- 10°)	Diferencia Buzamiento (+/- 10°)	Factor B
	N9°W/11°NE	N8°W/80°NE	N87°E/82°NW					
BLOQUE SUR 9303								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0°	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR 9368								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0°	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR 9478								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0°	0°	0	0	0.3
BLOQUE SUR 9847								
PARED ESTE (DCFE)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
PARED OESTE (ABGH)		X		Norte 0°	90°	0	0	0.3
TECHO (ABCD)	X			Norte 0°	0°	0	0	0.3

### Valores del Factor C por bloques y superficie de análisis

SUPERFICIE DE ANALISIS	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Tipo de Modo de Falla	Factor C
	N9°W/11°NE	N8°W/80°NE	N87°E/82°NW		
BLOQUE SUR 9303					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
BLOQUE SUR 9368					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
BLOQUE SUR 9478					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2
BLOQUE SUR 9847					
PARED ESTE (DCFE)		X		Gravedad	8
PARED OESTE (ABGH)		X		Deslizamiento	3
TECHO (ABCD)	X			Gravedad	2



### Cálculo del Número de Estabilidad N' para cada block y superficie de análisis

Superficie Análisis	Q'	A	B	C	N'	S
BLOQUE SUR 9303						
PARED ESTE (DCEF)	1.95	1.0	0.3	8.0	4.7	4.5
PARED OESTE (ABHG)	1.95	1.0	0.3	3.0	1.8	3.5
TECHO (ABCD)	1.95	1.0	0.3	2.0	1.2	3.0
BLOQUE SUR 9368						
PARED ESTE (DCEF)	3.39	1.0	0.3	8.0	8.1	5.5
PARED OESTE (ABHG)	3.39	1.0	0.3	3.0	3.1	4.0
TECHO (ABCD)	3.39	1.0	0.3	2.0	2.0	3.4
BLOQUE SUR 9478						
PARED ESTE (DCEF)	4.74	1.0	0.3	8.0	11.4	6.2
PARED OESTE (ABHG)	4.74	1.0	0.3	3.0	4.3	4.2
TECHO (ABCD)	4.74	1.0	0.3	2.0	2.8	3.8
BLOQUE SUR 9847						
PARED ESTE (DCEF)	3.39	1.0	0.3	8.0	8.1	5.5
PARED OESTE (ABHG)	3.39	1.0	0.3	3.0	3.1	4.0
TECHO (ABCD)	3.39	1.0	0.3	2.0	2.0	3.8

### Cálculo de las longitudes de tajeos con diferentes Radios Hidráulicos y por zonas de estabilidad

BLOQUE	Valores de N' y Dimensiones del Tajeo Propuesto			Zona estable sin Sostenimiento		Zona en Transición		Estable con Sostenimiento	
	N'	Alto Tajeo	Ancho Tajeo	S	Longitud Tajeo	S	Longitud Tajeo	S	Longitud Tajeo
BLOQUE SUR 9303									
PARED ESTE (DCEF)	4.7	30		4.5	12.9	6.5	23	8.6	40
PARED OESTE (ABHG)	1.8	30		3.5	9.1	5.9	19	7.5	30
TECHO (ABCD)	1.2		10	3.0	15.0	4.5	90		
BLOQUE SUR 9368									
PARED ESTE (DCEF)	8.1	20		5.5	24.4	8.0	80	9.0	180
PARED OESTE (ABHG)	3.1	20		4.0	13.3	6.0	30	7.2	51
TECHO (ABCD)	2.0		7	3.4	238.0	3.4	238		
BLOQUE SUR 9478									
PARED ESTE (DCEF)	11.4	19		6.2	35.7	8.5	162	9.0	342
PARED OESTE (ABHG)	4.3	19		4.2	15.1	6.5	40	7.0	53
TECHO (ABCD)	2.8		10	3.8	31.7	4.9	490		
BLOQUE SUR 9847									
PARED ESTE (DCEF)	8.1	20		5.5	24.4	8.4	105	9.0	180
PARED OESTE (ABHG)	3.1	20		4.0	13.3	6.4	36	7.0	47
TECHO (ABCD)	2.0		10	3.8	31.7	4.9	490		

### Dimensiones propuestas de los tajeos

Zona	Altura Tajeo (m)	Ancho de Cámara (m)	Ancho de Pilar (m)	Altura Pilar Puente (m)
BLOQUE 9303	30	10	10	-
BLOQUE 9368	20	7	8	-
BLOQUE 9478	19	10	10	6
BLOQUE 9847	20	10	10	6

## Anexo B

### Matriz de Consistencia

Título: "MINADO MASIVO POR SUB NIVELES EN LA ZONA DE MARCA PUNTA NORTE EN COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA – UNIDAD EL BROCAL, COLQUIJIRCA."				
PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
<p>¿Qué características geomecánicas presenta la estructura mineralizada y la masa rocosa, en el minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, ¿Colquijirca?</p> <p>2.3.2 Problemas específicos Problema específico a. ¿Qué tipo de estabilidad presentan los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal Colquijirca?</p> <p>Problema específico b. ¿Cuáles deben ser los dimensionamientos de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal Colquijirca?</p>	<p>2.4.1 Objetivo general Determinar las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada y la masa rocosa, en el minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca</p> <p>2.4.2 Objetivos específicos Objetivo específico a. Determinar el tipo de estabilidad de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca</p> <p>Objetivo específico b. Determinar los dimensionamientos de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca</p>	<p>3.3.1 Hipótesis General Al determinar las características geomecánicas que presenta la estructura mineralizada y la masa rocosa, podremos mejorar la estabilidad del minado masivo por sub niveles en la zona de Marca punta Norte en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca</p> <p>3.3.2 Hipótesis específicas Hipótesis específica A El tipo de estabilidad de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, deben ser los más adecuados para permitir las condiciones satisfactorias de estabilidad en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca</p> <p>Hipótesis específica B Para los dimensionamientos de los tajeos del cuerpo mineralizado Marca Punta Norte, se debe tomar en cuenta los menores valores hallados del número de estabilidad y radio hidráulico, en el minado masivo por sub niveles en Compañía de Minas Buenaventura – Unidad El Brocal, Colquijirca</p>	<p>3.4.1 Variables para la hipótesis general Características geomecánicas Mejora de la estabilidad del minado masivo</p> <p>3.4.2 Variables para la hipótesis específicas Variable para la hipótesis específica A Estabilidad de los tajeos Condiciones satisfactorias de minado masivo</p> <p>Variable para la hipótesis específica B Dimensionamiento de los tajeos</p> <p>Numero de estabilidad</p> <p>Radio hidráulico</p>	<p>-Tipo de I. APLICADA</p> <p>-Nivel de I descriptivo, explicativo</p> <p>-Metodo de I. metodo científico, apoyado con los métodos deductivo, analítico</p> <p>-Diseño de I. no experimental transversal</p> <p>-Muestra de I. blocks 9303, 9478, 9847 y 9368</p>