



**UNIVERSIDAD DE TALCA  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
ESCUELA DE INGENIERÍA CIVIL DE MINAS**

**ESTUDIO DE ESTABILIDAD NIVEL 10, MINA SUBTERRÁNEA LA FLOR,  
DISTRITO DE CHANCÓN**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS**

**PROFESOR GUÍA: CLAUDIO MARTÍNEZ ESPINOZA**

**MATIAS GILBERTO URZÚA GALLARDO**

**CURICÓ – CHILE  
2018**

## CONSTANCIA

La Dirección del Sistema de Bibliotecas a través de su encargado Biblioteca Campus Curicó certifica que el autor del siguiente trabajo de titulación ha firmado su autorización para la reproducción en forma total o parcial e ilimitada del mismo.



UNIVERSIDAD DE TALCA  
DIRECCIÓN  
SISTEMA DE BIBLIOTECAS



SISTEMA DE BIBLIOTECAS  
UNIVERSIDAD DE TALCA  
CURICÓ

Curicó, 2020

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradecer a SEREMI de Minería de la Región de O'Higgins por darme la oportunidad de realizar este trabajo de memoria como un apoyo a la pequeña minería en conjunto con la Escuela de Ingeniería Civil de Minas de la Universidad de Talca.

A mis padres, Aquiles y Mónica, por el amor que me han dado, por la incondicionalidad, por la entrega, por el sacrificio y por enseñarme a disfrutar del viaje de la vida. Gracias por la oportunidad que me brindaron, por enseñarme a confrontar la vida, que a pesar de estar lejos de casa el calor del amor jamás lo sentí ausente.

A mis hermanos, Yosser, Catalina, Sofía, que siempre estuvieron con una palabra de aliento, con sonrisas, preocupación e incondicionalidad.

A mis abuelos, por el apoyo y preocupación que han tenido por mí y mis estudios. Su apoyo me levantó cuando más le necesité. Mi máximo amor para ustedes.

A Polette, por apoyarme, entenderme, cuidarme, darme su tiempo y dedicación.

A las personas increíbles que conocí durante mi vida universitaria: Elías, Pancho, Tobar, entre otros. Gracias por su amistad, confianza, noches de estudio y alegrías.

A mi profesor guía Claudio Martínez, gracias por la confianza, oportunidades, tiempo dedicado y el constante aprendizaje que significa trabajar con usted.

*A Dios,  
mis padres y hermanos  
abuelos  
Para ustedes, con amor.*

## RESUMEN

El siguiente informe describe la evaluación geomecánica realizada al Nivel 10 de Mina La Flor, perteneciente al Distrito de Chancón en la Región del Libertador Bernardo O'Higgins. El análisis contempla la caracterización del macizo rocoso junto con el desarrollo del cálculo de estabilidad del Nivel 10.

El desarrollo de este trabajo consideró un mapeo geotécnico y estructural llevado a cabo in situ. En el mapeo geotécnico se midieron parámetros para definir la calidad del macizo rocoso a través del método de clasificación *Rock Mass Rating* propuesto por Bieniawski en su versión de 1989, por el cual se determinó que las unidades geotécnicas de caja y veta presentan una clasificación de roca de mediana calidad. A través del índice  $RMR_{89}$  obtenido se infirió el valor de los índices GSI de Hoek (1995) y Q de Barton (1974) para cada unidad geotécnica definida. La siguiente tabla resume los valores de la caracterización geotécnica:

Unidad Geotécnica	Promedio $RMR_{89}$	Promedio GSI	Promedio Q'
Caja	54.0	49.0	3.0
Veta	47.3	42.3	1.4

La evaluación de estabilidad a través de la metodología empírica se realizó mediante el método gráfico de estabilidad de Mathews et al., (1981) para el dimensionamiento de los caserones y para la estabilidad de los pilares verticales se aplicó el método gráfico de Lunder y Pakalnis (1997). Además, para el análisis del pilar de corona, se utilizó el método de pilar escalado de Golder Associates (1990).

El dimensionamiento de los caserones mediante el método empírico consideró una diferencia topográfica en su análisis el cual generó un total de diecisiete caserones con corrida variable: cinco caserones de 8 m, tres caserones de 10 m, tres caserones de 12 m, dos caserones de 14 m, un caserón de 16 m y tres caserones de 18 m.

La evaluación de estabilidad de los pilares verticales (*Rib pillar*) determinó dieciséis pilares para sostener a los diecisiete caserones. El análisis por la metodología determinó que todos los pilares diseñados para las propiedades del macizo rocoso se encontraban en zona estable, con un valor promedio para el Factor de Seguridad SFA de 2.15.

El análisis del pilar de corona (*Crown pillar*) mediante *Scaled Span* determinó que el Factor de Seguridad SFA del pilar va desde 9 hasta 10 por lo que el *crown pillar* de Mina La Flor no presentaría riesgos de fallas desde la mirada empírica.

El modelamiento numérico desarrollado a través del software Map3D, se realiza mediante el diseño que fue obtenido gracias a la información entregada por SEREMI sobre la topografía de los niveles y rampa de la mina. El modelo subterráneo fue desarrollado en el software minero Minesight para luego ser analizado en Map3D. Al modelo numérico se le asignan los valores de las propiedades de resistencia y elasticidad de la unidad geotécnica correspondiente a la veta. El modelo de esfuerzos in situ considera una relación de esfuerzos horizontales y verticales como  $K_{\text{TRANSVERSAL}} = 1.3$  y  $K_{\text{LONGITUDINAL}} = 1.3$  debido a la orientación que presentan la veta, mientras que el esfuerzo vertical es considerado con un gradiente de  $-0.027$  MPa/m.

Los resultados del modelamiento se analizan en base al criterio de falla de Hoek-Brown evaluando los esfuerzos principales para las excavaciones y pilares. Además, se evalúa el Factor de Seguridad para pilares. El modelo determinó, que los pilares del Nivel 10 no presentan condiciones de inestabilidad con un promedio del SFA de 2.00, mientras que el *sill pillar* entre el Nivel 10 y el nivel superior presenta un promedio de 3.34 para el SF, presentando una zona crítica con un valor del Factor de Seguridad SFA de 1.35.

## ABSTRACT

The following report describes the geomechanical evaluation carried out at Nivel 10 of Mina La Flor, belonging to the Chancón District in the Region of Libertador Bernardo O'Higgins. The analysis includes the characterization of the rock mass together with the development of the stability calculation of Nivel 10.

The development of this work considered a geotechnical and structural mapping carried out in situ. In the geotechnical mapping, parameters were measured to define the quality of the rock mass through the Rock Mass Rating method proposed by Bieniawski in its 1989 version, which determined that the geotechnical units of caja y veta have a rock classification of medium quality. Through the RMR89 obtained, the value of the GSI indexes of Hoek (1995) and Q of Barton (1974) were inferred for each defined geotechnical unit. The following table summarizes the values of the geotechnical characterization:

Geotechnical unit	Average RMR <sub>89</sub>	Average GSI	Average Q'
Caja	54.0	49.0	3.0
Veta	47.3	42.3	1.4

The stability evaluation through the empirical methodology was carried out using Mathews' graphical stability method (1981) for the sizing of the stopes and for the stability of the vertical pillars the graphic method of Lunder and Pakalnis (1997) was applied. In addition, for the analysis of the crown pillar, the Scaled Span method of Golder Associates (1990) was used.

The sizing of the stopes through the empirical method determined seventeen stopes with variable geometry: five stopes of 8 m, three stopes of 10 m, three stopes of 12 m, two stopes of 14 m, one stopes of 16 m and three stopes of 18 m.

The evaluation of the stability of the vertical pillars determined sixteen pillars for the excavation. The methodology determined that all the pillars designed for the properties of the rock mass were in a stable zone, with an average value for the SF of 2.15.

The analysis of the crown pillar by means of Scaled Span determined that the safety factor of the pillar goes from 9 to 10 so the crown pillar of Mina La Flor would not present faults from the empirical view.

The numerical modeling in Map3D is done through the design that was built for this memory work which was obtained thanks to the information provided by SEREMI on the topography of the levels and ramp of the mine. The underground model was developed in the Minesight mining software to be later analyzed in Map3D. The numerical model is assigned the values of the resistance and elasticity properties of the geotechnical unit corresponding to the vein. The in-situ stress model was considered as  $K_{\text{TRANSVERSE}} = 1.3$  and  $K_{\text{LENGTHWISE}} = 1.3$  due to the orientation of the vein, while the vertical stress is considered with a gradient of  $-0.027$  MPa/m.

The modeling results are analyzed based on the Hoek-Brown failure criterion, evaluating the main efforts for the excavations and pillars. In addition, the SFA for pillars is evaluated. The model determined that the pillars of Nivel 10 do not present instability conditions with an SFA average of 2.00, while the sill pillar between Nivel 10 and the upper level presents an average of 3.34 for the SF, presenting a critical area with an SF value = 1.35.



# TABLA DE CONTENIDO

<b>AGRADECIMIENTOS .....</b>	<b>I</b>
<b>RESUMEN.....</b>	<b>III</b>
<b>ABSTRACT .....</b>	<b>V</b>
<b>CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN.....</b>	<b>1</b>
1.1 INTRODUCCIÓN .....	1
1.2 OBJETIVOS .....	2
1.2.1 OBJETIVO GENERAL.....	2
1.2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS .....	2
1.3 ALCANCES.....	3
1.4 METODOLOGÍA .....	3
1.5 RESULTADOS ESPERADOS .....	5
<b>CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES GENERALES.....</b>	<b>6</b>
2.1 MARCO GEOLÓGICO .....	6
2.2 UBICACIÓN.....	7
<b>CAPÍTULO 3. MARCO CONCEPTUAL .....</b>	<b>8</b>
3.1 MAPEO GEOTÉCNICO.....	8
3.2 CLASIFICACIÓN ROCK QUALITY DESIGNATION.....	8
3.3 CLASIFICACIÓN Q DE BARTON.....	9
3.4 CLASIFICACIÓN ROCK MASS RATING .....	10
3.5 MÉTODO GRÁFICO DE MATHEWS.....	11
3.6 MÉTODO GRÁFICO DE LUNDER Y PAKALNIS.....	15
3.7 MODELAMIENTO NUMÉRICO .....	17
3.7.1 METODOLOGÍA DEL MODELAMIENTO.....	19
<b>CAPÍTULO 4. ENSAYOS DE LABORATORIO .....</b>	<b>20</b>
4.1 ENSAYO NO DESTRUCTIVO: DENSIDAD.....	20

4.2	ENSAYO DESTRUCTIVO: RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL	21
4.3	ENSAYO DESTRUCTIVO: RESISTENCIA A LA TRACCIÓN INDIRECTA, MÉTODO BRASILEÑO.	26

## **CAPÍTULO 5. MODELO GEOTÉCNICO .....30**

5.1	MAPEO DE ESTRUCTURAS	30
5.2	CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA	35
5.2.1	DEFINICIÓN DE UNIDADES GEOTÉCNICAS	35
5.2.2	CÁLCULO DE $RMR_{89}$	35
5.2.3	CÁLCULO DEL GSI	38
5.2.4	CÁLCULO $Q'$ DE BARTON	39
5.2.5	RESULTADOS MODELO GEOTÉCNICO	41

## **CAPÍTULO 6. EVALUACIÓN DE ESTABILIDAD DE CASERONES, MÉTODO EMPÍRICO .....42**

6.1	CASERONES NIVEL 10, MINA LA FLOR	42
6.2	MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD DE MATHEWS 1981	43
6.2.1	ÍNDICE $Q'$	43
6.2.2	FACTOR A	44
6.2.3	FACTOR B	48
6.2.4	FACTOR C	49
6.2.5	NÚMERO N DE ESTABILIDAD	50
6.2.6	CASERONES NIVEL 10	51

## **CAPÍTULO 7. EVALUACIÓN DE ESTABILIDAD DE LOZAS Y PILARES, MÉTODO EMPÍRICO .....54**

7.1	MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD DE LUNDER Y PAKALNIS 1997	54
7.2	DIMENSIONAMIENTO Y EVALUACIÓN DE PILARES	55
7.3	ANÁLISIS DE PILAR DE CORONA MEDIANTE SCALED SPAN, GOLDER ASSOCIATES (1990)	57

## **CAPÍTULO 8. MODELAMIENTO NUMÉRICO .....59**

8.1	GEOMETRÍA DEL MODELO	59
8.2	PROPIEDADES GEOMECAÑICAS DEL MODELO	60
8.3	ESTADOS DE ESFUERZOS PRE-MINERÍA	61

8.4	ETAPAS DEL MODELO .....	62
8.5	GRILLAS PARA RESULTADOS .....	63
8.6	RESULTADO Y ANÁLISIS DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO .....	64
8.6.1	ETAPA 1: RAMPAS Y GALERÍAS ACTUALES .....	64
8.6.2	ETAPA 2: CASERONES Y PILARES.....	67
8.6.3	ETAPA 3: EXTRACCIÓN DE PILARES MINEROS .....	70
 <b>CAPÍTULO 9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES .....</b>		<b>76</b>
 <b>CAPÍTULO 10. BIBLIOGRAFÍA.....</b>		<b>79</b>
 <b>ANEXO A: DATOS PARA CLASIFICACIÓN RMR<sub>89</sub> .....</b>		<b>A</b>
 <b>APÉNDICE A.....</b>		<b>C</b>
 <b>APÉNDICE B .....</b>		<b>O</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 2.1: Ubicación Mina La Flor, Distrito de Chancón .....	7
FIGURA 3.1: Gráfico de estabilidad de Mathews et al., (1981) .....	12
FIGURA 3.2: Gráfico de cálculo Factor A, Mathews et al., (1981) .....	13
FIGURA 3.3: Gráfico de cálculo Factor B, Mathews et al., (1981).....	14
FIGURA 3.4: Gráfico de cálculo Factor C, Mathews et al., (1981).....	14
FIGURA 3.5: Gráfico de estabilidad de pilares, Lunder y Pakalnis (1997) para un $K=44\%$ .....	17
FIGURA 3.6: Técnica de modelamiento numérico: elemento de borde .....	18
FIGURA 3.7: Criterio de falla de Hoek-Brown (2002) en esfuerzos principales .....	19
FIGURA 4.1: Probeta ensayada, Caja #1.....	22
FIGURA 4.2: Probeta ensayada, Veta #1 .....	23
FIGURA 4.3: Probeta ensayada, Veta #2 .....	24
FIGURA 4.4: Ensayo de tracción indirecta, método brasileño .....	26
FIGURA 4.5: Probeta ensayada, Caja #3.....	27
FIGURA 4.6: Probeta ensayada, Caja #4.....	28
FIGURA 5.1: Diagrama de polos de estructuras mapeadas, Dips 5.1.....	31
FIGURA 5.2: Diagrama de contornos o densidad de estructuras mapeadas. Dips 5.1.....	32
FIGURA 5.3: Diagrama de densidad corregido por Terzaghi (1965).Dips 5.1.....	33
FIGURA 5.4: Sets identificados para densidad corregida por Terzaghi (1965).Dips 5.1 ..	33
FIGURA 5.5: Orientación de sets definidos para Mina La Flor. Dips 5.1 .....	34
FIGURA 5.6: Clasificación geomecánica GSI .....	39
FIGURA 5.7: Clasificación Q de Barton (1974).....	40
FIGURA 6.1: Vista en planta galería Nivel 10 .....	42
FIGURA 6.2: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en techos y paredes de término, modificación de Stewart y Forsyth (1995).....	45
FIGURA 6.3: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en cajas, modificación de Stewart y Forsyth (1995) .....	45
FIGURA 6.4: Profundidad Nivel 10, Mina La Flor.....	46
FIGURA 6.5: Esfuerzo inducido en techo según profundidad.....	47
FIGURA 6.6: Esfuerzo inducido en paredes de caja según profundidad .....	47
FIGURA 6.7: Factor A, Nivel 10.....	48
FIGURA 6.8: Factor C. Nivel 10. Modificado de Mathews et al., (1981) .....	50
FIGURA 6.9: Corrida del caserón según la profundidad del sector.....	51
FIGURA 6.10: Caserones definidos mediante Mathews et al., (1981) .....	53
FIGURA 7.1: Esfuerzo vertical sobre pilares .....	55
FIGURA 7.2: Factor de Seguridad del pilar de corona mediante Scaled Span, Golder (1990) .....	58

FIGURA 8.1: Geometría del modelo obtenido de Minesight .....	59
FIGURA 8.2: Propiedades UG2. Map3D .....	60
FIGURA 8.3: Esfuerzos in situ en pre-minería. Map3D.....	61
FIGURA 8.4: Paso 1, condición actual. Map3D.....	62
FIGURA 8.5: Paso 2, diseño con caserones. Map3D .....	63
FIGURA 8.6: Grilla para resultados del modelo. Map3D .....	64
FIGURA 8.7: Esfuerzo principal mayor para la condición actual. Map3D .....	65
FIGURA 8.8: Esfuerzo principal menor para la condición actual. Map3D .....	66
FIGURA 8.9: Factor de Seguridad SFA para Nivel 10 etapa actual, corte transversal. Map3D .....	66
FIGURA 8.10: Esfuerzo principal mayor para pilares luego de la etapa 2. Map3D .....	67
FIGURA 8.11: Esfuerzo principal mayor para caserones luego de la etapa 2. Corte transversal. Map3D.....	68
FIGURA 8.12: Esfuerzo principal menor luego de la etapa 2 en pilares. Map3D .....	69
FIGURA 8.13: Esfuerzo principal menor luego de etapa 2. Corte transversal. Map3D ....	69
FIGURA 8.14: Factor de Seguridad SFA al final de la etapa 2. Map3D .....	70
FIGURA 8.15: Modelo optimizado, etapa 3. Map3D.....	71
FIGURA 8.16: Esfuerzo principal mayor en pilares para etapa 3. Map3D.....	71
FIGURA 8.17: Esfuerzo principal mayor en caserones para etapa 3. Corte transversal. Map3D.....	72
FIGURA 8.18: Esfuerzo principal menor para pilares en etapa 3. Map3D.....	73
FIGURA 8.19: Esfuerzo principal menor para caserones. Corte transversal. Map3D .....	73
FIGURA 8.20: Factor de Seguridad SFA para etapa 3. Map3D .....	74
FIGURA 8.21: Factor de Seguridad para sill pillar en etapa 3. Corte transversal. Map3D75	

## ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 3.1: Calidad de roca según sistema de clasificación RQD .....	9
TABLA 3.2: Calidad de roca para índice Q.....	10
TABLA 3.3: Calidad de roca según RMR .....	11
TABLA 4.1: Densidades para muestra de veta y caja, Mina La Flor.....	21
TABLA 4.2: Resultado ensayo de compresión uniaxial, Caja #1 .....	22
TABLA 4.3: Resultados ensayos de compresión uniaxial, Veta #1 .....	23
TABLA 4.4: Resultados ensayos de compresión uniaxial, Veta #2.....	24
TABLA 4.5: Resumen de resultados de compresión uniaxial, Mina La Flor .....	25
TABLA 4.6: Promedio UCS para veta y caja .....	25
TABLA 4.7: Resultados ensayos de tracción indirecta, Caja # 3.....	27
TABLA 4.8: Resultados ensayos de tracción indirecta, Caja #4.....	28
TABLA 4.9: Resumen ensayos de tracción indirecta, Nivel 10.....	29
TABLA 5.1: Orientación de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso, Nivel 10 .....	30
TABLA 5.2: Orientación de sets definidos.....	34
TABLA 5.3: Unidad geotécnica, Nivel 10.....	35
TABLA 5.4: Rating UCS para caja y veta.....	36
TABLA 5.5: Rating por RQD.....	36
TABLA 5.6: Rating espaciamento.....	37
TABLA 5.7: Rating condición de discontinuidades .....	37
TABLA 5.8: Rating agua.....	38
TABLA 5.9: Resumen de valores en el modelo geotécnico .....	41
TABLA 5.10: Clasificaciones geotécnicas por UG .....	41
TABLA 6.1: Orientación galería y caserones Nivel 10 .....	43
TABLA 6.2: Valores de K para Mina La Flor .....	44
TABLA 6.3: Factor B, Nivel 10 .....	48
TABLA 6.4: Ángulo caserón respecto plano horizontal .....	49
TABLA 6.5: Factor C para cada UG, Nivel 10.....	49
TABLA 6.6: Rango valor predictivo P .....	51
TABLA 6.7: Caserones definidos para Nivel 10 .....	52
TABLA 7.1: Factor de Seguridad de pilares definidos según Lunder y Pakalnis (1997) ..	56
TABLA 7.2: Parámetros pilar escalado .....	57
TABLA 9.1: Clasificaciones geotécnicas, Nivel 10.....	76



# **CAPÍTULO 1. INTRODUCCIÓN**

## **1.1 INTRODUCCIÓN**

El presente informe describe la evaluación geomecánica desarrollada para Mina La Flor perteneciente al Distrito de Chancón como un aporte realizado por el departamento de Ingeniería Civil de Minas de la Universidad de Talca a la pequeña minería de la Región del Libertador Bernardo O'Higgins a través de SEREMI de Minería de la VI Región.

La colaboración que se pretende entregar a la pequeña minería del sector es de gran ayuda considerando el alto costo que conlleva un estudio de esta magnitud donde se mezclan áreas de geología, geomecánica y minería.

El proyecto minero existente en Mina La Flor presenta un método de explotación no convencional consistente en extraer el mineral de forma longitudinal y vertical siguiendo la dirección de la veta. El método utilizado es ampliamente usado en la minería a pequeña escala y artesanal, el cual consiste en seguir la orientación de la veta a través de galerías que pasen por ella y así extraer el mineral. Mina La Flor cuenta como principal mineral de extracción el oro, el cual es procesado en plantas externas a la operación.

La finalidad del proyecto presentado corresponde a ampliar el área de producción existente en el Nivel 10 de la mina aumentando la excavación existente de manera vertical sin perjudicar la estabilidad del sector, para el estudio se consideran ensayos de laboratorio de mecánica de rocas realizados en la Facultad de Ingeniería de la Universidad de Talca, caracterización geomecánica, análisis de tipo empírico y modelamiento numérico de la estabilidad teniendo en cuenta la galería del nivel superior, guiado y supervisado por profesionales ingenieros y geólogos del departamento de Ingeniería en Minas de la Universidad de Talca.



## **1.2 OBJETIVOS**

### **1.2.1 Objetivo general**

Evaluar geomecánicamente la consecuencia de reducir el (los) pilare(s) desde la condición actual a un tamaño menor en el Nivel 10 de Mina La Flor considerando una previa caracterización geomecánica con el objeto de recuperar la mayor cantidad de mineral sin perjudicar la estabilidad del sector.

### **1.2.2 Objetivos específicos**

- Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso a través de ensayos de compresión uniaxial, ensayos de tracción indirecta, densidad y mapeo geotécnico.
- Estudiar la estabilidad del Nivel 10 mediante análisis empírico utilizando la metodología propuesta por Mathews et al., (1981) para dimensionamiento de caserones y Lunder y Pakalnis (1997) para estabilidad de pilares.
- Analizar mediante modelamiento numérico la estabilidad del Nivel 10 usando el software Map3D.

### 1.3 ALCANCES

Los alcances de este proyecto se basan en el cumplimiento de los objetivos propuestos para realizar el estudio, estos son:

- Los ensayos de laboratorio de mecánica de rocas se realizan en dependencias de la Universidad de Talca considerando colpas extraídas desde Mina La Flor y preparadas bajo normas y procedimientos propuestos por la *American Society of Testing Materials*.
- Se consideran valores generados de los mapeos geotécnico y estructural desarrollados para este estudio.
- La estabilidad empírica estudiada para el sector se realiza bajo metodologías propuestas para caserones y pilares. El dimensionamiento de caserones se desarrollará bajo el formato propuesto por Mathews et al., (1981), mientras que para pilares se utiliza lo planteado por Lunder y Pakalnis (1997).
- Por último, el análisis por modelamiento numérico del sector se realiza con el software Map3D apoyado por el software minero Minesight para diseñar y visualizar en tres dimensiones la mina.

### 1.4 METODOLOGÍA

La metodología para llevar a cabo el estudio considera un plan de trabajo que contemple los siguientes ítems:

- Revisión de antecedentes:

En esta primera etapa se incluye una revisión de toda la información que pueda aportar al estudio, la información relevante puede ser: geometría de la infraestructura, mediciones de esfuerzos, ensayos de laboratorio, mapeos

geotécnicos, modelos geológico - geotécnicos, secuencias de explotación, estudios anteriores, entre otros.

— Ensayos de laboratorio de mecánica de rocas:

Se consideran ensayos de resistencias a la compresión uniaxial (UCS), tracción indirecta y densidad con el fin de realizar una caracterización de la roca mineralizada y roca de caja del macizo rocoso. Los ensayos se realizarán en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad de Talca, Campus Curicó.

— Mapeo geomecánico y estructural:

Los mapeos se efectúan en el propio Nivel 10 con el fin de realizar clasificación geomecánica del macizo logrando identificar las unidades geológicas y familias de discontinuidades presentes. Se clasifica en torno a la clasificación RMR de Bieniawski (1989) y Q de Barton (1974). Los datos sobre discontinuidades son analizados en software Dips pertenecientes a la empresa Rocscience Inc.

— Análisis de estabilidad:

Con la información colectada en las etapas anteriores se analiza la estabilidad del Nivel 10 de la mina a través de dos líneas de estudio: métodos empíricos y modelamiento numérico. En relación con los métodos empíricos para la dimensión de la excavación se utiliza la metodología propuesta por Mathews et al., (1981) con ayuda de gráficos para determinar los esfuerzos inducidos en las paredes y para la evaluación de estabilidad de los pilares se utiliza el procedimiento desarrollado por Lunder y Pakalnis (1997) capaz de determinar el Factor de Seguridad del pilar. En relación con el modelamiento numérico se utiliza el software minero Minesight con la finalidad de modelar en tres dimensiones las galerías y rampa de acceso a la mina que posteriormente utiliza el software Map3D para evaluar la estabilidad de caserones y pilares.

## **1.5 RESULTADOS ESPERADOS**

Los resultados esperados del estudio consisten en determinar la caracterización del macizo rocoso a través de estudios en situ y en laboratorios. Además, se espera determinar la dimensión de pilares en rangos estables con la capacidad de auto soportarse. En conjunto con esto, se pretende determinar el dimensionamiento adecuado de caserones con la finalidad de extraer la mayor cantidad de mineral de la zona de producción. El dimensionamiento encontrado debe cumplir con la seguridad necesaria para mantener la labor subterránea estable y en rangos permisibles de trabajo asegurando al personal, equipos e instalaciones disponibles.

## CAPÍTULO 2. ANTECEDENTES GENERALES

### 2.1 MARCO GEOLÓGICO

El Distrito minero Chancón que está emplazado en el borde oriental de la Cordillera de la Costa presenta afloramientos de una secuencia estratigráfica de origen volcánico y volcano-clástico que se componen de lavas y rocas piroclásticas andesíticas y dacíticas que, según Díaz, 1986, están asociados a la Formación lo Valle. En la secuencia anterior se observan intrusivos de un plutón monzogranítico a tonalítico junto con stocks y diques dioríticos y riolíticos. La zona de la unidad volcánica inferior es cortada por intrusivos del plutón monzogranítico a tonalítico (Díaz, 1986).

Una datación K-Ar realizada en biotita a intrusivos dio una edad de  $83 \pm 2$  Ma, correspondiente a una edad Cretácico Superior. (Díaz, 1986).

La mineralización metálica consiste en minerales de oro y plata, además se observa la ocurrencia de pirita, arsenopirita y calcopirita. En algunas vetas se observa bornita, calcosina, galena y blenda. Las dimensiones de las estructuras mineralizadas son variables. La potencia varía de 0,1 a 10 m con un promedio de 1.5 m. la corrida va desde 40 a 550 m, en promedio es 275 m y la profundidad identificada hasta el momento es de 186 m (Díaz, 1986).

La mineralización de la zona se puede dividir en cuatro zonas que componen una mineralización supérgena de estilo vertical (Poblete, 2008):

- I. Zona superior lixiviada: con una profundidad desconocida y compuesta de cuarzo sacaroidal, además de poroso y con rellenos de limonitas y hematita
- II. Zona oxidada: con profundidad hasta los 50 m y con presencias de hematita, oro nativo, limonita, sulfatos de cobres.
- III. Zona de transición oxidada primaria: la profundidad va desde los 86 m hasta los 146 m, presentando limonita, hematita, oxidados de cobre, calcita y sulfuros primarios.
- IV. Zona de sulfuros primarios: profundidad por debajo de los 146 m. Contiene cuarzo, calcita, pirita, blenda, calcopirita, arsenopirita, galena y oro en pequeñas inclusiones.

## 2.2 UBICACIÓN

Mina La Flor se encuentra emplazada en el distrito minero Chancón el cual pertenece a la Región de O'Higgins, Chile. El distrito se ubica a 15 km al noroeste de la ciudad de Rancagua y a 75 km al suroeste de la ciudad de Santiago, teniendo las siguientes coordenadas sobre la cordillera de la costa  $34^{\circ}03'59.7''S$   $70^{\circ}49'34.8''W$ , figura 2.1.

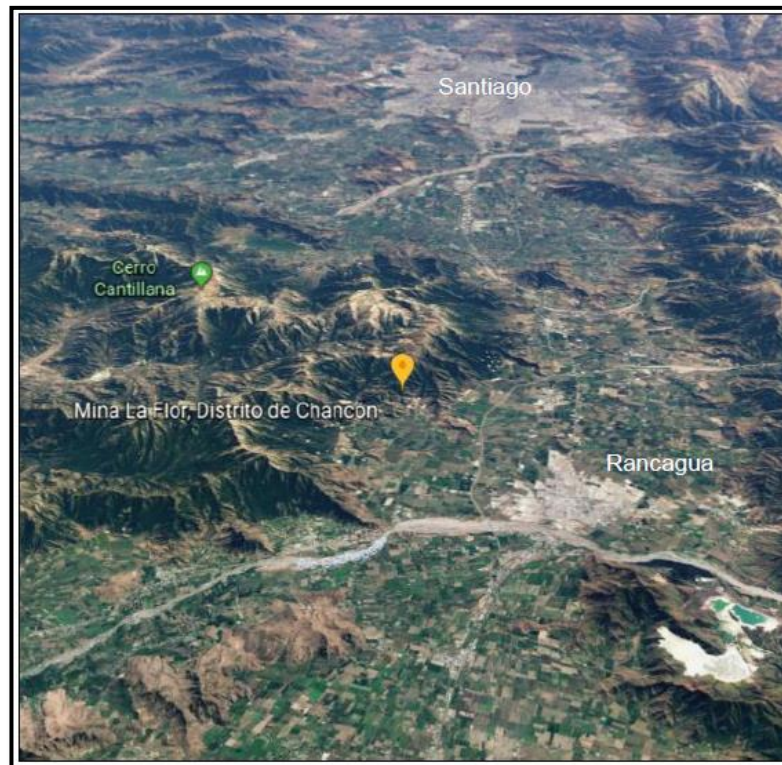


FIGURA 2.1: *Ubicación Mina La Flor, Distrito de Chancón*

## CAPÍTULO 3. MARCO CONCEPTUAL

### 3.1 MAPEO GEOTÉCNICO

Los métodos de mapeos existentes, según Hoek y Bray (2005), son de dos tipos: el primero corresponde a un mapeo en línea que consiste en estirar una cinta a lo largo del macizo rocoso mapeando toda discontinuidad que intercepte la línea, además de los parámetros geotécnicos necesarios para calcular el *rock mass rating* (RMR). El segundo método corresponde a una ventana de mapeo de tamaños fijos que consideran un segmento representativo del área a estudiar.

### 3.2 CLASIFICACIÓN ROCK QUALITY DESIGNATION

La clasificación *Rock Quality Designation* desarrollada por Deere et al., (1967) representa cuantitativamente el grado de fracturamiento del macizo rocoso sin tener en cuenta las roturas frescas producto de la perforación o alteraciones importantes. El grado de fracturamiento es obtenido mediante la relación existente entre los fragmentos de testigos mayores a 10 cm y la longitud total del testigo. El *Rock Quality Designation* o RQD lo representa la ecuación 3.1:

$$RQD = \frac{\Sigma \text{Fragmentos de testigos} > 10 \text{ cm}}{\text{Largo total del testigo}} \times 100 \quad (3.1)$$

Cuando no se disponga de testigos para el cálculo del RQD, la literatura propone estimar el índice RQD a partir de una correlación empírica propuesta por Palmstrom (1975) en (ISRM,1981), por la siguiente función (ecuación 3.2):

$$\begin{aligned} RQD &= 115 - 3.3 J_v && \text{para } J_v > 4.5 \\ RQD &= 100 && \text{para } J_v \leq 4.5 \end{aligned} \quad (3.2)$$

Donde  $J_v$  corresponde al total de discontinuidades en  $1\text{m}^3$  en el macizo rocoso.

La relación entre la calidad de la roca en función del índice RQD queda de la siguiente manera (tabla 3.1):

TABLA 3.1: *Calidad de roca según sistema de clasificación RQD*

Calidad	Valoración RQD %
Muy Mala	< 25
Mala	25-50
Media	50-75
Buena	75-90
Muy Buena	90-100

### 3.3 CLASIFICACIÓN Q DE BARTON

Es un sistema de clasificación del macizo rocoso desarrollado por Barton et al., (1974) mediante el estudio de una gran cantidad de túneles. El sistema permite estimar parámetros geotécnicos presentes en el macizo. El índice Q lo constituyen seis parámetros que evalúan la siguiente expresión numérica (ecuación 3.3):

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (3.3)$$

Donde:

RQD: Índice de calidad del macizo rocoso.

$J_n$ : Número de discontinuidades.

$J_r$ : Rugosidad.

$J_a$ : Alteración discontinuidades.

$J_w$ : Factor presencia de agua.

SRF: Estado tensional del macizo rocoso.



Además, para entender el comportamiento de Q, Barton et al., (1974) proponen lo siguiente respecto a la relación de los factores:

- $\left(\frac{RQD}{J_n}\right)$ : Tamaño de los bloques
- $\left(\frac{J_r}{J_a}\right)$ : Resistencia al corte entre bloques
- $\left(\frac{J_w}{SRF}\right)$ : Estado tensional del macizo rocoso

El índice Q obtenido varía en escala logarítmica, según se muestra en la tabla 3.2:

TABLA 3.2: *Calidad de roca para índice Q*

Calidad de Roca	Índice Q
Excepcionalmente mala	0.001-0.01
Extremadamente mala	0.01-0.1
Muy mala	0.1-1
Mala	1-4
Media	4-10
Buena	10-40
Muy buena	40-100
Extremadamente buena	100-400
Excepcionalmente buena	400-1000

### 3.4 CLASIFICACIÓN ROCK MASS RATING

*Rock Mass Rating* (RMR) es un sistema de clasificación del macizo rocoso desarrollado por Bieniawski (1973), con modificaciones posteriores en el año 1976 y 1989, el que constituye

una herramienta que permite relacionar Índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso. El índice de calidad  $RMR_{89}$  lo componen los siguientes parámetros:

- Resistencia Uniaxial del macizo rocoso.
- RQD %.
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Orientación de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.

El sistema de clasificación de Bieniawski (1989) se expresa mediante el índice de calidad  $RMR_{89}$ , el que varía entre 0 y 100.

La relación dada por el índice de calidad  $RMR_{89}$  y la calidad del macizo rocoso queda descrita de la siguiente manera (tabla 3.3):

TABLA 3.3: *Calidad de roca según RMR*

Calidad	Valoración RMR
Muy Mala	< 20
Mala	21-40
Media	41-60
Buena	61-80
Muy Buena	81-100

### 3.5 MÉTODO GRÁFICO DE MATHEWS

El método de estabilidad de Mathews et al., (1981) es una herramienta que permite a través de análisis empírico relacionar el tamaño de la geometría a excavar con la competencia del macizo rocoso.

Mathews et al., (1981) analizaron por primera vez 26 casos de caserones explotados a más de 1000 metros de profundidad en donde se poseía información de la geometría y geotecnia de caserones. Con esta información, desarrolló el primer gráfico de estabilidad empírico para caserones.

La figura 3.1, muestra el primer gráfico de estabilidad desarrollado por Mathews et al., (1981) el cual se divide en 3 zonas: zona estable, zona potencialmente inestable, zona de potencial hundimiento.

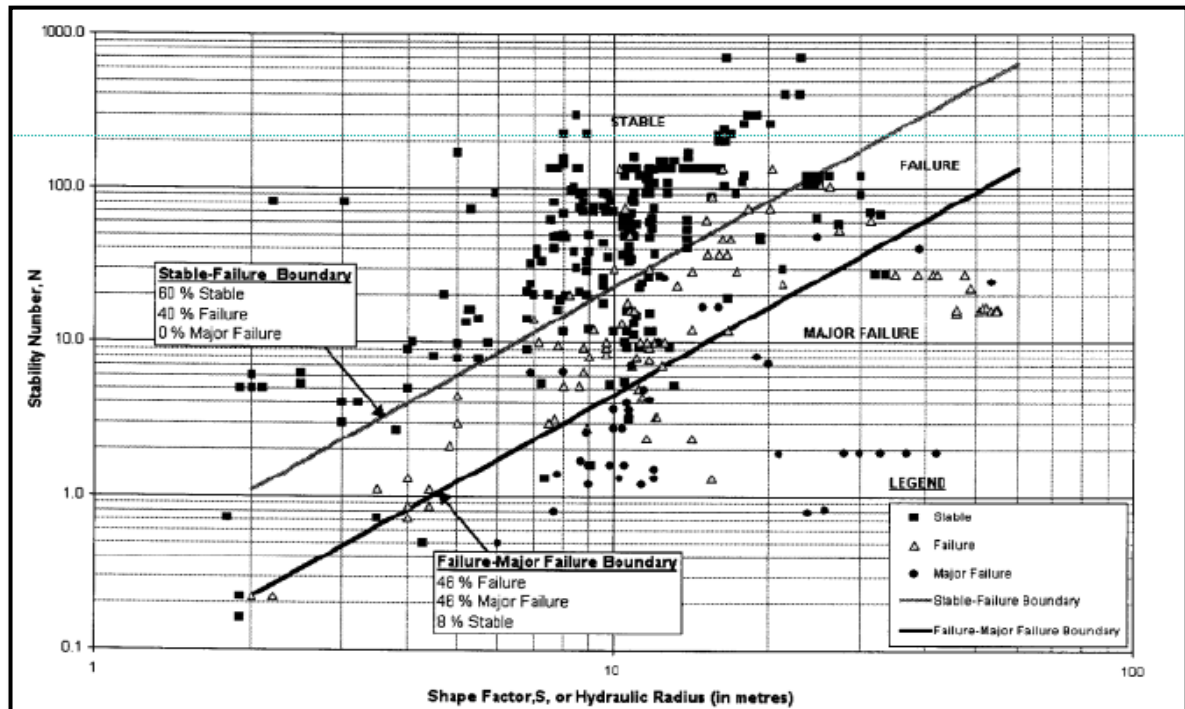


FIGURA 3.1: Gráfico de estabilidad de Mathews et al., (1981)

El gráfico de estabilidad de Mathews et al., (1981) está compuesto por dos factores principales: radio hidráulico o factor de forma y número de estabilidad N.

El radio hidráulico o factor de forma es la relación entre el área de la excavación y el perímetro de la superficie a analizar, ecuación 3.4:

$$RH = \frac{A}{P} \quad (3.4)$$

Donde:

A: Área superficie o pared a analizar

P: Perímetro superficie o pared a analizar

El número de estabilidad N corresponde a una combinación de factores que son capaces de determinar la estabilidad de una excavación. Se calcula mediante la ecuación 3.5:

$$N = A \times B \times C \times Q' \quad (3.5)$$

Donde:

A: Factor de estado de esfuerzos inducidos.

B: Factor de orientación de discontinuidades.

C: Factor de fuerza de gravedad.

Q': Q de Barton modificado.

El valor de los factores A, B y C se obtiene de la figura 3.2, 3.3 y 3.4, respectivamente.

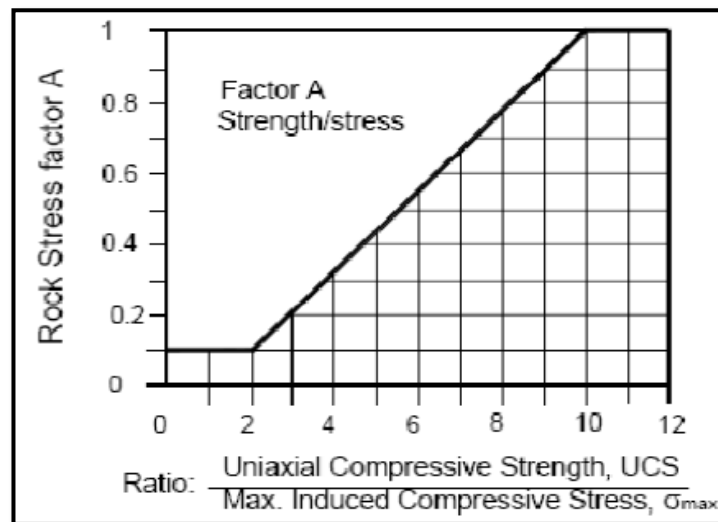


FIGURA 3.2: Gráfico de cálculo Factor A, Mathews et al., (1981)

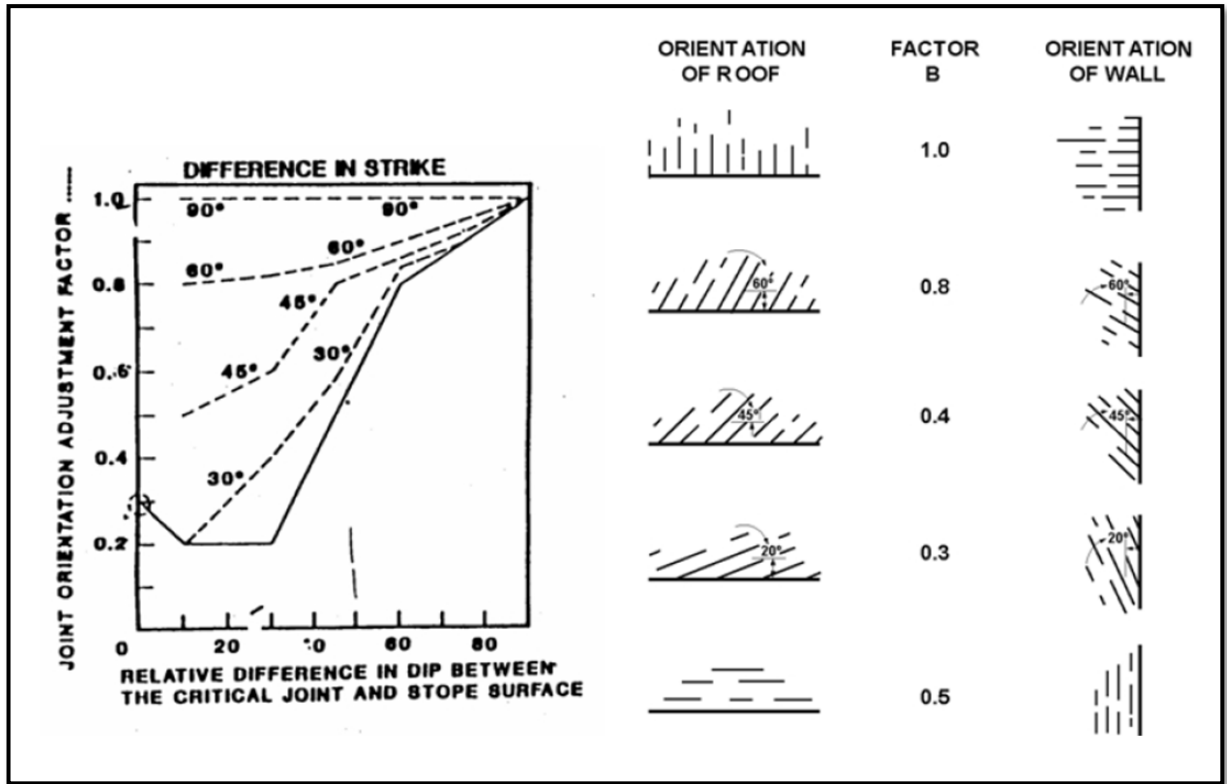


FIGURA 3.3: Gráfico de cálculo Factor B, Mathews et al., (1981)

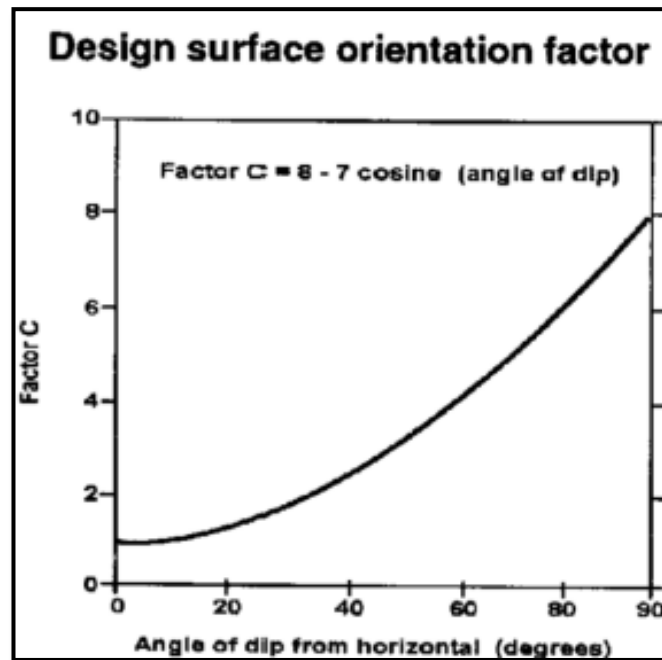


FIGURA 3.4: Gráfico de cálculo Factor C, Mathews et al., (1981)

El método de Mathews et al., (1981) para el cálculo del número de estabilidad N, utiliza un valor de Q modificado para caracterizar la calidad del macizo rocoso, el cual se le denomina Q'. En Q' la reducción de agua y el factor de esfuerzos son iguales a 1. Entonces, la calidad del macizo rocoso queda definida por la ecuación 3.6:

$$Q' = \frac{RQD \times J_r}{J_n \times J_a} \quad (3.6)$$

Donde:

- RQD: Índice de calidad del macizo rocoso.
- J<sub>n</sub>: Índice de número de discontinuidades.
- J<sub>r</sub>: Índice de rugosidad de discontinuidades.
- J<sub>a</sub>: Índice de alteración de discontinuidades.

### 3.6 MÉTODO GRÁFICO DE LUNDER Y PAKALNIS

Lunder y Pakalnis (1997) propusieron un método empírico para el dimensionamiento de losas y pilares en operaciones subterráneas a través de la recopilación de datos de 178 minas en presencia de roca dura. El método consiste en buscar la resistencia del pilar o losa a través de la ecuación 3.7:

$$\sigma_{ps} = (K \times UCS) \times (C_1 + C_2 \times \text{kappa}) \quad (3.7)$$

Donde:

- K: Factor constante promediado por Lunder y Pakalnis (1997) como 44%, relacionado a la resistencia del macizo rocoso a partir de la roca intacta.
- UCS: Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (MPa).
- C<sub>1</sub>, C<sub>2</sub>: Constantes determinadas empíricamente, definidas por 0.68 y 0.52, respectivamente.
- Kappa: Término ficticio para el pilar de la mina.

La metodología propuesta por Lunder y Pakalnis (1997) está compuesta por dos partes fundamentales. La primera corresponde al efecto de la fuerza sobre el pilar, mientras que la segunda tiene relación con la forma y dimensiones del pilar

Así, el término ficticio kappa se define de la siguiente manera (ecuación 3.8):

$$\text{kappa} = \tan \left[ \cos^{-1} \left( \frac{1 - C_{pav}}{1 + C_{pav}} \right) \right] \quad (3.8)$$

$C_{pav}$  corresponde al confinamiento medio del pilar. Éste se puede obtener de la siguiente expresión (ecuación 3.9):

$$C_{pav} = 0.46 \times \left[ \log \left( \frac{W_p}{h} + 0.75 \right) \right]^{\frac{1.4}{(W_p/h)}} \quad (3.9)$$

El método gráfico propuesto por Lunder y Pakalnis (1997) propone 3 rangos de valores para el Factor de Seguridad (FS) (figura 3.5).

FS < 1.0:        Pilar en falla.  
1.0 ≤ FS < 1.4:    Pilar inestable.  
FS ≥ 1.4:        Pilar estable.

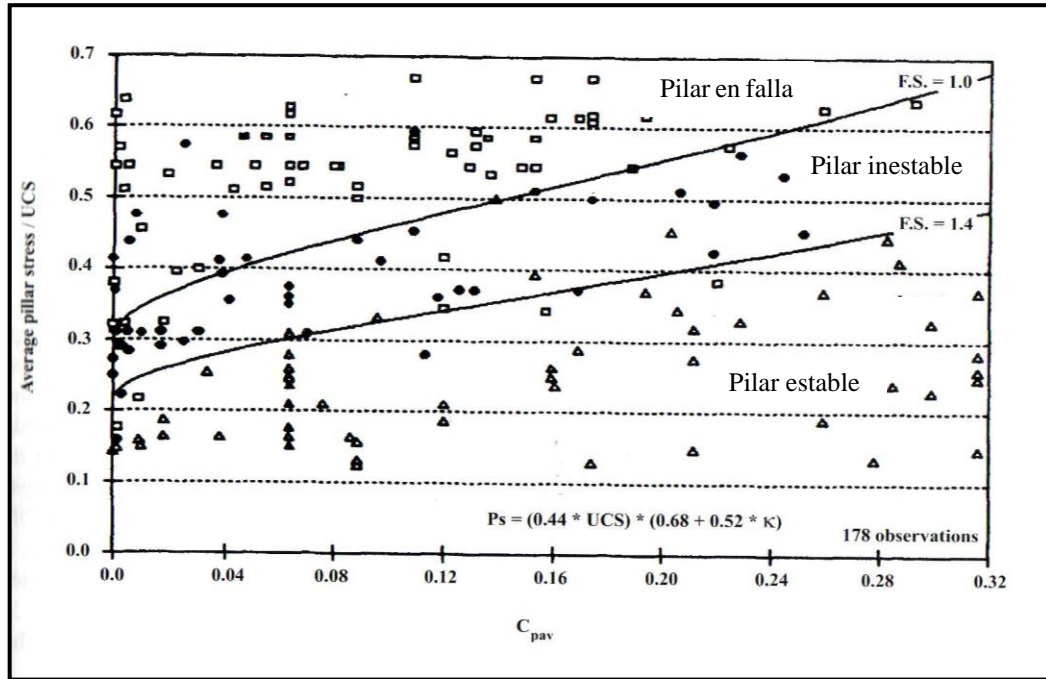


FIGURA 3.5: Gráfico de estabilidad de pilares, Lunder y Pakalnis (1997) para un  $K=44\%$

### 3.7 MODELAMIENTO NUMÉRICO

Para el modelamiento numérico de forma tridimensional se emplea el software Map3D. La técnica de análisis del software es la de elemento de borde (BEM) que se centra en la discretización de los bordes de las unidades de excavación y los bordes externos del modelo a analizar. El modelamiento por BEM asume la roca del tipo continua, homogénea y elástica entregando por resultados análisis de estabilidad y distribución de esfuerzos.



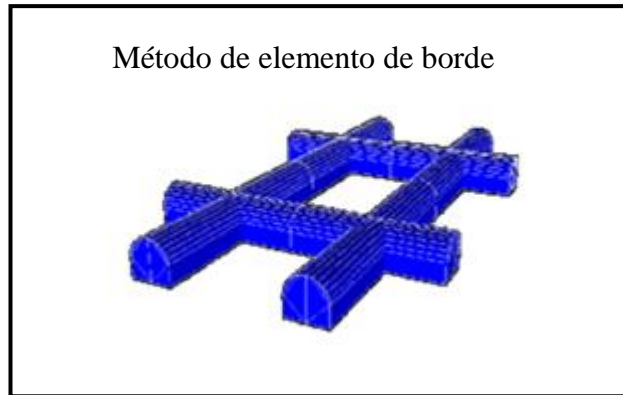


FIGURA 3.6: *Técnica de modelamiento numérico: elemento de borde*

Para realizar el modelamiento numérico es necesario definir los parámetros de entrada al modelo, estos son:

**Geometría:** la respuesta del modelo se verá modificada dependiendo de la calidad de la geometría ingresada, es decir las dimensiones de las unidades discretizadas. Además, la respuesta se verá afectada dependiendo si la modelación se realiza en tres, dos o una dimensión.

**Geología:** la modelación numérica debe estar discretizada por cada unidad geológica presente y por estructuras geológicas presentes.

**Esfuerzos iniciales:** los esfuerzos determinan el comportamiento que poseerá la modelación tanto en etapas intermedias como finales del modelo.

**Tipo de modelo:** existen modelos del tipo elástico, plástico, elasto-plástico, visco-plástico los cuales definen el comportamiento de cada unidad geotécnica, influyendo en la certeza del resultado de la modelación.

**Precisión numérica:** los resultados del modelo se ven afectados por el tamaño de los elementos de discretización y por el error admisible que posee la modelación.

### 3.7.1 Metodología del Modelamiento

El modelamiento en el software Map3D entrega resultado en base al criterio de falla de Hoek-Brown (Hoek et al., 2002) el que considera un medio con material continuo y elástico. Los resultados del modelo son los esfuerzos principales,  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$ , en conjunto del Factor de Seguridad (SFA) que relaciona ambos esfuerzos principales con las propiedades de resistencia del macizo rocoso. La ecuación 3.10 define el SF según Hoek-Brown (2002).

$$SF = \frac{\sigma_3 + \sqrt{(m\sigma_c \times \sigma_3 + s\sigma_c^2)}}{\sigma_1} \quad (3.10)$$

Lo anterior, se grafica en la figura 3.7:

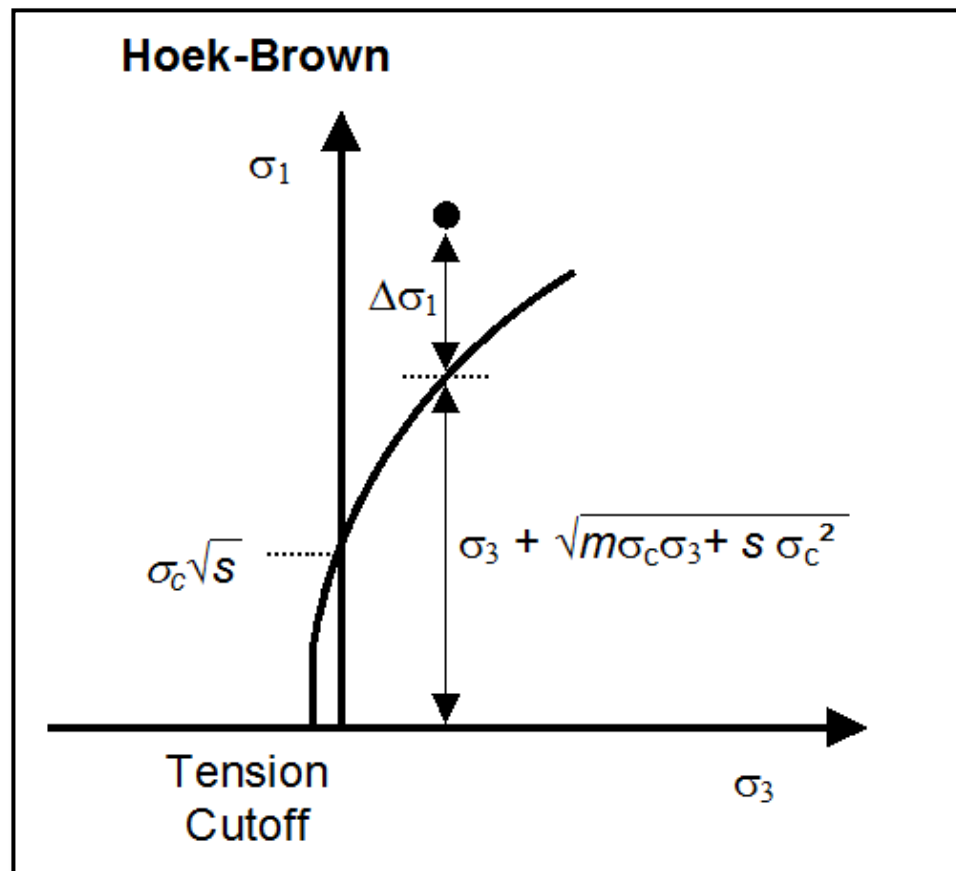


FIGURA 3.7: Criterio de falla de Hoek-Brown (2002) en esfuerzos principales

## CAPÍTULO 4. ENSAYOS DE LABORATORIO

Para los ensayos de laboratorio, los cuales fueron realizados en dependencias de la Facultad de Ingeniería de la Universidad de Talca, se consideraron colpas extraídas desde Mina La Flor, que corresponden tanto a la veta como a la roca caja del macizo rocoso. Las muestras de veta se sometieron a ensayos no destructivos de densidad ( $\gamma$ ) y a ensayos destructivos de compresión uniaxial, mientras que las muestras de caja se sometieron a ensayo no destructivo de densidad ( $\gamma$ ) y a ensayos destructivos de compresión uniaxial y tracción indirecta por el método brasileño.

Los ensayos fueron realizados bajo los procedimientos y normas establecidos por instituciones especializadas, se pueden destacar la *American Society of Testing Materials* (ASTM) y la *International Society for Rock Mechanics* (ISRM).

- I. El ensayo no destructivo de propiedad índice ( $\gamma$ ) fue realizado cumpliendo la norma ASTM D4531-86 (1996) y recomendaciones de la ISRM.
- II. El ensayo destructivo de compresión uniaxial se realiza sobre la norma ASTM D2938-95 (1995) y recomendaciones de la ISRM.
- III. El ensayo destructivo de tracción indirecta por el método brasileño se realiza sobre la norma ASTM D3967-95a (1995) y recomendaciones de la ISRM.

### 4.1 ENSAYO NO DESTRUCTIVO: DENSIDAD

El ensayo no destructivo de densidad se aplica a una muestra que posea una geometría regular y que haya sido preparada bajo la norma descrita por la ASTM. El volumen es determinado por las dimensiones geométricas que posee: largo (L) y diámetro (D) promedio que son calculados sobre la norma ASTM D4531-86 (1996).

La masa de la muestra se determina en una balanza con precisión al 0.01 g, mientras que las dimensiones geométricas son determinadas bajo mediciones micrométricas. La ecuación 4.1 muestra el cálculo de densidad para muestras analizadas.

$$\rho = \frac{\text{Masa}}{\text{Volumen}} \quad (4.1)$$

Donde:

$\rho$ : Densidad de la muestra (g/cm<sup>3</sup>)  
 Masa: Masa de la muestra analizada (g)  
 Volumen: Volumen de la muestra calculado geoméricamente (cm<sup>3</sup>)

Los resultados de la densidad se muestran en la tabla 4.1 con valores para veta y caja del macizo rocoso:

TABLA 4.1: *Densidades para muestra de veta y caja, Mina La Flor*

Muestra	Diámetro Promedio (cm)	Largo Promedio (cm)	Volumen (cm <sup>3</sup> )	Masa (g)	Densidad (g/cm <sup>3</sup> )
Caja 01	5.71	12.22	312.92	872.90	2.79
Caja 02	5.68	13.18	333.97	891.10	2.67
Veta 01	5.01	11.96	236.09	625.00	2.65
Veta 02	5.00	11.93	234.15	629.70	2.69

De la tabla anterior se obtiene que la densidad del macizo rocoso perteneciente al Distrito Minero de Chancón es 2.70 (g/cm<sup>3</sup>) en promedio.

## 4.2 ENSAYO DESTRUCTIVO: RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL

Para realizar el ensayo destructivo se consideraron muestras que estuvieran preparadas según las normas de la ASTM y en recomendaciones de la ISRM. La norma incluye un grado de paralelismo de la cara superior con la cara inferior del testigo a analizar y, además, tener un diámetro normalizado de 50 mm con un grado de permisividad.

Las tablas 4.2, 4.3 y 4.4 muestran los resultados obtenidos de los ensayos de compresión uniaxial practicados a muestras de caja y veta del macizo rocoso. La compresión uniaxial del macizo es un valor usado para la caracterización del macizo rocoso en la clasificación que se realiza posteriormente en RMR<sub>89</sub> de Bieniawski (1989). A su vez, el valor obtenido para la compresión uniaxial del macizo describe la calidad de la roca. En las figuras 4.1, 4.2 y 4.3 se muestran las probetas antes y después del ensayo, respectivamente.

TABLA 4.2: Resultado ensayo de compresión uniaxial, Caja #1

PROBETA: CAJA #1		ENSAYO GEOTÉCNICO	
<b>Diámetro</b>	5.71 cm	<b>Normas Utilizadas</b>	ASTM D-2938-95
<b>Largo</b>	12.22 cm	<b>Carga de Ruptura</b>	292.20 kN
<b>Masa</b>	891.10 g	<b>Esfuerzo de Ruptura</b>	114.11 MPa
<b>Peso Unitario</b>	27.37 kN/m <sup>3</sup>	<b>Esfuerzo Normalizado (50 mm)</b>	117.18 MPa
<b>Condición</b>	Seca		
<b>Tipo de Ruptura</b>	Matriz		

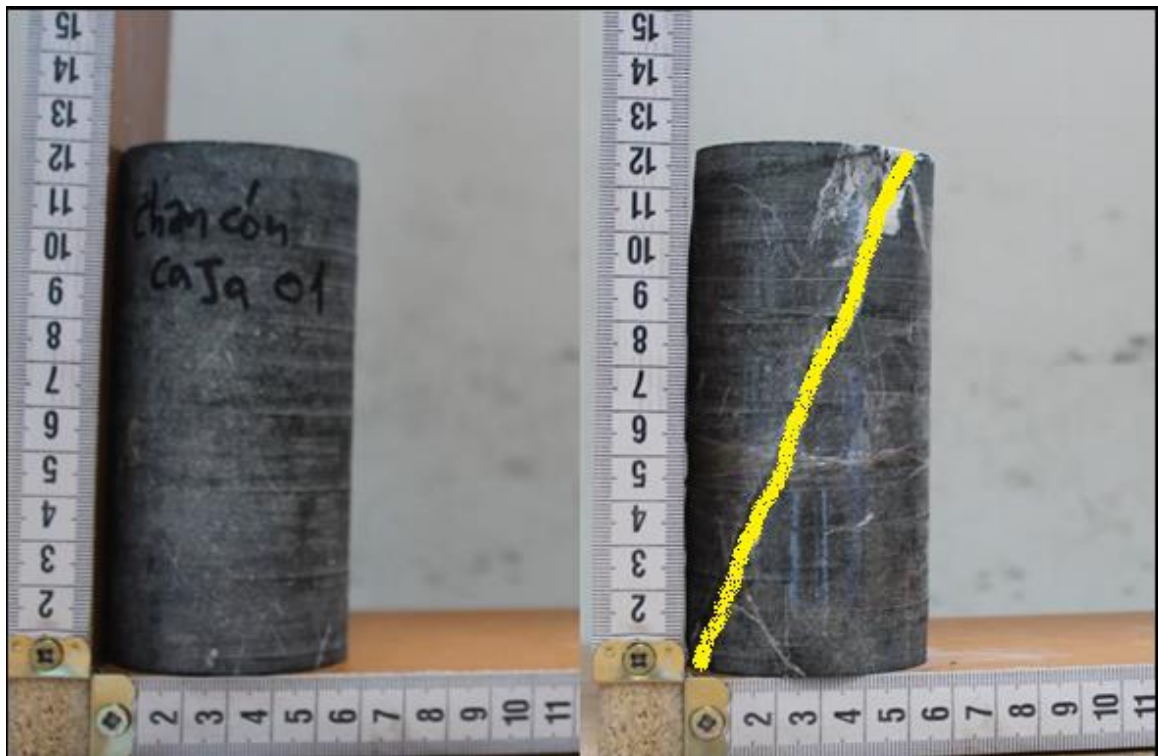


FIGURA 4.1: Probeta ensayada, Caja #1

La línea amarilla describe la trayectoria de la falla que presentó la probeta de Caja #1 al momento de ser sometida al ensayo de compresión uniaxial. La falla corresponde a una del tipo matriz.

TABLA 4.3: *Resultados ensayos de compresión uniaxial, Veta #1*

PROBETA: VETA #1		ENSAYO GEOTÉCNICO		
<b>Diámetro</b>	5.01 cm	<b>Normas Utilizadas</b>	ASTM D-2938-95	
<b>Largo</b>	11.96 cm	<b>Carga de Ruptura</b>	196.90	kN
<b>Masa</b>	625.00 g	<b>Esfuerzo de Ruptura</b>	99.88	MPa
<b>Peso Unitario</b>	25.97 kN/m <sup>3</sup>	<b>Esfuerzo Normalizado (50 mm)</b>	99.92	MPa
<b>Condición</b>	Seca			
<b>Tipo de Ruptura</b>	Matriz			

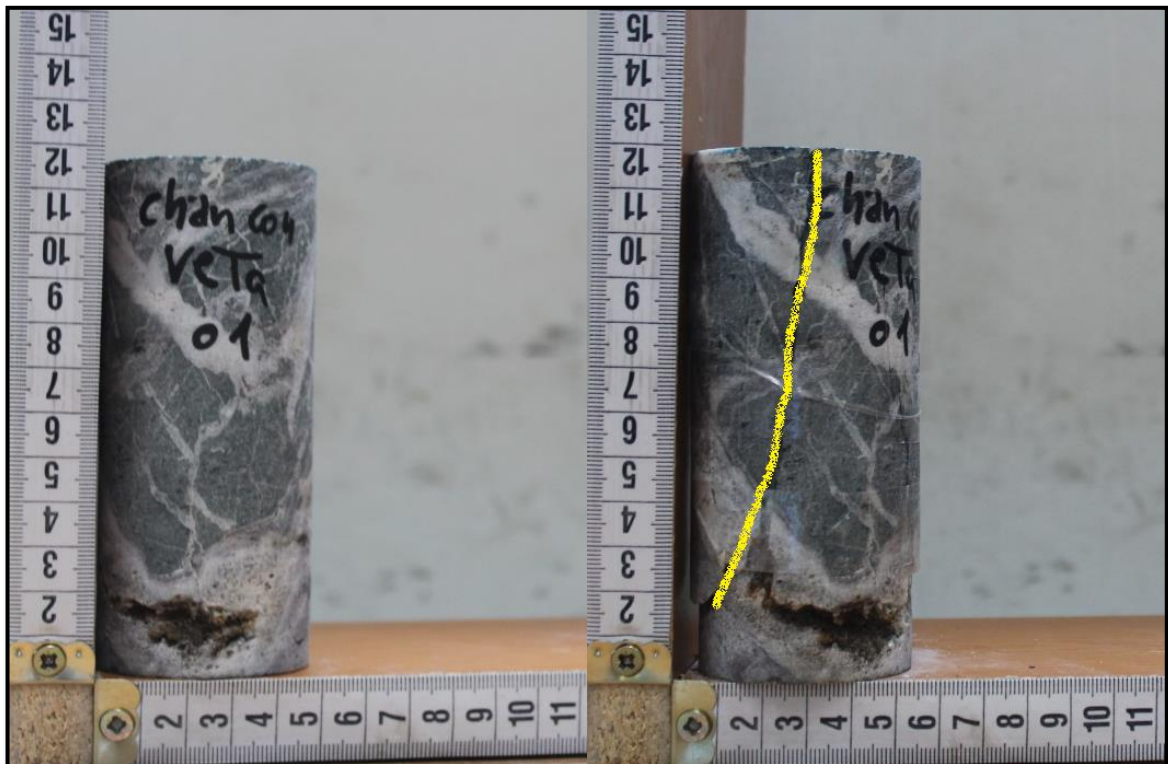


FIGURA 4.2: *Probeta ensayada, Veta #1*

La línea amarilla describe la trayectoria de la falla que presentó la probeta de Veta #1 al momento de ser sometida al ensayo de compresión uniaxial. La falla corresponde a una del tipo matriz.

TABLA 4.4: *Resultados ensayos de compresión uniaxial, Veta #2*

PROBETA: VETA #2		ENSAYO GEOTÉCNICO	
<b>Diámetro</b>	5.00 cm	<b>Normas Utilizadas</b>	ASTM D-2938-95
<b>Largo</b>	11.93 cm	<b>Carga de Ruptura</b>	195.70 kN
<b>Masa</b>	629.70 g	<b>Esfuerzo de Ruptura</b>	99.67 MPa
<b>Peso Unitario</b>	26.38 kN/m <sup>3</sup>	<b>Esfuerzo Normalizado (50 mm)</b>	99.67 MPa
<b>Condición</b>	Seca		
<b>Tipo de Ruptura</b>	Matriz		



FIGURA 4.3: *Probeta ensayada, Veta #2*

La línea amarilla describe la trayectoria de la falla que presentó la probeta de Veta #2 al momento de ser sometida al ensayo de compresión uniaxial. La falla corresponde a una del tipo matriz.

La tabla 4.5 resume los resultados obtenidos del ensayo de compresión uniaxial que se practicaron a probetas obtenidas de colpas de Mina La Flor.

TABLA 4.5: *Resumen de resultados de compresión uniaxial, Mina La Flor*

Identificador	Peso Unitario (kN/m <sup>3</sup> )	Condición	Esfuerzo Ruptura (MPa)	Esfuerzo Normalizado a 50 mm (MPa)	Tipo de Ruptura
Caja #1	27.37	Seca	114.11	117.18	Matriz
Veta #1	25.97	Seca	99.88	99.92	Matriz
Veta #2	26.38	Seca	99.67	99.67	Matriz

TABLA 4.6: *Promedio UCS para veta y caja*

Identificador	Peso Unitario (kN/m <sup>3</sup> )	Esfuerzo Ruptura (MPa)	Esfuerzo Normalizado a 50 mm (MPa)
Veta	26.18	99.78	99.80
Caja	27.37	114.11	117.18

En promedio, la roca perteneciente a veta principal y caja presentan un valor de UCS asociado a una calidad de roca clasificada como mediana competencia según los intervalos propuestos por RMR<sub>89</sub>.



### 4.3 ENSAYO DESTRUCTIVO: RESISTENCIA A LA TRACCIÓN INDIRECTA, MÉTODO BRASILEÑO.

La tracción indirecta ensayada mediante el método brasileño es una prueba realizada a muestras cilíndricas preparadas bajo la norma ASTM D3967-95a y con recomendaciones de la ISRM.

La probeta por la cara superior se somete a una carga longitudinal externa de compresión, mientras que la cara inferior de la carga permanece apoyada estáticamente. Debido a la aplicación del ensayo, la rotura a la tracción indirecta se produce mediante una distribución uniforme de tracciones transversales a lo largo del eje longitudinal de carga. La figura 4.4 muestra la aplicación del ensayo de tracción indirecta a través del método brasileño.

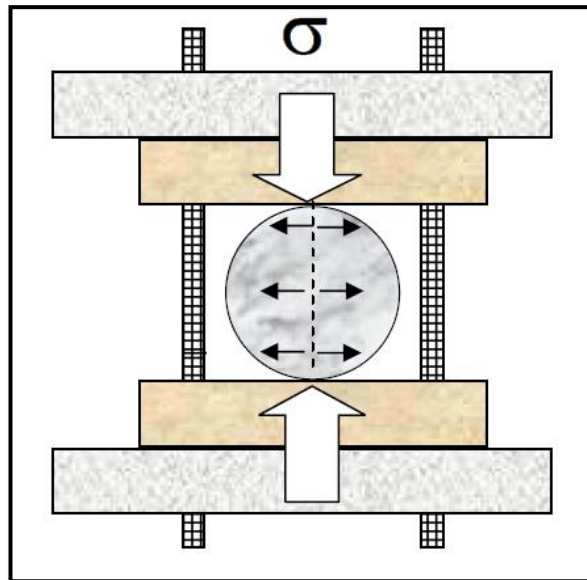


FIGURA 4.4: *Ensayo de tracción indirecta, método brasileño*

Las tablas 4.7 y 4.8 muestran los resultados obtenidos a los ensayos de resistencia a la tracción indirecta mediante el método brasileño practicados a muestras de caja del macizo rocoso. En las figuras 4.5 y 4.6 se muestran las probetas pre y post ensayos. Además, una línea amarilla describe la trayectoria de la falla que presentó cada probeta.

TABLA 4.7: Resultados ensayos de tracción indirecta, Caja # 3

PROBETA: CAJA #3		ENSAYO GEOTÉCNICO	
Diámetro	8.68 cm	Normas Utilizadas	ASTM D3967-95a
Largo	2.83 cm	Carga de Ruptura	36.70 kN
Condición	Seca	Esfuerzo Ruptura	6.20 MPa
		Esfuerzo Normalizado (50 mm)	6.93 MPa

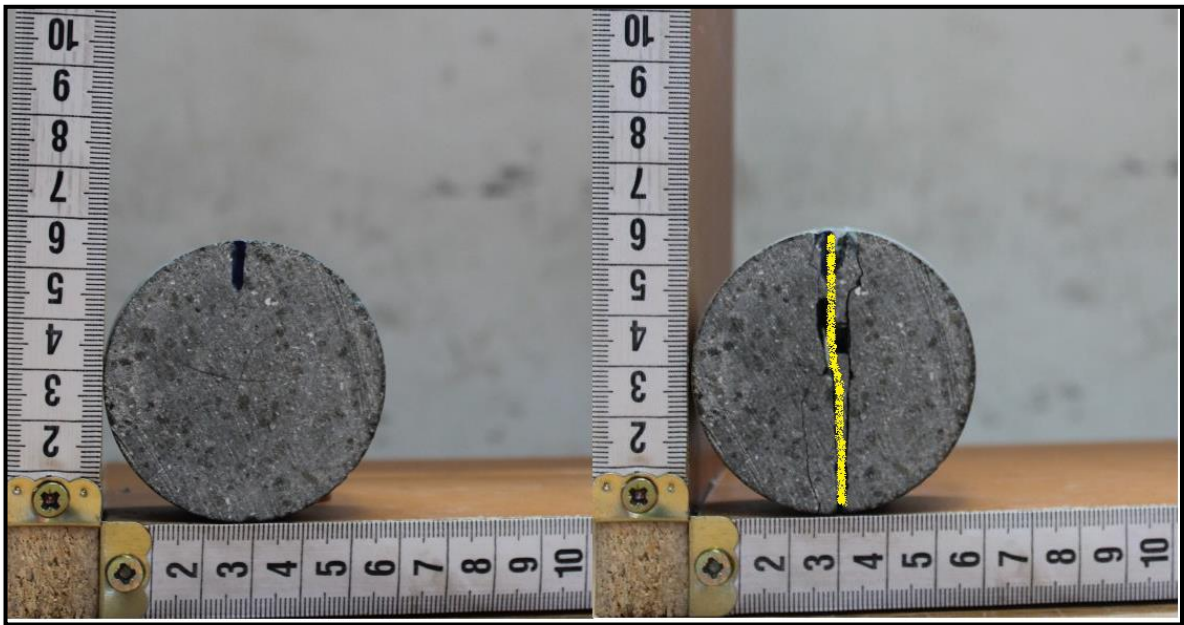


FIGURA 4.5: Probeta ensayada, Caja #3

TABLA 4.8: Resultados ensayos de tracción indirecta, Caja #4

PROBETA: CAJA #4		ENSAYO GEOTÉCNICO	
Diámetro	5.70 cm	Normas Utilizadas	ASTM D3967-95a
Largo	2.82 cm	Carga de Ruptura	32.20 kN
Condición	Seca	Esfuerzo Ruptura	12.62 MPa
		Esfuerzo Normalizado (50 mm)	12.95 MPa

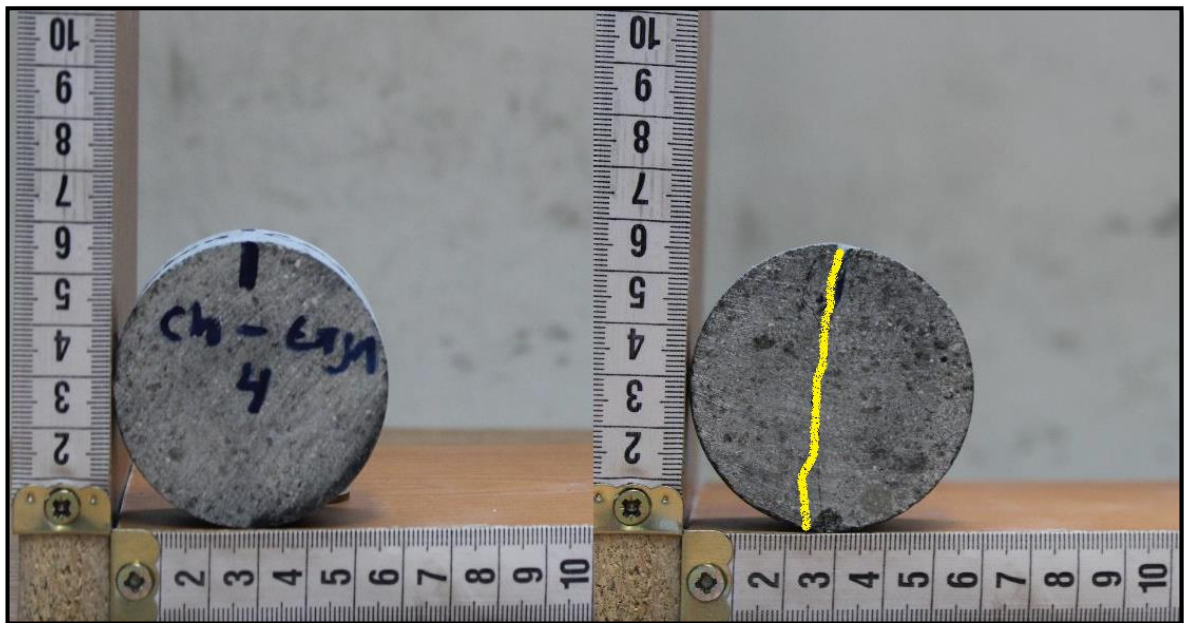


FIGURA 4.6: Probeta ensayada, Caja #4

La tabla 4.9 resume los resultados obtenidos en los ensayos de laboratorio de tracción indirecta mediante el método brasileño realizado a muestras de Mina La Flor.

*TABLA 4.9: Resumen ensayos de tracción indirecta, Nivel 10*

Identificador	Esfuerzo Ruptura (MPa)	Esfuerzo Normalizado a 50 mm (MPa)
Caja #3	6.2	6.93
Caja #4	12.62	12.95

Se agrega al apéndice A el informe realizado para SEREMI de Minería de O'Higgins sobre el resultado de los ensayos de laboratorio realizado a muestras extraídas desde Mina La Flor.

# CAPÍTULO 5. MODELO GEOTÉCNICO

## 5.1 MAPEO DE ESTRUCTURAS

El mapeo de estructuras se realizó en el Nivel 10 de Mina La Flor donde se estudió una zona de 35 metros en línea recta por la galería correspondiente al nivel. En el mapeo se registraron 23 discontinuidades que permitirán definir sistemas estructurales a través de análisis estereográfico con el programa Dips versión 5.1.

En la tabla 5.1 se especifican las estructuras presentes en el macizo rocoso:

TABLA 5.1: *Orientación de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso, Nivel 10*

#	DIP	DIP/DIR	#	DIP	DIP/DIR
1	50	275	13	48	200
2	60	215	14	81	345
3	90	190	15	80	295
4	70	335	16	70	017
5	40	215	17	79	325
6	80	330	18	62	210
7	82	060	19	72	210
8	49	060	20	80	215
9	70	049	21	89	033
10	58	080	22	50	215
11	52	215	23	84	015
12	81	104			

Luego de ingresar las estructuras presentes al programa se procede a generar un diagrama de polos con el fin de visualizar las orientaciones preferenciales de las discontinuidades. La figura 5.1 representa el diagrama de polos del dominio estructural de Mina La Flor.

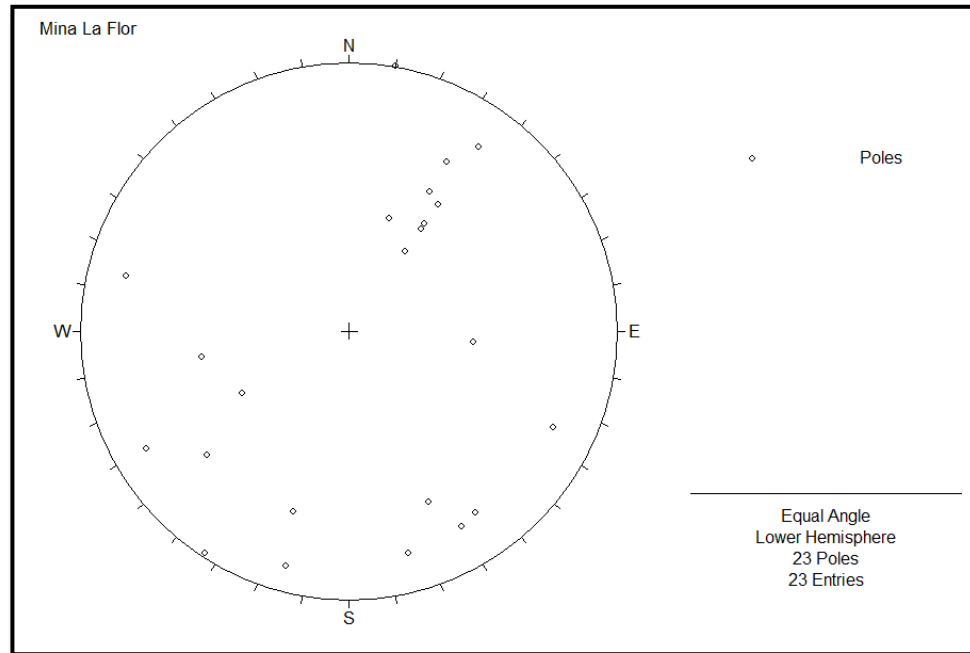


FIGURA 5.1: *Diagrama de polos de estructuras mapeadas, Dips 5.1*

Con la información digitalizada y el diagrama de polos presentes en el macizo se realiza un diagrama de contornos con el fin de buscar una posible tendencia en la distribución de los polos. El método que fue utilizado para generar el diagrama de contorno es promediar la concentración de polos en una determinada área de la red. El resultado, exhibido en la figura 5.2, representa una densidad de los polos en la red estereográfica.

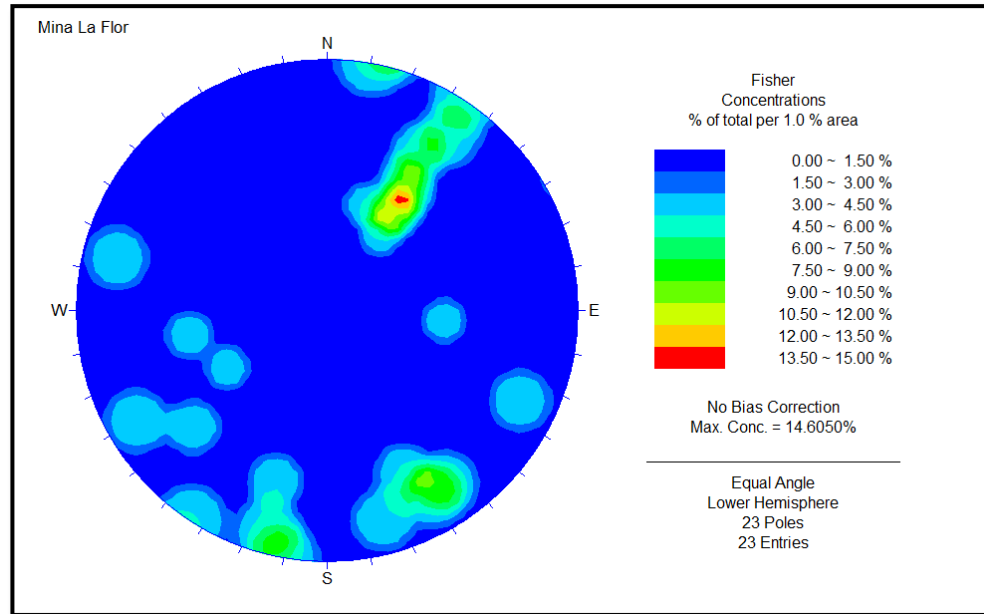


FIGURA 5.2: Diagrama de contornos o densidad de estructuras mapeadas. Dips 5.1

Para seleccionar los sets más relevantes presentes en la densidad de la figura 5.2 se debe realizar una corrección por Terzaghi (1965) debido a que la frecuencia de espaciamiento medida en la excavación no es la frecuencia de espaciamiento real de cada set. La corrección realiza un diagrama de contornos ponderados a través de un factor de ponderación que representa de una mejor manera la concentración real de las discontinuidades. La figura 5.3 muestra el diagrama de densidad con la corrección por Terzaghi (1965).

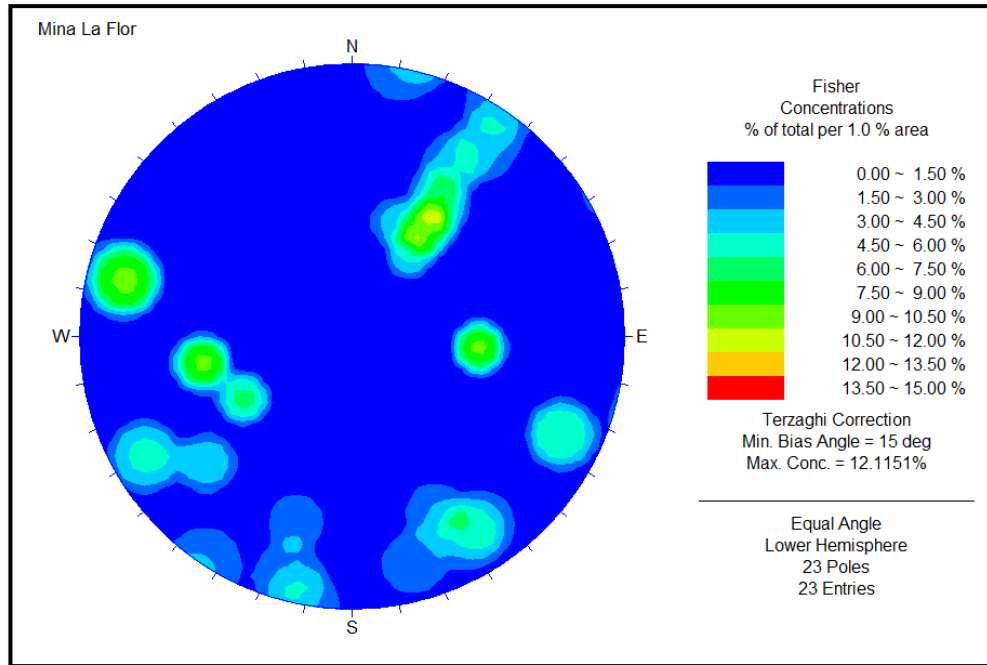


FIGURA 5.3: *Diagrama de densidad corregido por Terzaghi (1965).Dips 5.1*

En base a la densidad corregida por Terzaghi (1965), presentada en la figura 5.3, se identifican cuatro sets de estructuras ilustrados en la figura 5.4.

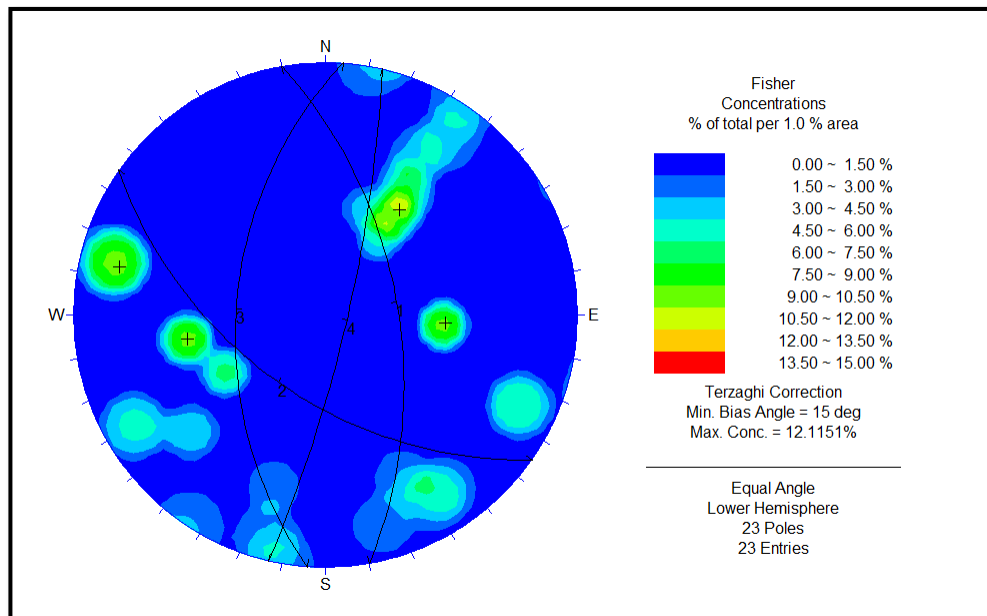


FIGURA 5.4: *Sets identificados para densidad corregida por Terzaghi (1965).Dips 5.1*



El dominio estructural del macizo rocoso queda definido por cuatro sets de estructuras que se representan en la tabla 5.2 con sus respectivas orientaciones. En la figura 5.5 visualiza en una red estereográfica los sets definidos.

TABLA 5.2: *Orientación de sets definidos*

Sets	DIP	DIP/DIR
S1	58°	80°
S2	54°	215°
S3	51°	274°
S4	80°	103°

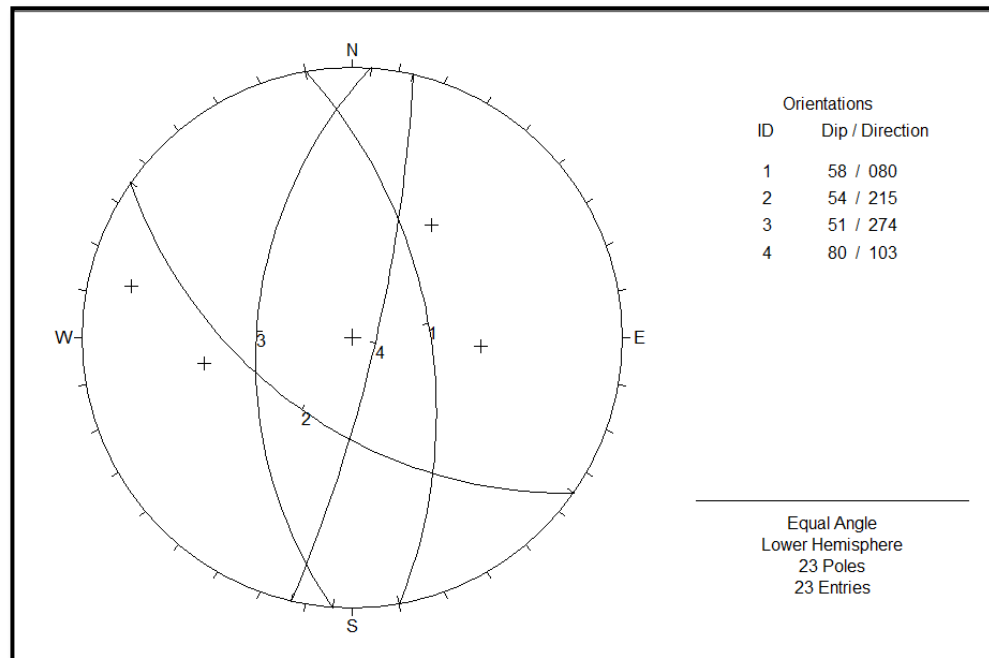


FIGURA 5.5: *Orientación de sets definidos para Mina La Flor. Dips 5.1*

Se agrega al Apéndice B el informe de resultados del mapeo geotécnico en conjunto con la caracterización RMR<sub>89</sub> presentado a la SEREMI de Minería de O'Higgins.

## 5.2 CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA

De acuerdo con la información obtenida en los ensayos de laboratorio y el posterior mapeo geotécnico se logran definir unidades geotécnicas para el macizo rocoso, las cuales presentan sus mayores diferencias en las características litológicas y resistencias a la compresión de muestras ensayadas.

### 5.2.1 Definición de unidades geotécnicas

La definición de las unidades geotécnicas del macizo rocoso fue en base a las condiciones que presentaban, lográndose diferenciar dos unidades, donde la primera unidad hace referencia a la roca de caja del Nivel 10, mientras que la segunda unidad corresponde a la veta principal de la mina. La tabla 5.3.

TABLA 5.3: *Unidad geotécnica, Nivel 10*

Unidad geotécnica	Identificador
Roca de caja	UG1
Veta principal	UG2

### 5.2.2 Cálculo de RMR<sub>89</sub>

El cálculo del *Rock Mass Rating* definido por Bieniawski y actualizado en 1989, es un sistema de clasificación geomecánica ampliamente usado en minería subterránea. El RMR<sub>89</sub> corresponde a la suma de todos los ratings asociados a la resistencia del macizo rocoso, porcentaje de RQD, separación entre las diaclasas, el estado que presentan las discontinuidades y la presencia de agua freática en el nivel. Además, mediante relaciones

empíricas se pueden determinar otros sistemas de clasificación como el *Geological Strength Index* y *Q'* de Barton.

#### 5.2.2.1 *Rating de resistencia a compresión uniaxial*

El rating de UCS se determinó para la veta como para la caja del Nivel 10 de producción en base a mediciones realizadas en terreno. La tabla 5.4 indica los ratings promedio asociados a las unidades del macizo rocoso. Se muestra en el anexo A los datos utilizados para el rating UCS.

TABLA 5.4: *Rating UCS para caja y veta*

Unidad	Caja	Veta
Rating UCS	9.4	8.0

#### 5.2.2.2 *Rating RQD*

La valoración RQD fue determinada mediante el promedio de los datos muestreados en terreno para el valor de RQD. La tabla 5.5 presenta los ratings definidos a las unidades de caja y veta de la mina. Se muestra en el anexo A los datos utilizados para el rating RQD

TABLA 5.5: *Rating por RQD*

Unidad	Caja	Veta
Rating RQD	12.9	10.3

### 5.2.2.3 *Rating de espaciamiento*

La determinación del rating por espaciamiento se realizó mediante el análisis en terreno de del macizo rocoso. La tabla 5.6 expone los resultados promedios que obtenidos en situ. Se muestra en el anexo A los datos utilizados para el rating espaciamiento.

TABLA 5.6: *Rating espaciamiento*

Unidad	Caja	Veta
Rating espaciamiento	9.4	10.3

### 5.2.2.4 *Rating condición de discontinuidades*

Los datos utilizados para su cálculo fueron obtenidos a través del mapeo geotécnico realizado. La tabla 5.7 resume el rating condición de discontinuidades por unidad de caja y veta. Se muestra en el anexo A los datos utilizados para el rating condición de juntas.

TABLA 5.7: *Rating condición de discontinuidades*

Unidad	Caja	Veta
Rating condición de discontinuidades	14.0	14.0

### 5.2.2.5 *Rating agua*

La determinación del rating de agua se produjo mediante datos muestreados en el Nivel 10 de la mina. La tabla 5.8 presenta el rating asociado a la cada unidad, caja y veta. Se muestra en el anexo A los datos utilizados para el rating agua.

TABLA 5.8: *Rating agua*

Unidad	Caja	Veta
Rating agua	8.3	4.7

### 5.2.3 Cálculo del GSI

El *Geological Strength Index*, GSI por sus siglas en inglés, corresponde a un sistema de clasificación del macizo rocoso que puede ser determinado mediante la ecuación 5.1 que relaciona el  $RMR_{89}$  con el GSI.

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad (5.1)$$

A través de la relación se asignan valores de GSI para cada unidad geotécnica del macizo rocoso, caja y veta. La figura 5.6 muestra clasificación según GSI.

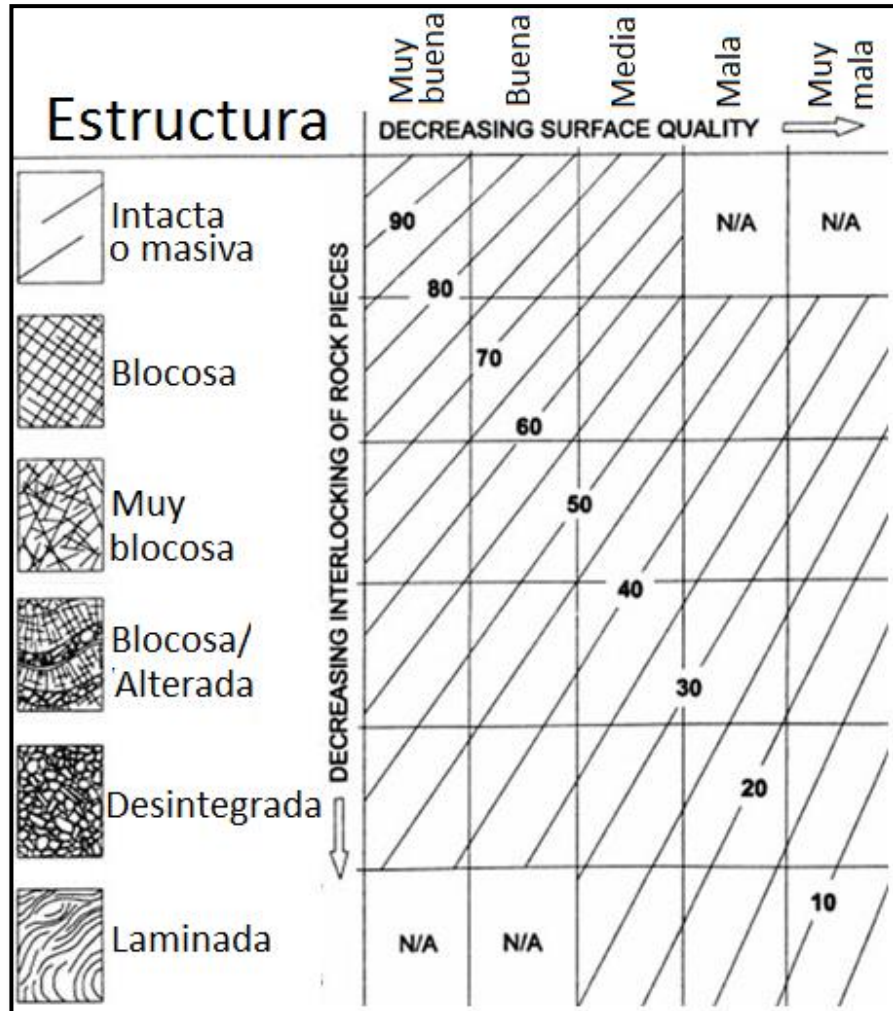


FIGURA 5.6: Clasificación geomecánica GSI

#### 5.2.4 Cálculo Q' de Barton

La valoración geomecánica del macizo rocoso mediante el sistema de clasificación Q de Barton (1974) se realizó para cada unidad del modelo geotécnico, caja y veta, mediante una función exponencial la cual relaciona el *Rock Mass Rating* de Bieniawski (1989) con el índice Q' (ecuación 5.2).

$$Q' = e^{\frac{(RMR_{89} - 44)}{9}} \quad (5.2)$$

La figura 5.7 ilustra el gráfico asociado a la clasificación según el parámetro  $Q'$  de Barton (1974).

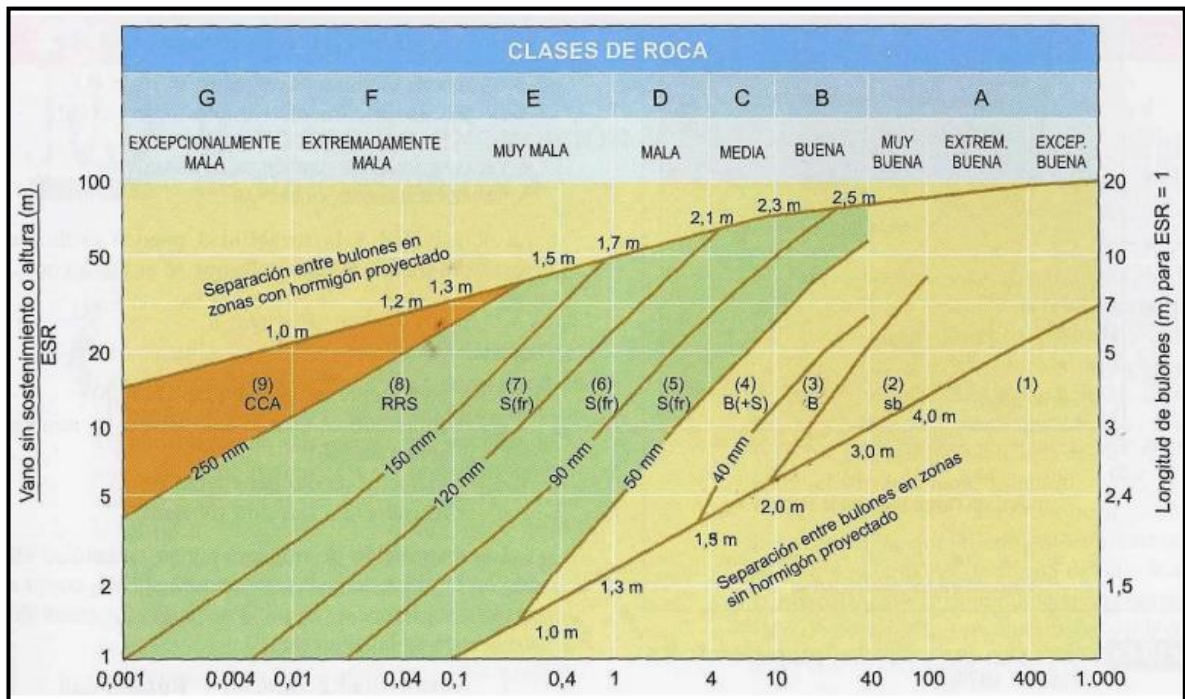


FIGURA 5.7: Clasificación  $Q$  de Barton (1974)

### 5.2.5 Resultados modelo geotécnico

El modelo geotécnico de Mina La Flor se determinó mediante los parámetros anteriormente calculados, donde se obtuvieron valores para las dos unidades geotécnicas descritas. La tabla 5.9 resume los valores para ambas unidades geotécnicas, mientras que la tabla 5.10 establece la clasificación que cada método emplea para los valores encontrados.

TABLA 5.9: *Resumen de valores en el modelo geotécnico*

Unidad geotécnica	Promedio RMR <sub>89</sub>	Promedio GSI	Promedio Q
Caja	54.0	49.0	3.0
Veta	47.3	42.3	1.4

TABLA 5.10: *Clasificaciones geotécnicas por UG*

Unidad geotécnica	Promedio RMR <sub>89</sub>	Promedio GSI	Promedio Q
Caja	Media	Media	Mala
Veta	Media	Media	Mala



## CAPÍTULO 6. EVALUACIÓN DE ESTABILIDAD DE CASERONES, MÉTODO EMPÍRICO

Para evaluar la estabilidad de los caserones del Nivel 10 de la mina se utilizó la metodología gráfica de Mathews et al., (1981) usada comúnmente en labores subterráneas de minería. El método, relaciona mediciones empíricas graficadas en ábacos de ajuste por distintas propiedades y características presentes en el macizo rocoso. La finalidad es determinar el radio hidráulico estable en relación con la clasificación del macizo rocoso  $Q'$ .

### 6.1 CASERONES NIVEL 10, MINA LA FLOR

La orientación de los caserones del Nivel 10 se definió según la dirección de la galería actual del Nivel 10. La tabla 6.1 detalla la dirección preferente de los caserones. La figura 6.1 es una vista en planta del Nivel 10.

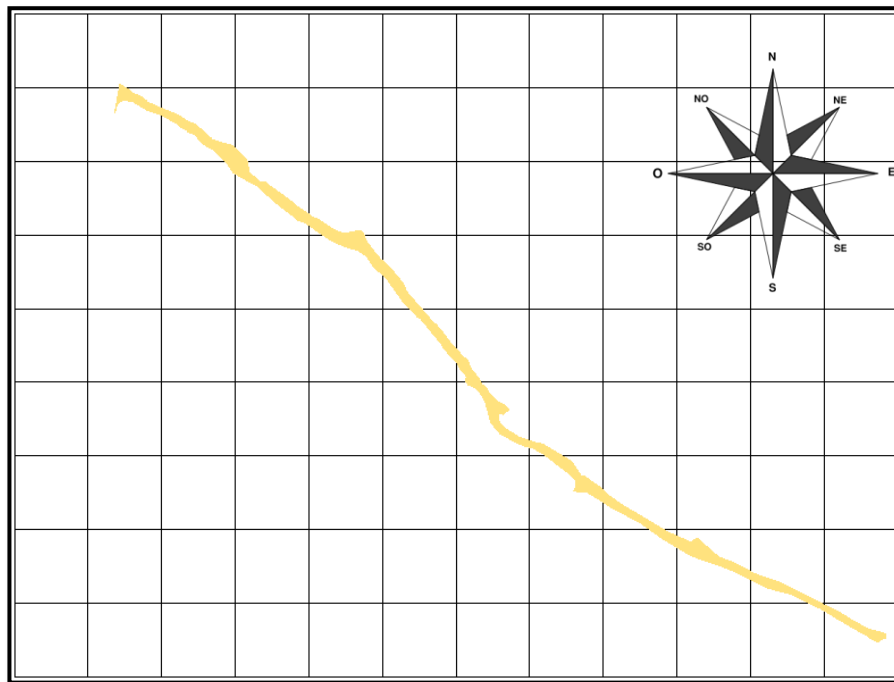


FIGURA 6.1: Vista en planta galería Nivel 10

TABLA 6.1: *Orientación galería y caserones Nivel 10*

Sector	Inclinación	Azimut
Nivel 10	0	127

## 6.2 MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD DE MATHEWS 1981

Para determinar la estabilidad a través del método gráfico de Mathews et al., (1981) se necesita conocer el índice  $Q'$  determinado según la clasificación  $RMR_{89}$  para cada unidad geotécnica en conjunto con los factores que componen el número  $N$  de estabilidad. Los valores utilizados para cada parámetro del número  $N$  de estabilidad se describen a continuación:

### 6.2.1 Índice $Q'$

El valor del índice  $Q'$  utilizado para la estimación del número de estabilidad de Mathews et al., (1981) corresponde al promedio asignado a las unidades geotécnicas UG1 y UG2.

La asignación de las UG y su respectivo  $Q'$  es independiente de las orientaciones que presenten los caserones, por lo que el valor de la UG asignada para las paredes del Nivel 10 corresponde a la UG1 con un índice  $Q'$  3.0 y la UG asignada al techo del Nivel 10 queda descrito por la UG2 con un valor del índice  $Q'$  de 1.4.

### 6.2.2 Factor A

El Factor A propuesto por Mathews et al., (1981) establece una relación entre los esfuerzos inducidos que afectan paredes y techo de los caserones con la resistencia a la compresión obtenida a partir de los ensayos de laboratorio para cada UG.

Para la estimación del esfuerzo vertical del sector en estudio, se utilizó la presión litostática presente considerando una densidad promedio del material sobreexpuesto, la cual fue obtenida en los ensayos de laboratorio dando un resultado de 2.70 (g/cm<sup>3</sup>). El esfuerzo vertical inducido en el Nivel 10 se calcula en base a la ecuación 6.1:

$$\sigma_v = \rho \times g \times Z \quad (6.1)$$

Donde:

- $\sigma_v$ : Esfuerzo vertical inducido
- $\rho$ : Densidad
- $g$ : Gravedad
- $Z$ : Profundidad

Para la estimación de esfuerzos horizontales se considerará los esfuerzos tectónicos producidos por la Placa de Nazca. Los esfuerzos principales presentan una orientación predominante de Este-Oeste para Chile con un  $K_{E-O}$  de 1.5 y  $K_{N-S}$  de 0.8. Debido a la orientación que presenta la galería y caserones no son perfectamente de E-O y N-S es que se ha determinado un ajuste para los valores de K, los cuales se presentan en la tabla 6.2.

TABLA 6.2: Valores de K para Mina La Flor

Orientación	Valor de K
$K_{\text{TRANSVERSAL}}$	1.3
$K_{\text{LONGITUDINAL}}$	1.3

Los esfuerzos inducidos por la excavación de los nuevos caserones se estimaron a través de gráficos propuestos para diferentes paredes de la explotación subterránea. La figura 6.2 y figura 6.3 muestran los gráficos utilizados para los esfuerzos inducidos de techo y paredes de término y en paredes de caja, respectivamente.

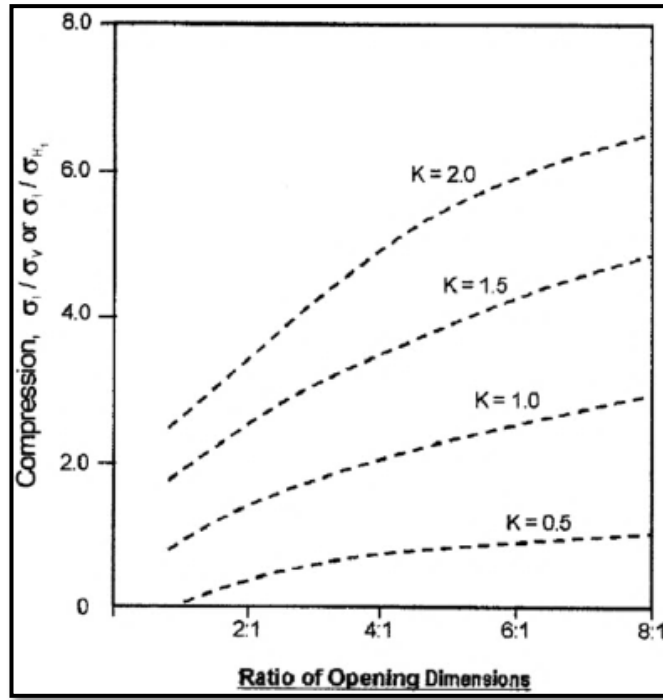


FIGURA 6.2: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en techos y paredes de término, modificación de Stewart y Forsyth (1995)

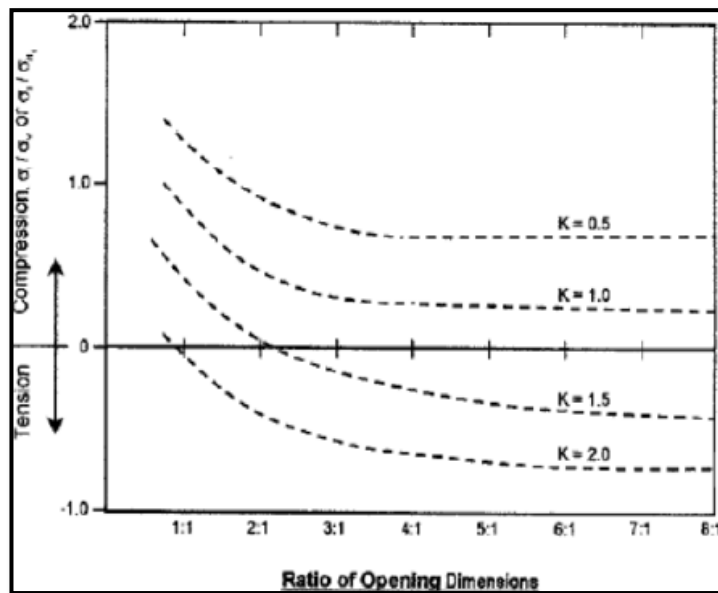


FIGURA 6.3: Curvas para estimación de esfuerzos inducidos en cajas, modificación de Stewart y Forsyth (1995)

Los esfuerzos inducidos en la excavación se ven afectados por la irregularidad de la superficie la cual presenta una profundidad variable al Nivel 10. Esta variabilidad afecta de manera directa al esfuerzo inducido sobre el techo y paredes del caserón y el posterior análisis del dimensionamiento de la excavación. La profundidad máxima es aproximadamente 200 m en la zona con mayor diferencia de cotas y cerca de 100 m en la zona con menor diferencia de cotas. La figura 6.4 representa la profundidad del Nivel 10 de la mina en relación con la elevación que presenta la topografía local.

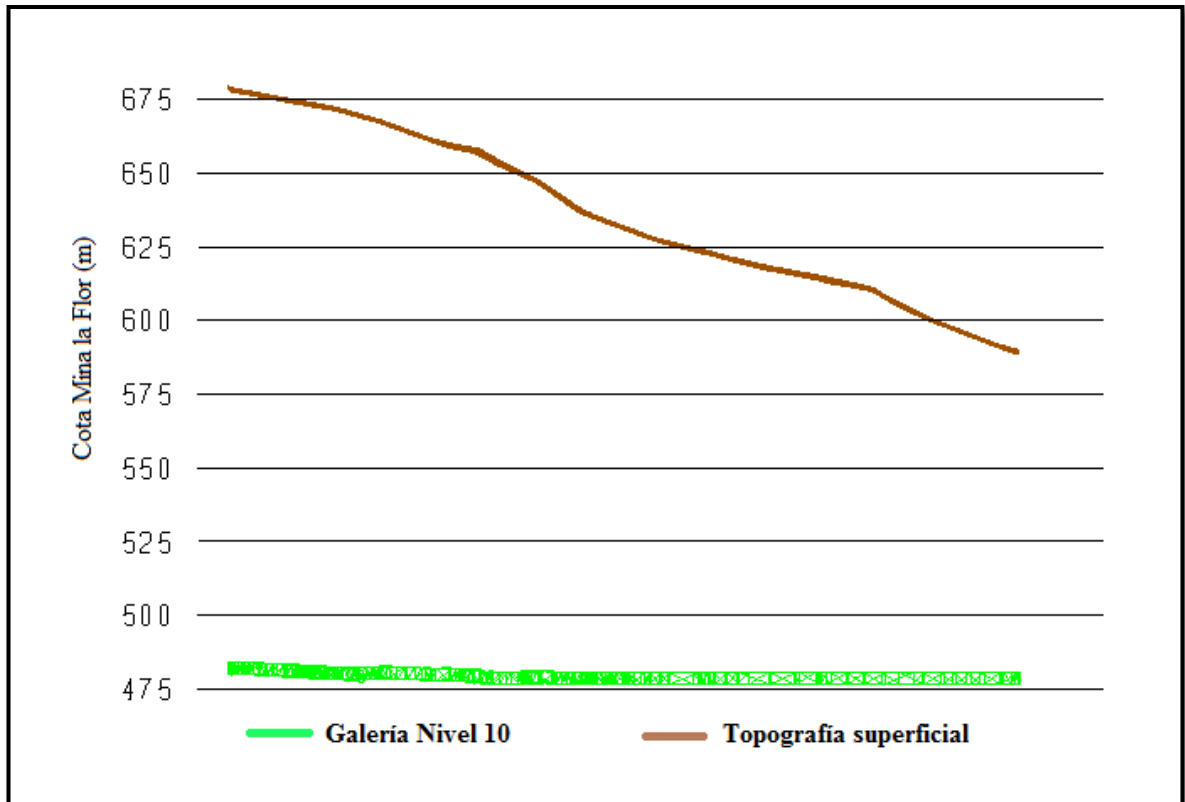


FIGURA 6.4: Profundidad Nivel 10, Mina La Flor

Los esfuerzos inducidos afectados por la diferencia de profundidad al Nivel 10 se presentan en función de Mathews et al., (1981) en la figura 6.5 para el techo y en la figura 6.6 para paredes de caja del macizo rocoso.

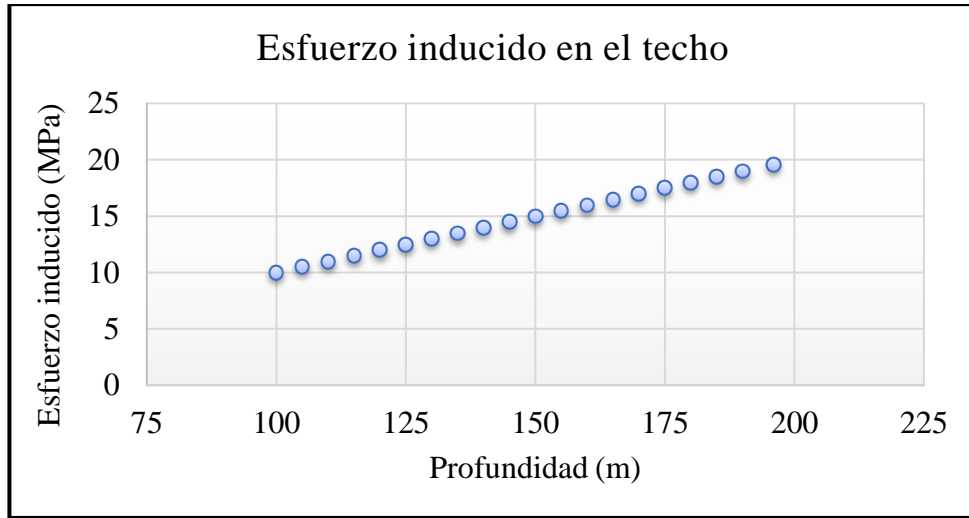


FIGURA 6.5: *Esfuerzo inducido en techo según profundidad*

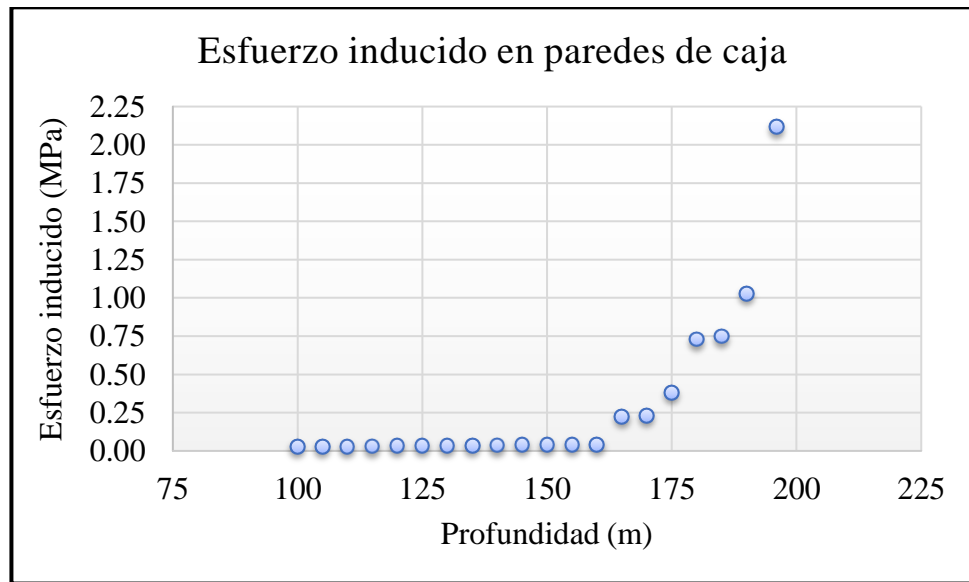


FIGURA 6.6: *Esfuerzo inducido en paredes de caja según profundidad*

Debido a que el valor que se obtiene del esfuerzo inducido es variable dependiendo de la profundidad del caserón es que se presenta un valor del Factor A, para techo y paredes, en la figura 6.7.

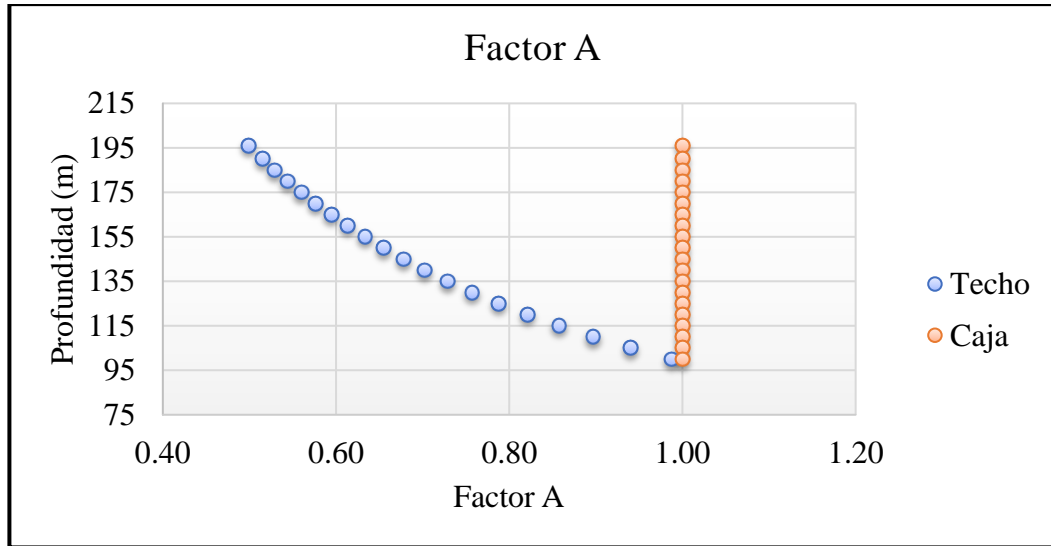


FIGURA 6.7: *Factor A, Nivel 10*

### 6.2.3 Factor B

El Factor B estipulado por Mathews et al., (1981) corresponde a un ajuste realizado al número de estabilidad N según la orientación de las discontinuidades respecto a la orientación del caserón, tanto en sus paredes como en el techo.

Para realizar el ajuste se consideran los sets definidos en Sección 5.1, los cuales se analizan en la figura 5.5 considerando el valor más desfavorable para el Factor B.

La tabla 6.3 detalla los resultados obtenidos para el Factor B en el techo y paredes del caserón.

TABLA 6.3: *Factor B, Nivel 10*

UG	Factor B
UG1	0.57
UG2	0.61

#### 6.2.4 Factor C

La corrección realizada por el Factor C propuesto por Mathews et al., (1981) corresponde a un ajuste gravitacional que considera el ángulo formado por la cara de la excavación evaluada con el plano horizontal. La corrección se basa en que, a mayor verticalidad de la pared, mayor será la estabilidad debido a la fuerza de gravedad.

Los valores de verticalidad estudiados para el techo y paredes del caserón se detallan en la tabla 6.4. Se considera la UG1 perpendicular al plano horizontal mientras que la UG2 paralela.

TABLA 6.4: *Ángulo caserón respecto plano horizontal*

UG	DIP
UG1	90
UG2	0

Los resultados del Factor C se presentan en la tabla 6.5 y se grafican en la figura 6.8

TABLA 6.5: *Factor C para cada UG, Nivel 10*

UG	FACTOR C
UG1	8.0
UG2	1.0



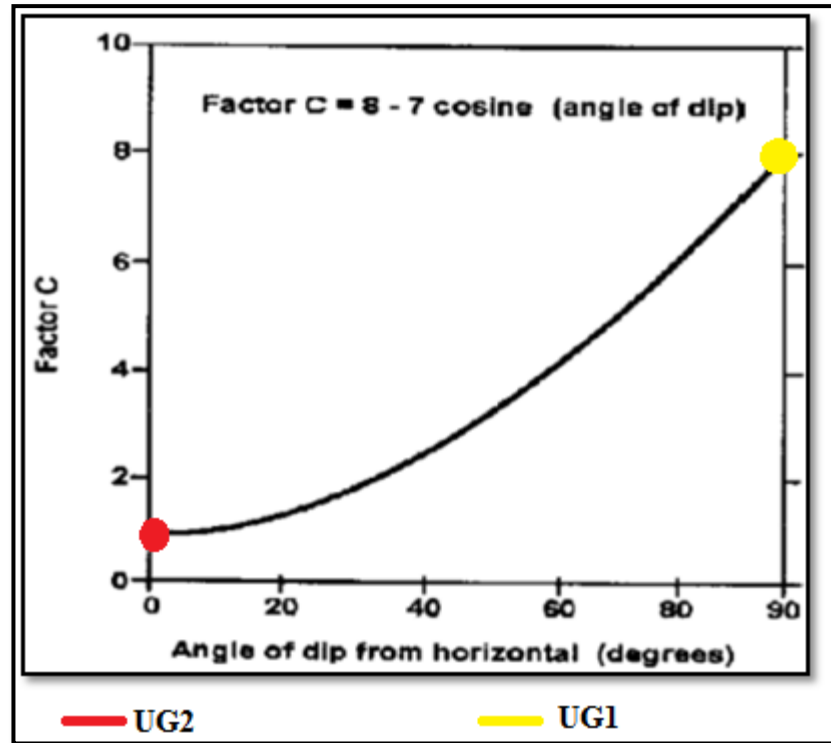


FIGURA 6.8: Factor C. Nivel 10. Modificado de Mathews et al., (1981)

### 6.2.5 Número N de estabilidad

El número de estabilidad de Mathews et al., (1981) se obtiene mediante el producto de  $Q'$  y los factores A, B y C. Se establece el número para techo y paredes del caserón considerando los factores e índices necesarios para cada caso. El número de estabilidad permite obtener el radio hidráulico de las excavaciones, tanto para paredes y techos, para luego dimensionar el largo o corrida que tendrán los caserones. La variabilidad en la profundidad del Nivel 10 afecta de manera directa al Factor A, pero de manera indirecta al dimensionamiento del caserón, por lo que se presenta una gráfica con el dimensionamiento adecuado del caserón según la profundidad a que se encuentra el Nivel 10. La figura 6.9 representa la corrida máxima que cada caserón puede alcanzar debido a la profundidad que se encuentra.

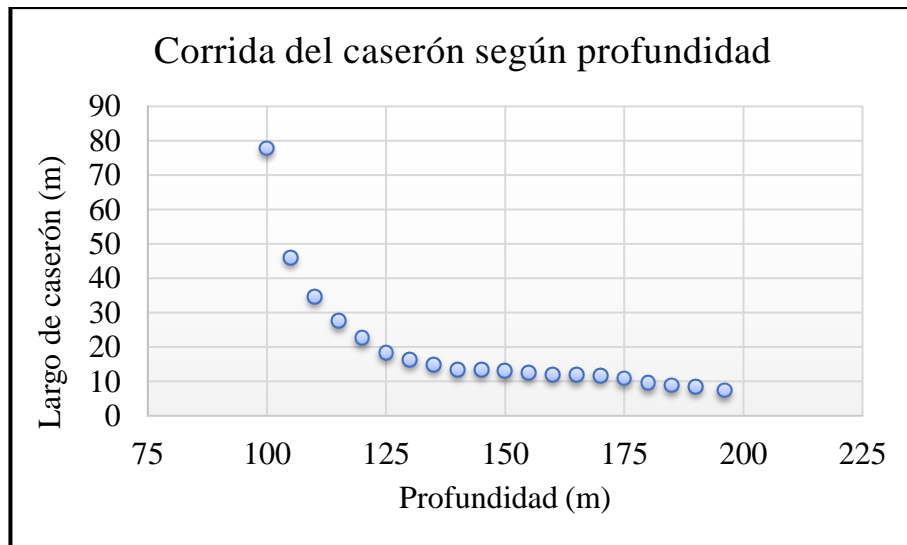


FIGURA 6.9: *Corrida del caserón según la profundidad del sector*

### 6.2.6 Caserones Nivel 10

Se lograron definir a través de la metodología empírica diecisiete caserones con corridas variables que dependen de la presión litostática a la que se encuentran sometidos. Además, junto con el dimensionamiento de los diecisiete caserones se calcula un valor predictivo de estabilidad para la pared evaluada en base al radio hidráulico y número de estabilidad  $N$  definido para dicha pared. La tabla 6.6 define los rangos de los distintos estados en que se puede encontrar la pared evaluada.

TABLA 6.6: *Rango valor predictivo  $P$*

Zona	Valor $P$
Caving	< 0.16
Falla mayor	0.16 - 0.36
Falla	0.36 - 0.84
Estable	> 0.84

Las corridas definidas se presentan en la tabla 6.7 en conjunto con el radio hidráulico, número N y el correspondiente valor predictivo para cada caserón según la metodología empírica de Mathews et al., (1981). La profundidad representa la distancia vertical entre la topografía superficial y la base del caserón.

TABLA 6.7: Caserones definidos para Nivel 10

Número de caserón	Profundidad (m)	Corrida (m)	Radio Hidráulico (m)	N	Z
1	195.50	8	1.33	0.43	0.87
2	192.50	8	1.33	0.43	0.87
3	189.50	8	1.33	0.44	0.87
4	185.50	8	1.33	0.45	0.87
5	182.00	8	1.33	0.46	0.87
6	177.00	10	1.43	0.47	0.86
7	173.00	10	1.43	0.48	0.87
8	170.00	10	1.43	0.49	0.87
9	162.00	12	1.50	0.52	0.86
10	156.20	12	1.50	0.54	0.87
11	153.70	12	1.50	0.54	0.87
12	148.00	14	1.56	0.57	0.87
13	144.00	14	1.56	0.58	0.87
14	139.80	16	1.60	0.60	0.87
15	136.70	18	1.64	0.61	0.87
16	128.00	18	1.64	0.66	0.87
17	116.00	18	1.64	0.72	0.88

La figura 6.10 gráfica el resultado del método empírico propuesto por Mathews et al., (1981) para caserones en donde el color verde representa los caserones definidos. La ubicación del caserón número 1 se encuentra a la izquierda de la imagen y en orden correlativo hacia la derecha se distribuye el resto de los caserones por el largo de la veta. El color azul representa la galería actual del Nivel 10. En gris se encuentra la rampa de acceso a la mina, mientras que el color café representa la topografía zonal.

La galería actual del Nivel 10 es relativamente horizontal, con inclinaciones menores por lo que se considera horizontal en su totalidad.

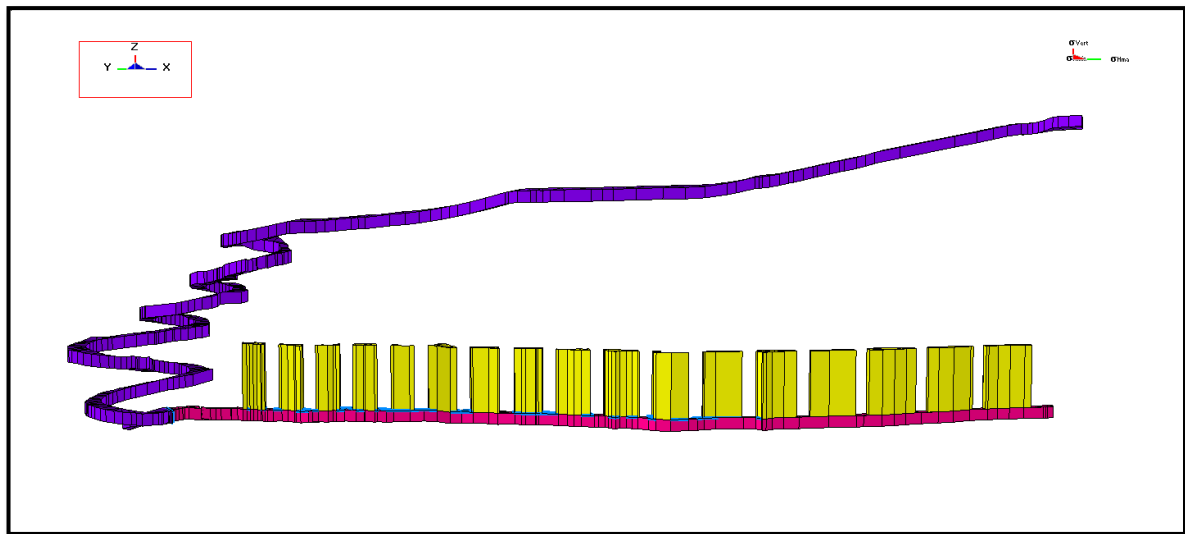


FIGURA 6.10: Caserones definidos mediante Mathews et al., (1981)

El dimensionamiento de caserones y su posterior análisis dieron por resultados que las superficies de los caserones no presentarían fallas según la metodología de Mathews et al., (1981) para las dimensiones definidas.

## **CAPÍTULO 7. EVALUACIÓN DE ESTABILIDAD DE LOZAS Y PILARES, MÉTODO EMPÍRICO.**

La evaluación y dimensionamiento de lozas y pilares del Nivel 10 de la mina se realizó a través de la metodología de Lunder y Pakalnis (1997) para el caso de pilares verticales (*Rib pillar*) y el método de *Scaled Span* para pilar de corona (*Crown pillar*) desarrollado inicialmente por Golder Associates (1990) y con modificaciones posteriores de Carter y Miller (1995).

### **7.1 MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD DE LUNDER Y PAKALNIS 1997**

La metodología de Lunder y Pakalnis (1997) se utiliza para el dimensionamiento y estabilidad de los pilares verticales que tendrán lugar entre los caserones del Nivel 10 los cuales presentan un ancho único de 4 m debido al ancho del caserón y un alto de 27 m para cada pilar. El esfuerzo vertical sobre cada pilar y área tributaria que debe soportar está afectada por la profundidad variante que presenta el Nivel 10 respecto de la superficie en conjunto con los distintos dimensionamientos de los caserones a definir. Según lo anterior, la estimación del dimensionamiento y posterior resistencia de los pilares se desarrolla teniendo en cuenta la variación en las dimensiones de las corridas de los caserones definidos y el esfuerzo variante al que se encuentran sometidos los pilares.

De este modo, la determinación del dimensionamiento de los pilares y sus respectivas resistencias se realizan teniendo en consideración el peor caso de los parámetros de interés. Se consideran los parámetros de esfuerzo vertical, la profundidad a la que se encuentra el pilar y el área tributaria. El esfuerzo vertical varía desde los 5.29 MPa en lo más profundo hasta los 2.70 MPa en lo menos profundo, mientras que la profundidad de los pilares verticales es considerada en la base de éste, teniendo una profundidad máxima de 196 m y una profundidad mínima de 110 m aproximadamente. El área tributaria de cada pilar estará asociada a la dimensión de los caserones adyacentes a él en conjunto con el área propia de cada pilar.

La figura 7.1 representa el esfuerzo vertical al que están sometidos los pilares del Nivel 10 en consideración con la presión litostática a la que están sometidos. La densidad del macizo rocoso que ejerce la carga litostática sobre los pilares es considerada, en promedio, como 2.7 (g/cm<sup>3</sup>) para toda el área.

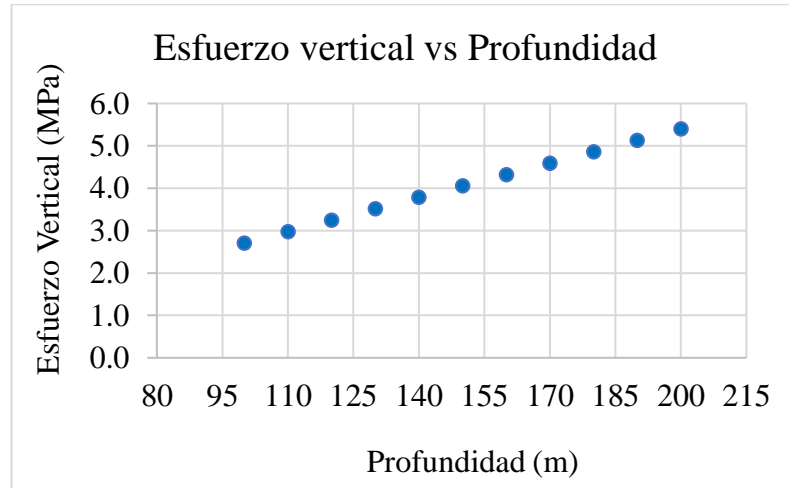


FIGURA 7.1: *Esfuerzo vertical sobre pilares*

## 7.2 DIMENSIONAMIENTO Y EVALUACIÓN DE PILARES

El dimensionamiento de los pilares se determina a través de la ecuación 3.7 de resistencia de pilares propuesta por Lunder y Pakalnis (1997). Se determinó que el largo mínimo de los pilares verticales debe ser 4.85 m, esto se debe a que la ecuación 3.9 del confinamiento medio de los pilares se indetermina por el ancho de caserones y altura de pilares. Por operatividad y simplicidad, se redefine el largo mínimo de los pilares como 5 m.

La tabla 7.1 presenta los valores de esfuerzo a los que está sometido el pilar, la resistencia de cada pilar y el Factor de Seguridad de cada uno.

TABLA 7.1: *Factor de Seguridad de pilares definidos según Lunder y Pakalnis (1997)*

Número de Pilar	Esfuerzo inducido (MPa)	Resistencia pilar (MPa)	F.S.
1	13.75	29.82	2.17
2	13.42	29.82	2.22
3	13.21	29.82	2.26
4	13.00	29.82	2.29
5	13.61	29.82	2.19
6	14.25	29.82	2.09
7	13.86	29.82	2.15
8	14.27	29.82	2.09
9	14.04	29.82	2.12
10	13.40	29.82	2.23
11	13.79	29.82	2.16
12	14.17	29.82	2.10
13	14.36	29.82	2.08
14	14.96	29.82	1.99
15	14.54	29.82	2.05
16	14.25	29.82	2.09

En la figura 6.10 de caserones se aprecian los pilares definidos mediante el método empírico de Lunder y Pakalnis (1997), en donde los pilares se ordenan de izquierda a derecha desde el pilar número 1 hasta el 16.

El análisis para la estabilidad de pilares definidos mediante la metodología empírica de Lunder y Pakalnis (1997) da como resultados pilares estables con un promedio del Factor de Seguridad de 2.15 para la condición más desfavorable.

### 7.3 ANÁLISIS DE PILAR DE CORONA MEDIANTE SCALED SPAN, GOLDER ASSOCIATES (1990).

El método pilar escalado desarrollado en Golder Associates (1990) y con modificaciones posteriores por Carter y Miller (1995) es calculado como una función de la dimensión del pilar en conjunto con el estrés presente, la orientación del pilar, la densidad del pilar y el índice de calidad Q del pilar.

Para el caso del pilar escalado que presenta Mina La Flor se utiliza como propiedades del pilar las determinadas para la roca de caja del yacimiento, mientras que el dimensionamiento se considera variable debido al cambio de profundidad del pilar que afectará de manera directa al estrés que está sometido (tabla 7.2).

TABLA 7.2: *Parámetros pilar escalado*

Parámetro	Mínimo	Máximo
Densidad (g/cm <sup>3</sup> )	2.7	2.7
Espesor T (m)	4	4
Altura pilar de corona escalado S (m)	86	168
Largo pilar de corona L (m)	230	230
Orientación (°)	90	90

La figura 7.2 representa el Factor de Seguridad del pilar escalado dependiendo de la altura que posea el pilar en el largo de la galería.



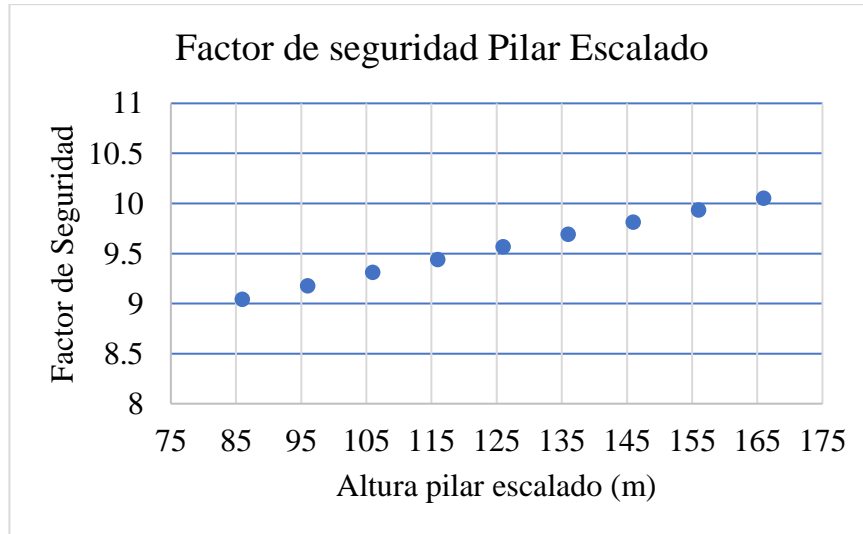


FIGURA 7.2: *Factor de Seguridad del pilar de corona mediante Scaled Span, Golder (1990)*

Según la metodología propuesta por Golder Associates (1990) el pilar de corona escalado de Mina La Flor no presentaría fallas debido a su elevado Factor de Seguridad.

## CAPÍTULO 8. MODELAMIENTO NUMÉRICO

El análisis mediante modelamiento numérico desarrollado a través del software Map3D se realizó con el objetivo de ver en detalle la respuesta del macizo rocoso producto de las excavaciones mineras desarrolladas sobre él. El resultado del modelo es una redistribución de los esfuerzos comparados con las propiedades del macizo rocoso.

### 8.1 GEOMETRÍA DEL MODELO

La geometría del modelo que se analiza en Map3D fue desarrollada a través del software minero Minesight donde se cargó la topografía de la zona, galerías existentes, rampa de acceso y el diseño de caserones y pilares. La figura 8.1 muestra la geometría y distribución de los pilares del diseño para soportar la excavación de los caserones según el diseño obtenido. En color rojo se encuentran los pilares, en amarillo la excavación de los caserones, en verde y celeste dos niveles superiores, en rosa Nivel 10 y en color púrpura azulado la rampa de acceso.

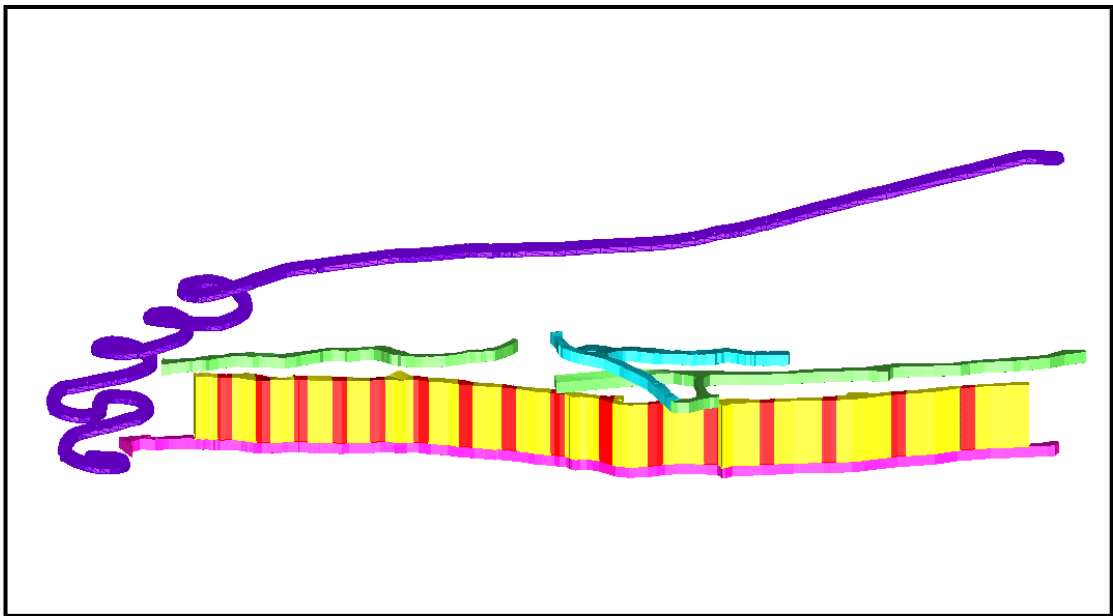


FIGURA 8.1: Geometría del modelo obtenido de Minesight

## 8.2 PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DEL MODELO

En el modelamiento numérico realizado se utilizaron las propiedades geomecánicas correspondientes a la UG2, veta (figura 8.2).

Material Properties	
Material Name	UG2
Material #	1
Material Type	Hoek-Brown (FF)
Peak	
Tension Cutoff	0
Sigma:C (lab scale)	100
m Hoek-Brown	3.15
s Hoek-Brown	0.0016
Young's Modulus	6310
Poisson's Ratio	0.25
Standard Dev	0
Viscous Mod (Gn)	0
Viscous Mod (Gs)	0
Expansion Coef	1
Conductivity	1
<input checked="" type="radio"/> Elastic only <input type="radio"/> Elasto-Plastic <input type="radio"/> Inactive	
User Defined Parameters	
Dump to File	
? Copy from matl...	Stress State
Close	

FIGURA 8.2: *Propiedades UG2. Map3D*

### 8.3 ESTADOS DE ESFUERZOS PRE-MINERÍA

Para determinar el estado de los esfuerzos en la condición de pre-minería se consideró el criterio usando para el cálculo del Factor A correspondiente al número de estabilidad N de Mathews et al., (1981) en el cual para determinar el esfuerzo vertical se consideró una presión de la columna de roca como litoestático con una densidad promedio de  $2.7 \text{ g/cm}^3$ . Además, y según la orientación de los caserones, se asignó un  $K_{\text{Transversal}}$  y  $K_{\text{Longitudinal}}$  de 1.3 para ambas direcciones. La figura 8.3 presenta los valores de esfuerzos in situ.

Parameter	Value
Horizontal Datum	500
$\sigma^{Hmax}$ constant	0
$\sigma^{Hmin}$ constant	0
$\sigma^{vert}$ constant	0
$\Delta\sigma^{Hmax}$ variation	-0.0351
$\Delta\sigma^{Hmin}$ variation	-0.0351
$\Delta\sigma^{vert}$ variation	-0.0270
$\sigma^{Hmax}$ trend	37
$\sigma^{Hmax}$ plunge	0
$\sigma^{vert}$ trend	0
t/h constant	0
$\Delta t/h$ variation	0

FIGURA 8.3: Esfuerzos in situ en pre-minería. Map3D

## 8.4 ETAPAS DEL MODELO

El modelamiento numérico de Mina La Flor se desarrolló considerando inicialmente 2 etapas de secuenciamiento. La primera etapa considera la extracción de rampas y galerías actuales que sirven de acceso a los niveles de la mina, además esto representa la condición actual de la mina (figura 8.4).

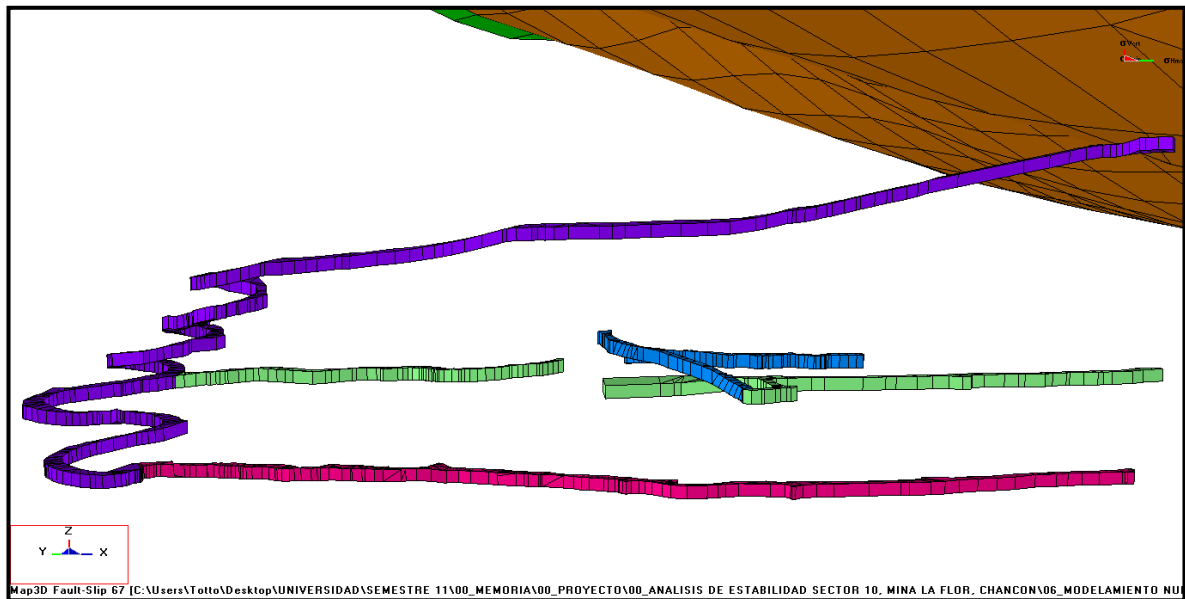


FIGURA 8.4: *Paso 1, condición actual. Map3D*

La segunda etapa corresponde a la excavación de los caserones del Nivel 10 considerando su extracción desde el final de la galería hasta el comienzo en la rampa (figura 8.5).

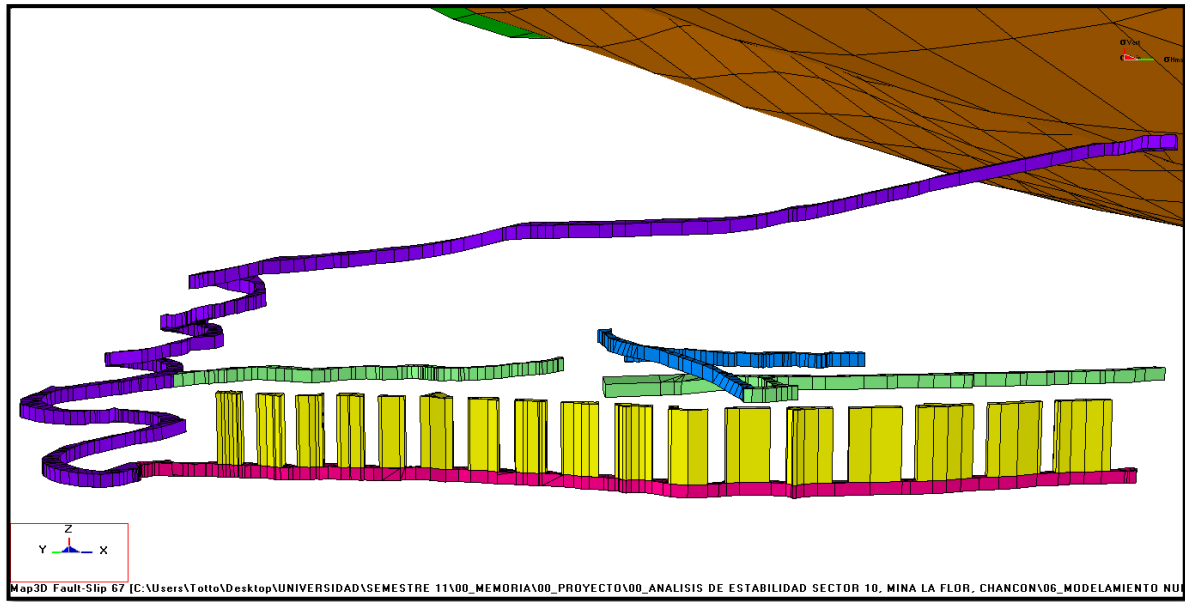


FIGURA 8.5: Paso 2, diseño con caserones. Map3D

## 8.5 GRILLAS PARA RESULTADOS

Para una buena interpretación del modelo se distribuyen grillas verticales a través de los caserones y pilares con la finalidad de calcular los esfuerzos inducidos sobre el macizo rocoso (figura 8.6).

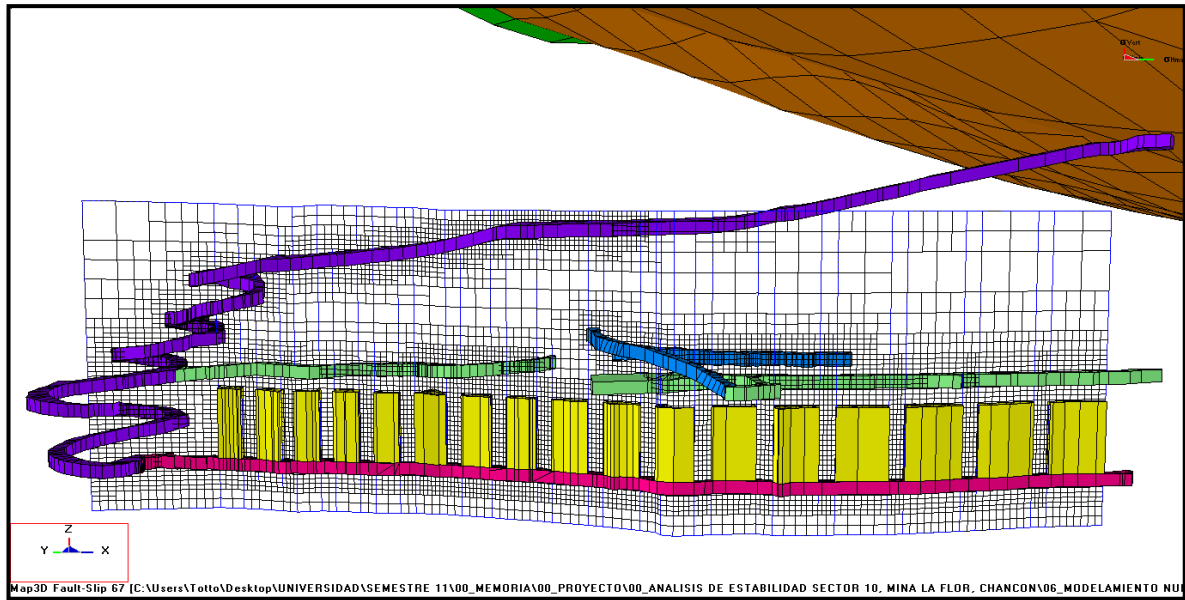


FIGURA 8.6: Grilla para resultados del modelo. Map3D

## 8.6 RESULTADO Y ANÁLISIS DEL MODELAMIENTO NUMÉRICO

Los resultados del modelamiento numérico se presentan en función al comportamiento que tienen los esfuerzos principales mayores,  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$ , además del Factor de Seguridad (SFA). El análisis se realiza para cada etapa definida del modelo.

### 8.6.1 Etapa 1: Rampas y galerías actuales

Las rampas y galerías actuales del Nivel 10 se evalúan mediante el modelamiento entregando como resultado las gráficas para cada esfuerzo principal y el SFA.

La figura 8.7 representa el comportamiento actual del esfuerzo principal mayor el cual presenta valores promedio de  $\sigma_1$  para la zona de la rampa de 7.9 MPa, mientras que para el Nivel 10 presenta valores de 9.8 MPa. Los valores más elevados se encuentran a la mayor profundidad del modelo alcanzando los 12.5 MPa para para el esfuerzo principal mayor.

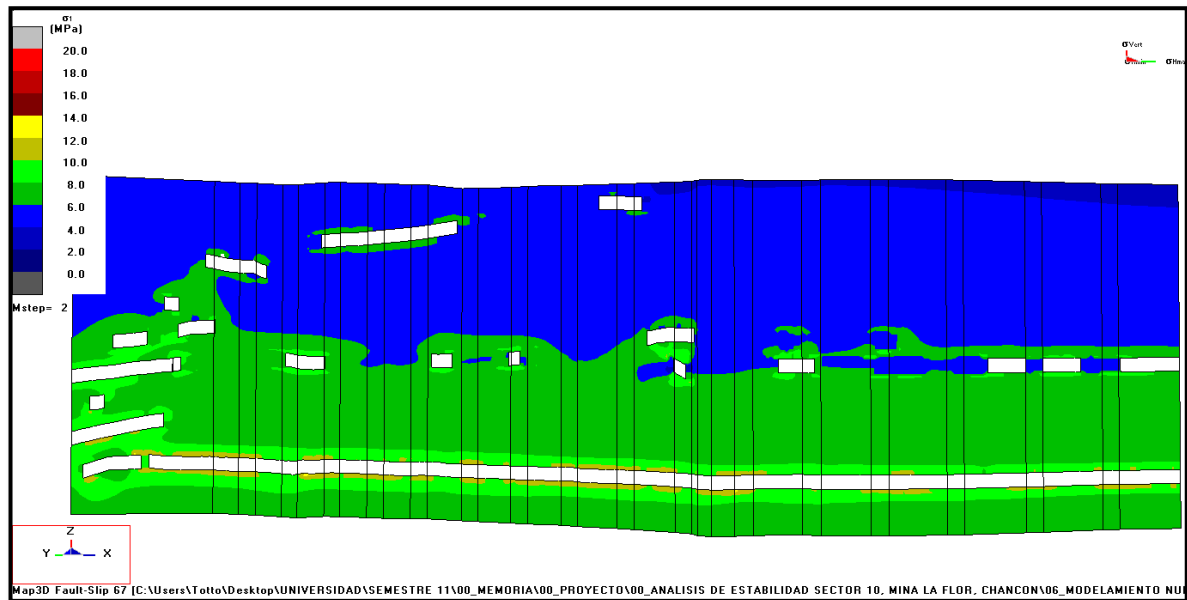


FIGURA 8.7: *Esfuerzo principal mayor para la condición actual. Map3D*

El esfuerzo principal menor  $\sigma_3$  para la etapa 1 queda reflejado en la figura 8.8 donde en general, la condición actual no presenta problemas de confinamiento con un valor promedio de 2.6 MPa para la galería.



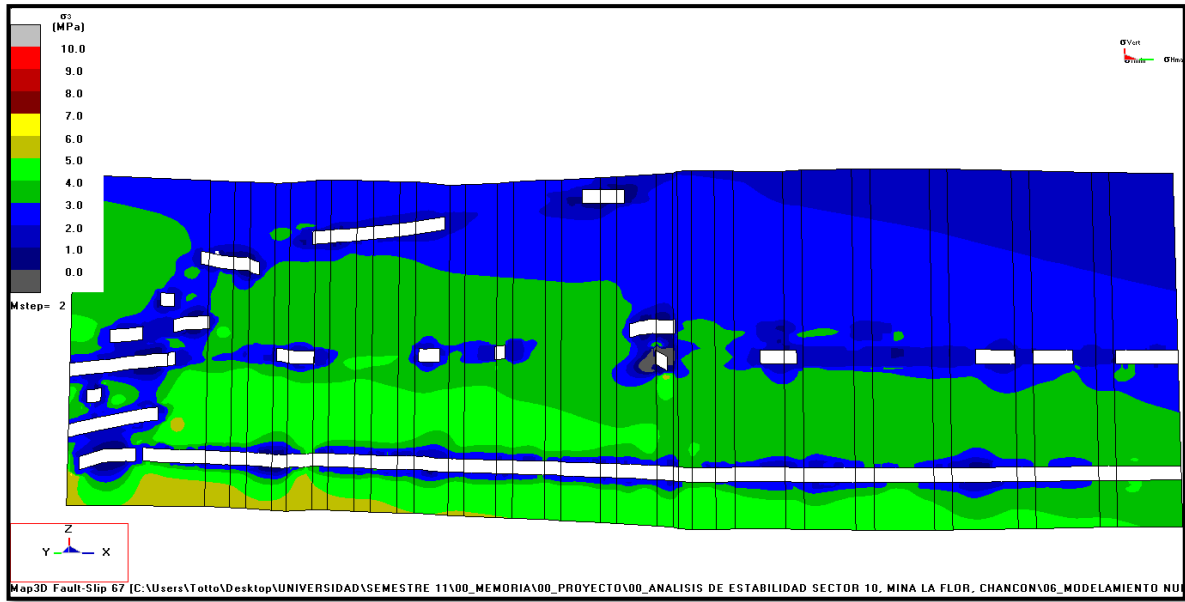


FIGURA 8.8: Esfuerzo principal menor para la condición actual. Map3D

En general, la galería del Nivel 10 y el nivel superior de la condición actual de la mina presentan valores cercanos a 3.00 para el Factor de Seguridad (figura 8.9).

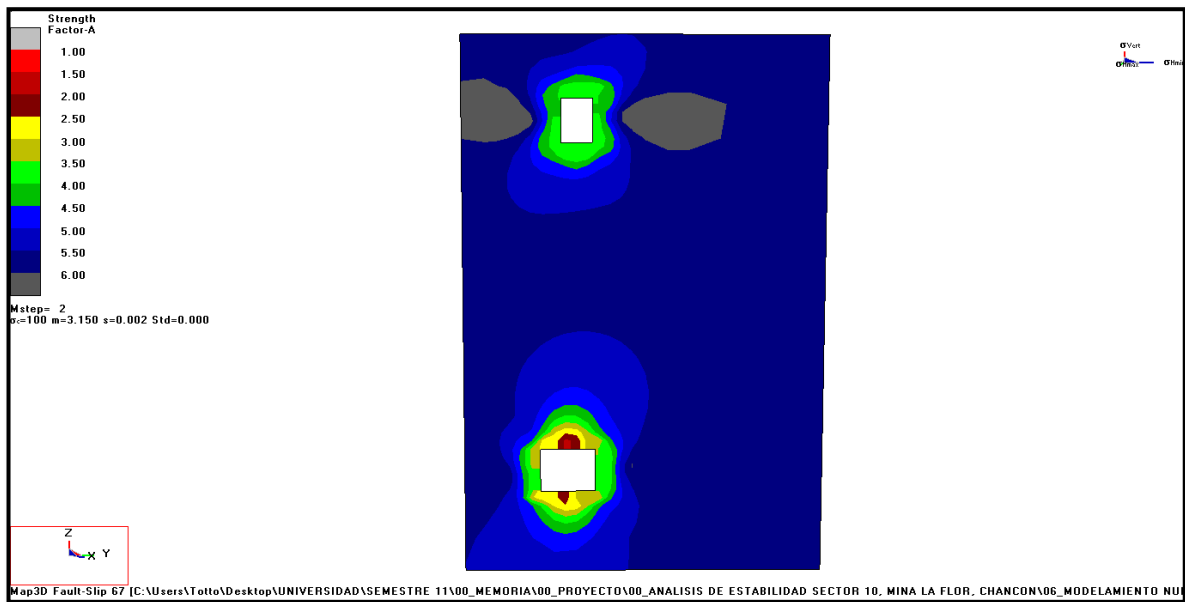


FIGURA 8.9: Factor de Seguridad SFA para Nivel 10 etapa actual, corte transversal. Map3D

## 8.6.2 Etapa 2: caserones y pilares

La etapa 2 del modelo considera la excavación de los caserones dejando *rib pillar* entre caserones y un *sill pillar* entre niveles adyacentes. El modelo da como respuesta los esfuerzos principales mayores en conjunto con el Factor de Seguridad de la mina.

La figura 8.10 grafica el esfuerzo principal mayor  $\sigma_1$  que afecta a los pilares verticales luego de realizar las excavaciones de los caserones. El modelo entrega resultado para el  $\sigma_1$  de 15.9 MPa en promedio para los pilares.

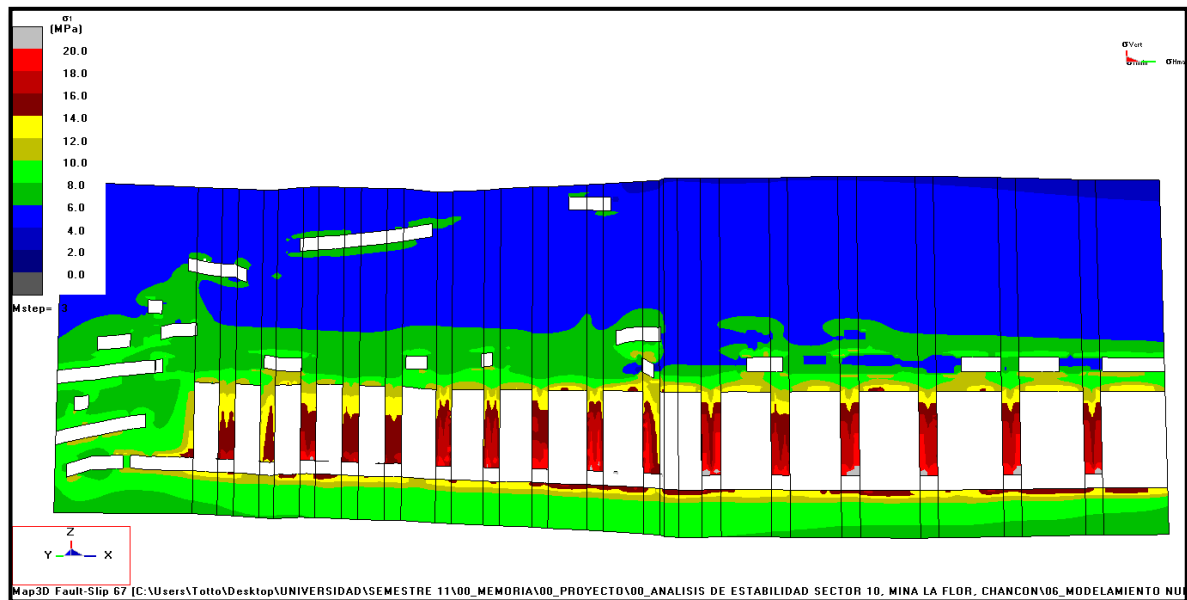


FIGURA 8.10: Esfuerzo principal mayor para pilares luego de la etapa 2. Map3D

Para los caserones el modelo determina el esfuerzo principal mayor  $\sigma_1$  como 7.6 MPa en promedio para el techo, mientras que para las paredes de los caserones un  $\sigma_1$  de 3.5 MPa (figura 8.11).

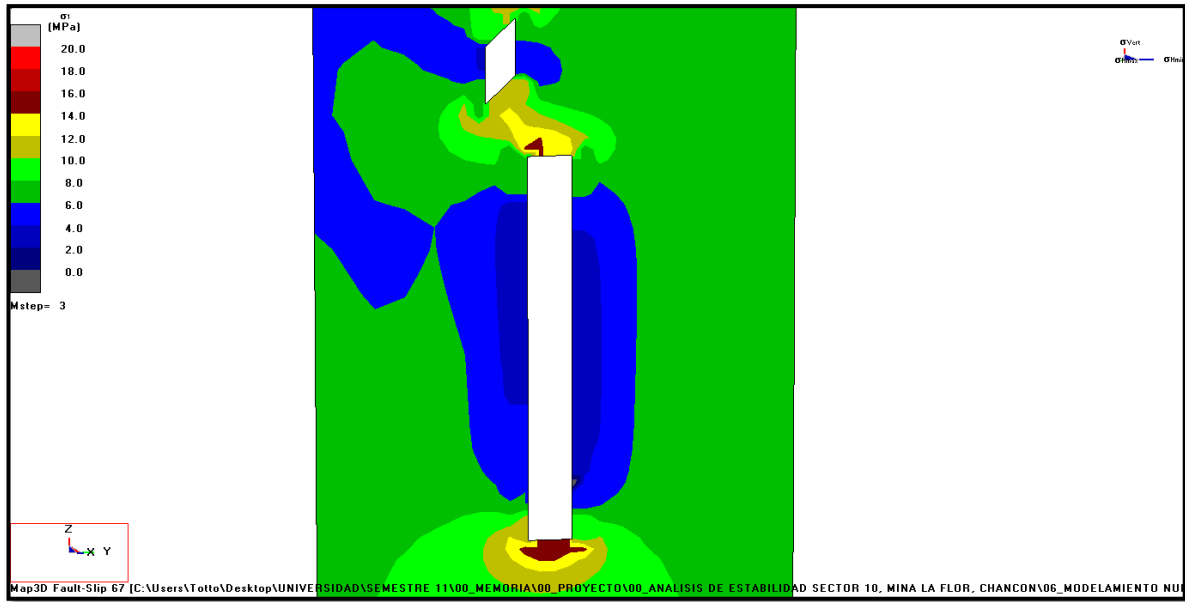


FIGURA 8.11: Esfuerzo principal mayor para caserones luego de la etapa 2. Corte transversal. Map3D

El esfuerzo principal menor  $\sigma_3$  luego de la etapa 2 queda ilustrado en la figura 8.12. El modelo entrega valores de confinamiento para pilares de 3.6 MPa en promedio. El pilar menos confinado posee un valor 1.6 MPa para  $\sigma_3$ , mientras que el pilar más confinado presenta valores de 6.2 MPa.

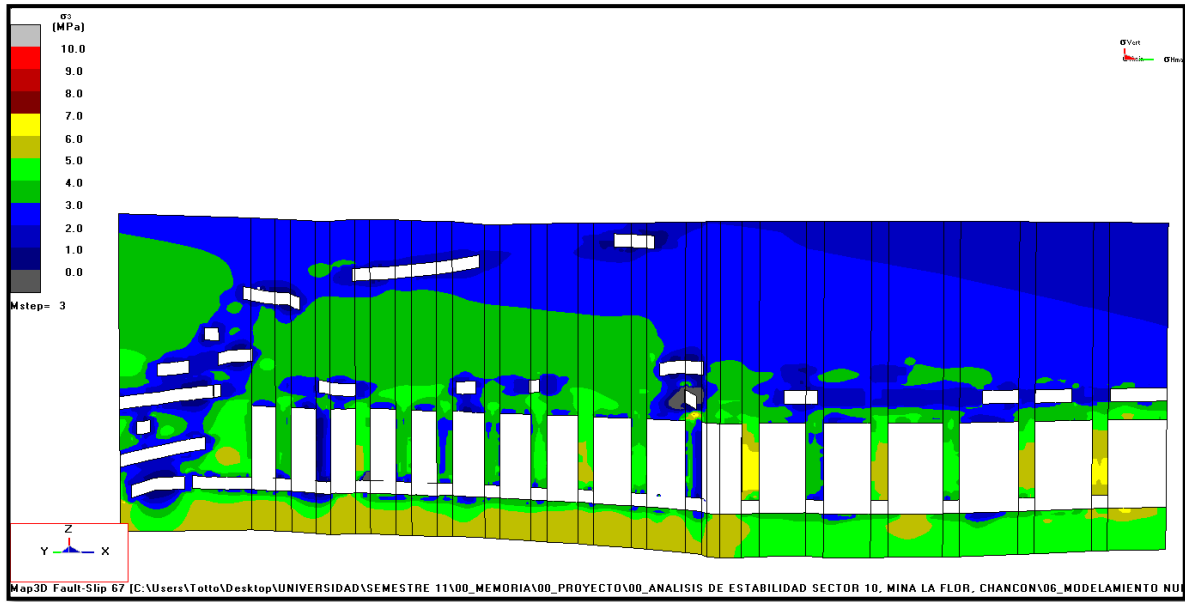


FIGURA 8.12: *Esfuerzo principal menor luego de la etapa 2 en pilares. Map3D*

En relación con la figura 8.13, para el esfuerzo principal menor en caserones el modelo entregó valores de 0.5 MPa en promedio. El desconfinamiento de los caserones podría generar dilución de la extracción de los caserones.

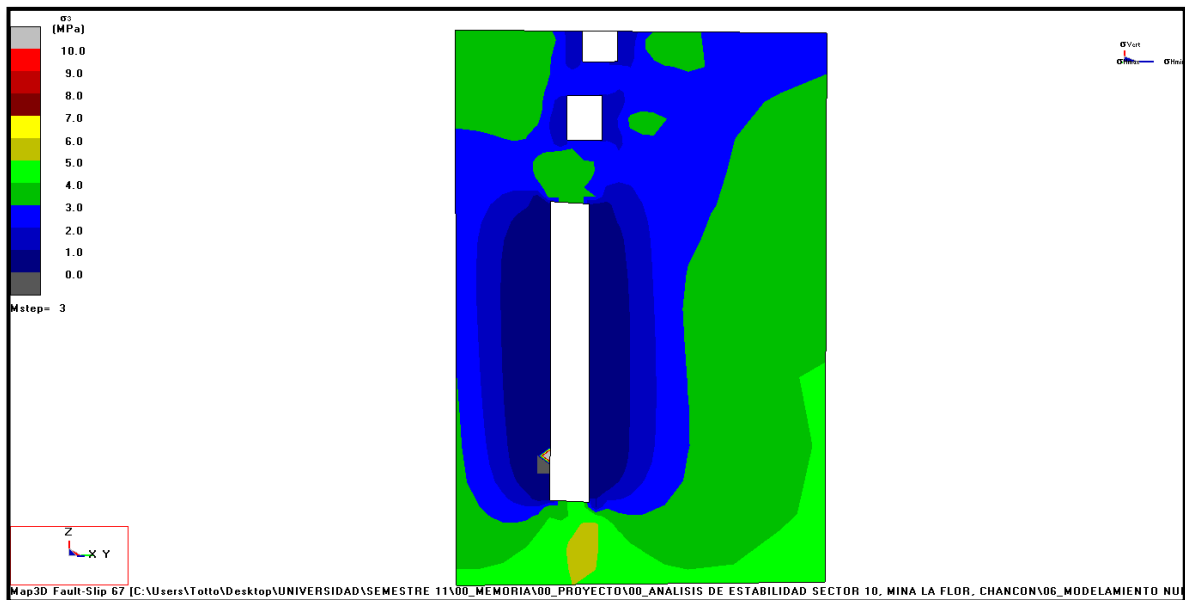


FIGURA 8.13: *Esfuerzo principal menor luego de etapa 2. Corte transversal. Map3D*

El modelamiento numérico luego de realizar minería de caserones dio por resultado un Factor de Seguridad SFA promedio de 2.5 para pilares. El pilar número dos presenta el SF más bajo del nivel, con un valor promedio de 1.80 en su integridad (figura 8.14).

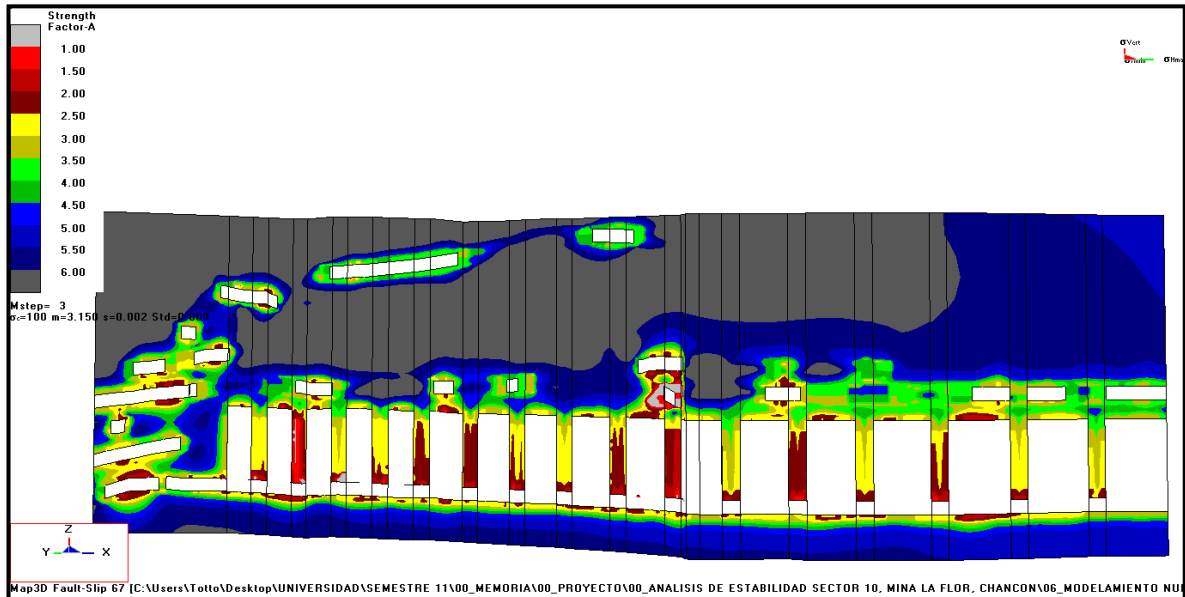


FIGURA 8.14: Factor de Seguridad SFA al final de la etapa 2. Map3D

De acuerdo con los resultados del modelamiento numérico, se determina analizar una tercera etapa donde se produzca la extracción de pilares de forma de optimizar la recuperación minera. Se estudia la posibilidad de extraer pilar por medio y se analiza en la siguiente sección.

### 8.6.3 Etapa 3: extracción de pilares mineros

En la tercera etapa de modelación se analiza la posibilidad de aumentar el tamaño en base a los resultados obtenidos en la etapa 2. Para ello, se considera un nuevo tamaño de caserones donde se extraerá un pilar minero por medio (figura 8.15).

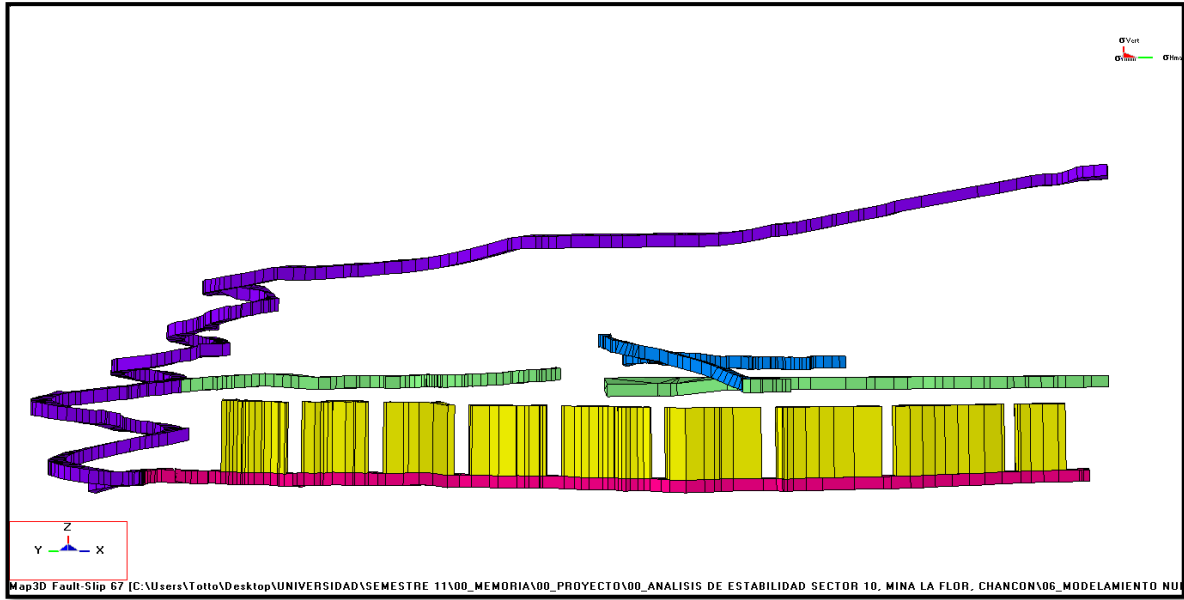


FIGURA 8.15: *Modelo optimizado, etapa 3. Map3D*

El modelo optimizado determinó que los esfuerzos principales  $\sigma_1$  sobre los pilares son de 17.1 MPa en promedio, donde el esfuerzo principal mayor para  $\sigma_1$  es de 19.6 MPa y con un valor mínimo de 15.9 MPa para  $\sigma_1$  (figura 8.16).

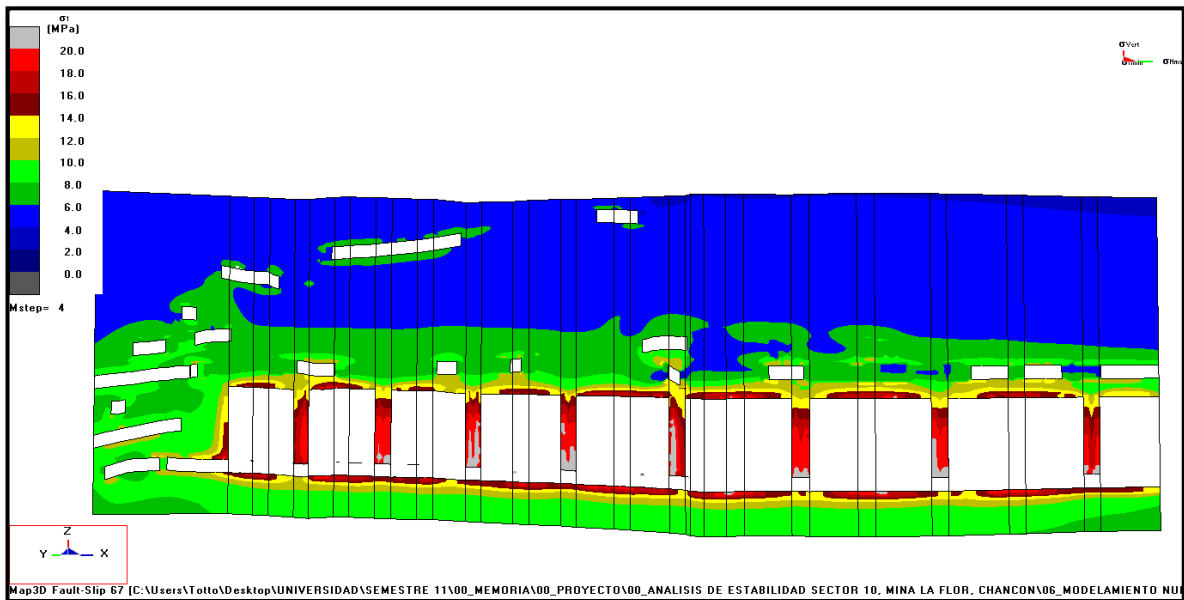


FIGURA 8.16: *Esfuerzo principal mayor en pilares para etapa 3. Map3D*

La figura 8.17 presenta la distribución del esfuerzo principal  $\sigma_1$  sobre los nuevos caserones del Nivel 10. En general, los caserones presentan valores de 17.5 MPa en promedio para los techos y pisos, mientras que para las paredes presentan valores de 3.4 MPa para  $\sigma_1$ .

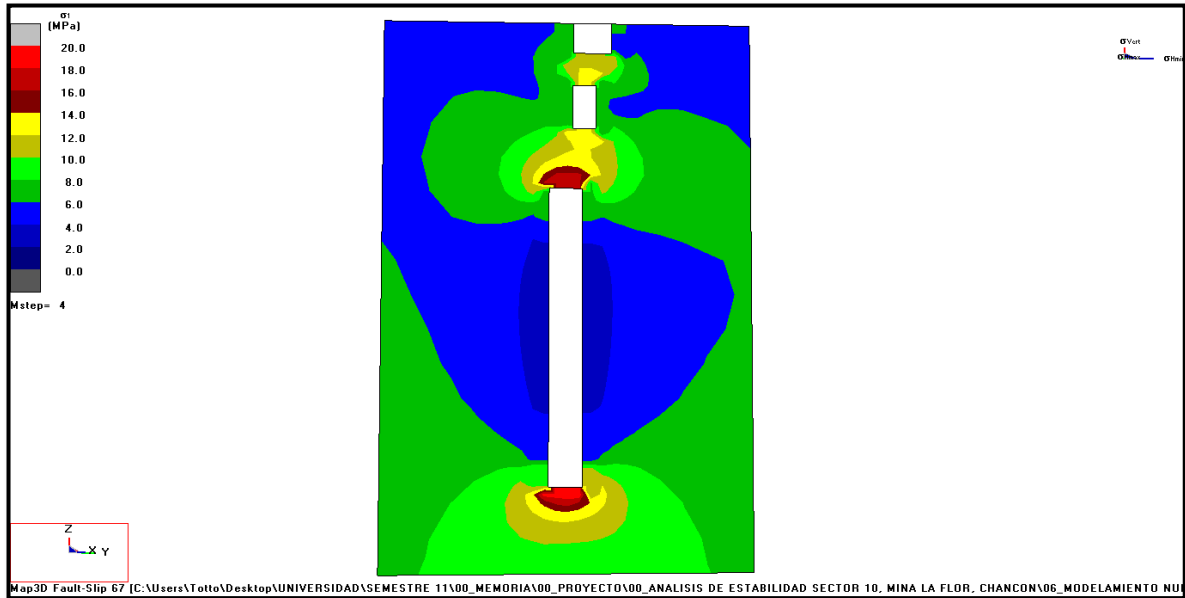


FIGURA 8.17: *Esfuerzo principal mayor en caserones para etapa 3. Corte transversal. Map3D*

Bajo los resultados del esfuerzo principal menor para la etapa 3, se observa que los valores de  $\sigma_3$  son, en promedio, 2.9 MPa para los pilares, los cuales no presentarán inestabilidad por desconfiamiento (figura 8.18).

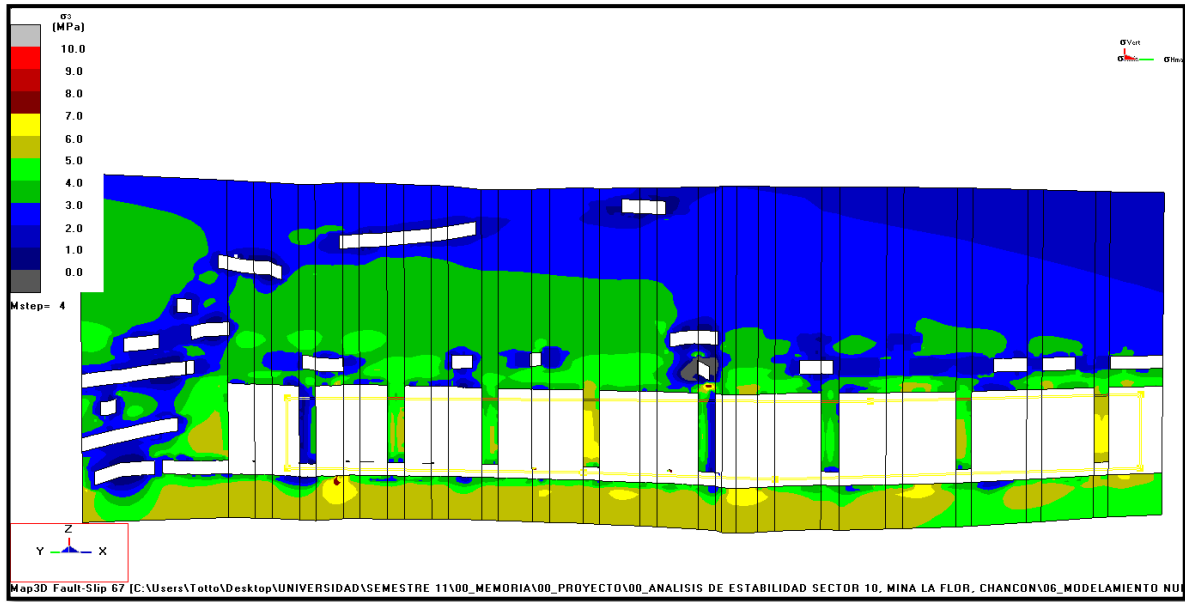


FIGURA 8.18: *Esfuerzo principal menor para pilares en etapa 3. Map3D*

Según lo apreciado en la figura 8.19, el confinamiento presentado por los caserones en la etapa 3 ronda los 0.5 MPa, lo que podría producir dilución en los caserones.

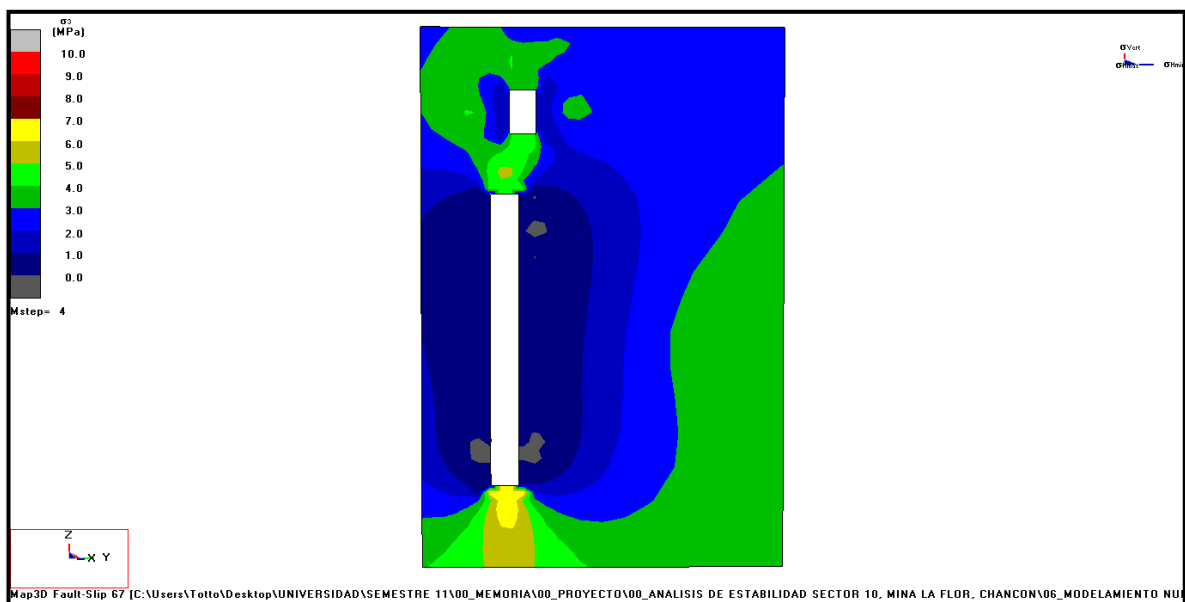


FIGURA 8.19: *Esfuerzo principal menor para caserones. Corte transversal. Map3D*



Como se aprecia en los resultados del Factor de Seguridad SFA para la etapa 3, el efecto de los esfuerzos principales frente a la resistencia mostrada por las propiedades del macizo rocoso es que se determina, bajo el criterio de Hoek-Brown (2002), que los pilares no presentan inestables, con un resultado promedio del Factor de Seguridad para los *rib pillar* de 2.13. El pilar en la condición más crítica presenta un valor para el Factor de Seguridad SFA de 1.74, mientras que el pilar más estable presenta valores de 2.60 para el Factor de Seguridad (figura 8.20).

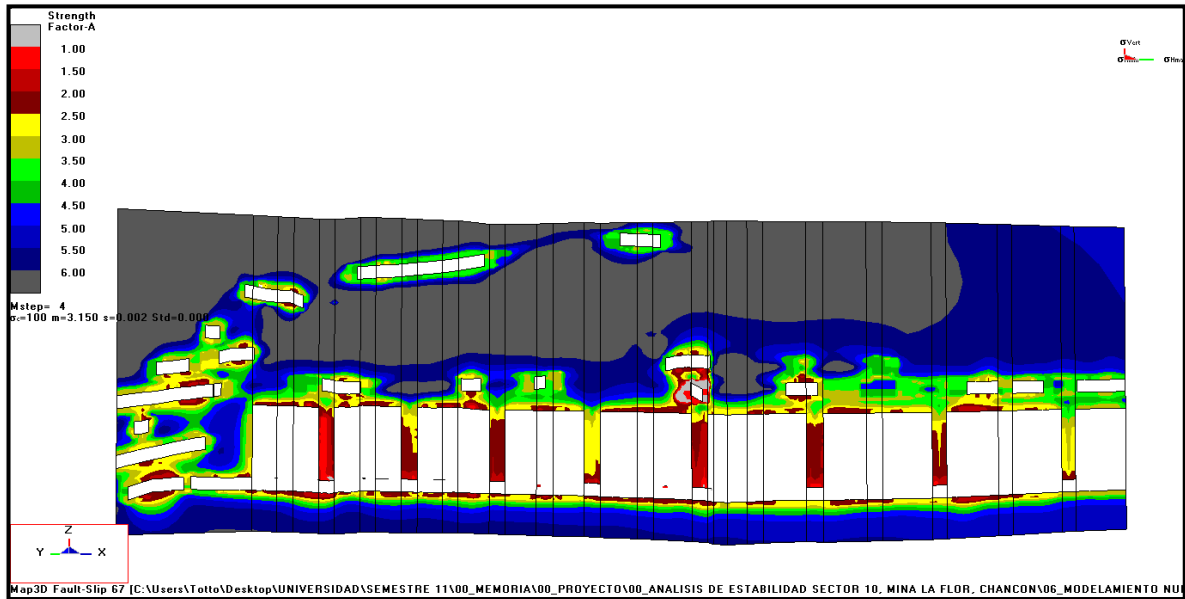


FIGURA 8.20: *Factor de Seguridad SFA para etapa 3. Map3D*

Respecto al *sill pillar* entre el Nivel 10 y Nivel 8, el modelamiento determinó algunos pilares presenta valores del Factor de Seguridad SFA cercanos a 1.00 en los bordes del pilar, pero en general los esfuerzos principales no generan una situación de inestabilidad del pilar. Bajo el criterio de falla de Hoek-Brown el pilar presenta en promedio un Factor de Seguridad de 3.34, con un valor mínimo de SFA de 1.35. (figura 8.21).

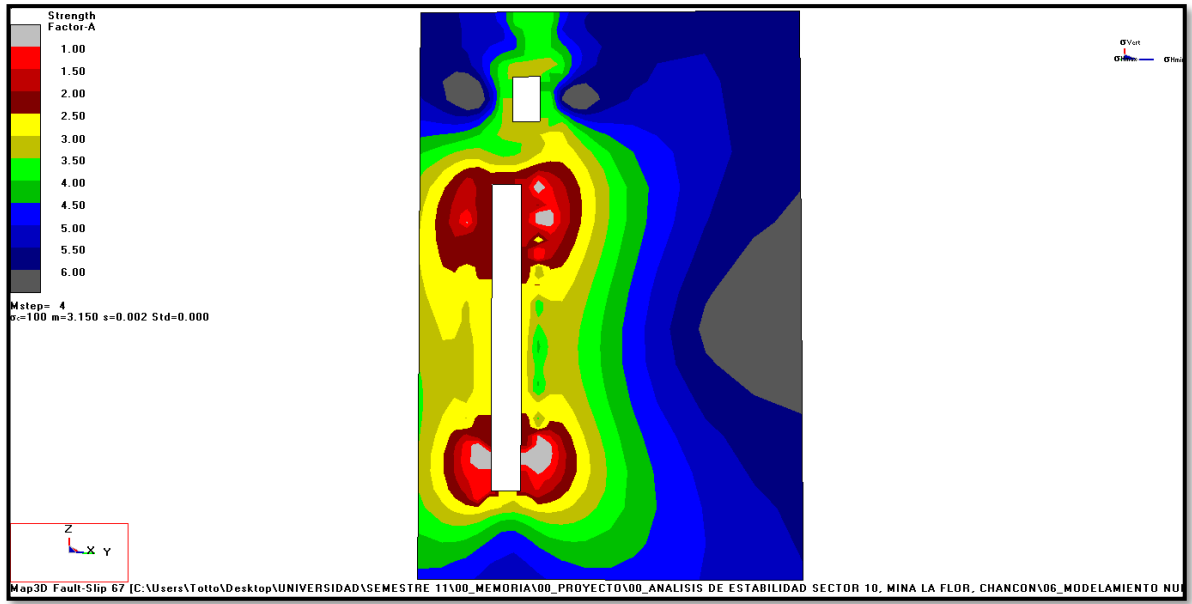


FIGURA 8.21: *Factor de Seguridad para sill pillar en etapa 3. Corte transversal. Map3D*

## CAPÍTULO 9. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

A partir del estudio realizado al Nivel 10 de operaciones de Mina La Flor ubicado en el distrito de Chancón Región de O'Higgins, fue posible caracterizar el área a través de ensayos de laboratorio y mapeos estructural y geotécnico. Además, se analizaron posibles caserones y pilares para el Nivel 10.

Según los datos del laboratorio y en conjunto con los mapeos realizados se definieron dos unidades geotécnicas denominadas como UG1, para la roca de caja y UG2 para la roca mineralizada, veta.

Los ensayos de laboratorio determinaron las propiedades de la roca intacta teniendo por resultado la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso y densidad, los cuales fueron definidos para cada unidad geotécnica. De la resistencia a la compresión simple se obtuvo para la roca de caja un valor UCS de 117.18 MPa., mientras que para la veta se obtuvo un valor UCS de 99.67 MPa. En el análisis de densidad del macizo rocoso se determinó un valor de 2.70 ton/m<sup>3</sup> para toda la integridad de éste. Estos valores se utilizaron principalmente en la evaluación de estabilidad empírica y modelamiento numérico realizado al Nivel 10.

El análisis estructural definió los sistemas estructurales presentes en la mina. Se determinaron cuatro sets de estructuras con orientaciones (dip/dipdir): S1 = 58°/080°, S2 = 54°/215°, S3 = 51°/274° y S4 = 80°/103°. Los sistemas estructurales fueron usados en el análisis empírico de Mathews et al., (1981).

La caracterización del macizo rocoso se realizó en base a la clasificación de Bieniawski (1989) para luego inferir a través de ella los índices de *Geological Stress Index* y el Q de Barton et al., (1974). Se determina, en base al RMR<sub>89</sub>, que la unidad geotécnica de la caja y de la veta tienen una clasificación de roca de mediana calidad. La siguiente tabla resume los valores obtenidos para cada unidad geotécnica:

TABLA 9.1: Clasificaciones geotécnicas, Nivel 10

Unidad Geotécnica	RMR <sub>89</sub>	GSI	Q'
Caja	54.0	49.0	3.0
Veta	47.3	42.3	1.4

De acuerdo con la evaluación de caserones y pilares por el método empírico, se determina que los caserones diseñados por el método gráfico de Mathews et al., (1981) mantienen sus paredes en zonas estables y fuera de la zona de falla menor. En cuanto a los techos, la condición de estabilidad es más crítica y se encuentra al límite de la zona estable-falla que propone Mathews et al., (1981). En relación con el análisis de estabilidad de los pilares se determina que poseen, en promedio, un Factor de Seguridad de 2.15 en la condición más desfavorable de analizar. Según la gráfica de Lunder y Pakalnis (1997) los pilares se encuentran en una zona estable por sobre el límite del FS de 1.4. En cuanto al análisis del pilar de corona escalado, se determinó que, para las condiciones de la mina, posee un alto valor de FS por lo que se considera estable.

Se realizó un modelamiento numérico con el software Map3D con la finalidad de evaluar la redistribución de los esfuerzos luego de realizar la explotación del Nivel 10. Se analizan los esfuerzos principales mayores,  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$ , junto con el Factor de Seguridad SFA de los pilares en tres etapas: condición actual, caserones y pilares, recuperación de pilares mineros.

El resultado del modelamiento indicó para la primera etapa de condición actual que la galería del Nivel 10 presenta valores promedio para el  $\sigma_1$  de 9.8 MPa, para la rampa valores que rondan los 8.0 MPa, mientras que en la máxima profundidad del nivel se encuentra el máximo valor de  $\sigma_1$  con 12.5 MPa. Para el esfuerzo principal menor, el modelo determinó que la galería no presenta mayores riesgos de desconfiamiento. En general, la condición actual de la mina no presenta riesgos de falla, según el criterio de Hoek-Brown (2002).

Para la segunda etapa, considerando la extracción de caserones separados por un *rib pillar*, el modelo determinó que el esfuerzo principal mayor es en promedio 7.6 MPa para los caserones y 15.9 MPa para los pilares. En relación con el  $\sigma_3$ , en caserones se presenta un bajo confinamiento, con valores promedio de 0.5 MPa lo que podría generar una dilución, mientras que en los pilares los valores para el esfuerzo principal menor son de 3.6 MPa en promedio, con un valor de 1.6 MPa para el pilar menos confinado. El Factor de Seguridad SFA determinado por el modelamiento numérico para los pilares de la excavación es de 2.5 en promedio, con un valor mínimo de 1.8 en el pilar más crítico.

De acuerdo con los resultados del modelamiento numérico, se determinó realizar una tercera etapa de evaluación del modelo donde se extraen algunos pilares de la excavación. El análisis de la tercera etapa dio por resultado un esfuerzo principal mayor de 17.0 MPa para los pilares y caserones, mientras que el  $\sigma_3$  presenta valores promedio de 3.0 MPa para pilares y valores cercanos a los 0.5 MPa para caserones. El modelo analizado bajo el criterio de falla de Hoek-Brown (2002) determinó que los esfuerzos principales desarrollados luego de la explotación de la zona no generan inestabilidad en los pilares según las propiedades de la roca. El pilar más crítico presenta un valor de 1.74 para el Factor de Seguridad SFA, mientras que el

promedio del Factor de Seguridad SFA de los pilares es de 2.00. Además, el *sill pillar* presente entre el Nivel 10 y el nivel superior presenta un valor de 1.35 para el Factor de Seguridad SFA en la zona más crítica, mientras que el promedio en la línea central *del sill pillar* es de 3.34.

En general, la resultante de la etapa 3, considerando nueve caserones con ocho *rib pillar*, y considerando la redistribución de los esfuerzos principales  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$  frente a las propiedades de resistencia del macizo rocoso, es que no se desarrollan situaciones de inestabilidad en el Nivel 10 bajo el criterio de falla de Hoek-Brown (2002).

En base a los resultados de la caracterización de roca de mediana calidad en conjunto con el modelamiento numérico desarrollado, se determina que la explotación del Nivel 10 hasta la etapa 3 se produce de manera segura con un SFA que va desde 1.3 para las zonas más críticas. La explotación del Nivel 10 debe comenzar desde el final del Nivel 10 para terminar en la conexión con la rampa de acceso.

A modo de recomendaciones, es una buena práctica realizar más ensayos de laboratorio dirigidos a conocer con precisión el comportamiento que tiene el macizo rocoso a la compresión simple y a la tracción indirecta. Además, de realizar mapeos geotécnicos con mayor recaudación de datos de otras áreas dentro de la mina para tener un mayor espectro de información al momento de analizar el comportamiento de resistencia del macizo rocoso. A modo de bajar la incertidumbre del modelo, se recomienda disponer de la topografía detallada de la mina junto con calibrar el modelo con mediciones in situ de los esfuerzos al que se somete. En general, se recomienda tener la menor cantidad de estimaciones sobre el macizo rocoso y modelo para obtener resultados con mayor precisión.

## CAPÍTULO 10. BIBLIOGRAFÍA

American Society of Testing Materials. 1995. *Método de Ensayo Estándar para Resistencia de Compresión No Confinada de Especímenes de Núcleo de Roca Intactos I*. ASTM D2938-95.

American Society of Testing Materials. 1995. *Método de Ensayo Estándar para Resistencia a la Tensión de Hendidura de Especímenes de Núcleo de Roca Intactos*. ASTM D3967-95a.

American Society of Testing Materials. 1996. *Método de Ensayo Estándar para Densidad a Granel de Turba y Productos de Turba I*. ASTM D4531-86 (Reaprobado 1996)

Barton, N.R., Lien, R. and Lunde, J. 1974. *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock mechanics 6, 189-236.

Bieniawski, Z.T. 1989. *Engineering rock mass classifications. A complete manual for engineers and geologists in mining, civil and petroleum engineering*. Canada.

Carter, T., and Miller, R. 1995. *Crown Pillar Risk Assessment - Cost Effective Measures for Mine Closure Remediation Planning*. Trans. Inst. Min. Metl, Vol 104, A41-A57.

Deere, D. U., Hendron, A. J., Patton, F. D., Cording, E. J. 1967. *Design of surface and near-surface construction in rock*. En Fairhurst (Ed.), Failure and breakage of rock, proceedings 8th US symposium on rock mechanics. New York, 237-302.

Díaz, S. 1986. *Geología Económica y Prospección Geoquímica del área de la Mina La leona, distrito minero Chancón. VI Región*. Memoria para optar al Título de Geólogo. Santiago: Universidad de Chile. 196.

Golder Associates, 1990. *Crown Pillar Stability Back-Analysis*. Report #23440-8-9074/01-SQ, CANMET, 90.

González L., Ferrer M., Ortuño L., Oteo C. 2002. *Ingeniería Geológica*. Primera edición, Pearson Educación, Madrid, España.

Hook E., and Bray J. 2005. *Rock Slope Engineering*. Cuarta edición. Tylor and Francis.

Hoek, E., Carranza-Torres, C. and Corkum, B. 2002. *Hoek-Brown criterion, Edición 2002*. Proc.NARMS-TAC Conference, 1, 267-273.  
International Society for Rock Mechanics. 1981. Suggested Methods. *Rock characterization testing and monitoring*. Oxford: Pergamon Press.

Lunder, P.J., and Pakalnis, R. 1997. Determining the strength of hard rock mine pillars. Bull. Can. Inst. Min. Metall., Vol. 90.

Mathews, K., E. Hoek, E. Wyllie and S. Stewart 1981. *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 m in hard rock*. CANMET DSS Serial No: 0sQ80-00081.

Maybee, W.G. 2000. *Pillar design in hard brittle rocks. Thesis submitted in partial fulfillment of the requirement for the degree of Master of Applied Science in Mineral Resources Engineering*. Sudbury: Laurentian University.

Poblete, J. 2008. *Geología, Alteración y Mineralización en los prospectos Au-Ag Las Bellas y Don Bernardo, Comuna de Alhué, Región Metropolitana: Su potencial como prospecto minero*. Memoria para optar al Título de Geólogo. Santiago: Universidad de Santiago. 102.

Stewart, S. y Forsyth, W. 1995. The mathew's method for open stope design. CIM bulletin, 88(992), 45-53.

Terzaghi, R. D. 1965. *Sources of Error in Joint Surveys*. Geotechnique. Vol. 15: 287-304.

## ANEXO A: datos para clasificación RMR<sub>89</sub>

TABLA ANEXO 1: *Muestra en roca de caja*

Muestra	Inicio (m)	Término (m)	UCS	RQD %	Espaciamiento (cm)	Condición de juntas	Agua subterránea
1	0	5	R5	70	25	3	Húmedo
2	5	10	R6	80	60	3	Mojado
3	10	15	R6	80	30	3	Mojado
4	15	20	R6	75	40	3	Goteo
5	20	25	R6	72	58	3	Húmedo
6	25	30	R6	40	50	3	Húmedo
7	30	35	R5	70	40	3	Húmedo

TABLA ANEXO 2: *Valoración de muestra para roca de caja*

Muestra	Inicio (m)	Término (m)	UCS	RQD	Espaciamiento	Condición de juntas	Agua subterránea	Total
1	0	5	8	13	9	14	10	54
2	5	10	10	15	10	14	7	56
3	10	15	10	15	9	14	7	55
4	15	20	10	14	9	14	4	51
5	20	25	10	13	10	14	10	57
6	25	30	10	7	10	14	10	51
7	30	35	8	13	9	14	10	54
Promedio			9.4	12.9	9.4	14	8.3	54



TABLA ANEXO 3: *Muestra para veta*

Muestra	Inicio (m)	Término (m)	UCS	RQD %	Espaciamiento (cm)	Condición de juntas	Agua subterránea
1	0	5	R5	30	62	3	MOJADO
2	5	10	R5	72	58	3	FLUJO
3	10	15	R5	60	62	3	FLUJO

TABLA ANEXO 4: *Valoración de muestra para veta*

Muestra	Inicio	Término	UCS	RQD	Espaciamiento	Condición de juntas	Agua subterránea	Total
1	0	5	8	14	10	14	0	46
2	5	10	8	6	11	14	7	46
3	10	15	8	11	10	14	7	50
Promedio			8.0	10.3	10.3	14	4.7	47

# APÉNDICE A



**UNIVERSIDAD DE TALCA  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
ESCUELA DE INGENIERIA CIVIL DE MINAS**

**INFORME DE RESULTADOS  
ENSAYO COMPRESIÓN UNIAXIAL Y RESISTENCIA A LA TRACCIÓN  
INDIRECTA**

**PREPARADO POR  
MATIAS GILBERTO URZÚA GALLARDO**

Curicó, Chile  
Diciembre, 2017

## RESUMEN

Mina la Flor, es una mina perteneciente al distrito de Chancón en la Sexta Región de O'Higgins explotada por el método sub level stoping. Se obtuvieron muestras in situ correspondientes a la roca de caja y veta de la mina para poder realizarle pruebas de laboratorio obteniendo el peso unitario de las muestras, compresión uniaxial simple y resistencia a la tracción por el método Brasileño. Para llevar a cabo los ensayos se trabajó en base a normas ASTM y recomendaciones de la ISRM.

Como resultados, se obtuvieron los siguientes valores para ensayos de compresión uniaxial y tracción indirecta, respectivamente:

*Tabla 1: Compresión uniaxial, Nivel 10*

Muestra	Peso Unitario (kN/m <sup>3</sup> )	Esfuerzo Ruptura (MPa)	Tipo Ruptura
CAJA 01	27.37	114.11	Matriz
CAJA 02	26.18	115.11	Matriz
VETA 01	25.97	116.11	Matriz
VETA 02	26.38	117.11	Matriz

*Tabla 2: Tracción indirecta, Nivel 10*

Muestra	Peso Unitario (kN/m <sup>3</sup> )	Esfuerzo Ruptura (MPa)
CAJA 03	11.19	6.20
CAJA 04	11.88	12.62

Los valores obtenidos para la compresión uniaxial están en la categorización de Bieniawski<sub>89</sub> como una roca de resistencia moderada a alta.

## Índice

1 INTRODUCCIÓN .....	F
2 METODOLOGÍA Y NORMAS .....	F
3 ENSAYO NO DESTRUCTIVO: PESO ESPECÍFICO .....	G
4 ENSAYO DESTRUCTIVO: COMPRESIÓN UNIAXIAL.....	H
4.1 COMPRESIÓN UNIAXIAL: MUESTRA CAJA 01 .....	H
4.2 COMPRESIÓN UNIAXIAL: MUESTRA CAJA 02.....	I
4.3 COMPRESIÓN UNIAXIAL: MUESTRA VETA 01 .....	J
4.4 COMPRESIÓN UNIAXIAL: MUESTRA VETA 02 .....	K
5 ENSAYO DESTRUCTIVO: TRACCIÓN INDIRECTA (MÉTODO BRASILEÑO) .....	L
5.1 TRACCIÓN INDIRECTA: MUESTRA CAJA 03 .....	L
5.2 TRACCIÓN INDIRECTA: MUESTRA CAJA 04 .....	M
6 RESULTADOS Y CONCLUSIONES .....	N

# 1 INTRODUCCIÓN

En el siguiente informe se describen los resultados de los ensayos de compresión simple y de tracción indirecta correspondientes a Mina La Flor, depósito epitermal de oro, plata y cobre ubicado en la localidad de Chancó, 15 km al noroeste de Rancagua y 75 Km al suroeste de Santiago. El proyecto contempla la explotación de una veta mediante el método de explotación sub level stoping. Este trabajo se centra en el nivel 10 de producción de la mina.

Para los ensayos se realizó una toma de muestra de roca intacta tanto de caja como de veta para poder caracterizar el macizo rocoso. Las muestras de veta se sometieron a ensayo no destructivo de propiedad índice ( $\gamma$ ) y a ensayos de compresión uniaxial, mientras que las muestras de caja se sometieron a ensayo no destructivo de propiedad índice ( $\gamma$ ) y a ensayos destructivos de compresión uniaxial y tracción indirecta por el método brasileño.

Con los resultados de laboratorio se pudo definir la calidad de la roca.

# 2 METODOLOGÍA Y NORMAS

Los ensayos fueron realizados bajo los procedimientos y normas establecidos por instituciones especialistas, se pueden destacar la American Society of Testing Materials (ASTM) y la International Society for Rock Mechanics (ISRM).

- I) El ensayo no destructivo de propiedad índice ( $\gamma$ ) fue realizado cumpliendo la norma ASTM D4531-86 y recomendaciones de la ISRM.
- II) El ensayo destructivo de compresión uniaxial se realiza sobre la norma ASTM D2938-95 y recomendaciones de la ISRM.
- III) El ensayo destructivo de tracción indirecta por el método Brasileño se realiza sobre la norma ASTM D3967-95a y recomendaciones de la ISRM.

### 3 ENSAYO NO DESTRUCTIVO: PESO ESPECÍFICO

El ensayo no destructivo del peso específico se aplica a una muestra que posea una geometría regular y que haya sido preparada bajo la norma descrita por la ASTM. El volumen es determinado por las dimensiones geométricas que posee: largo (L) y diámetro (D) promedio que son calculados sobre la norma ASTM D4531-86a.

La masa de la muestra se determina en una balanza con precisión al 0.01 gr., mientras que las dimensiones geométricas son determinadas bajo mediciones micrométricas. La fórmula de cálculo del peso específico es la siguiente:

$$\gamma = \frac{\text{Gravedad} \times \text{Masa}}{\text{Volumen}}$$

$\gamma$ : Peso específico de la muestra (N/m<sup>3</sup>)

Gravedad: 9.81 m/s<sup>2</sup>

Masa: Masa de la muestra (Kg)

Volumen: Volumen de la muestra (m<sup>3</sup>)

Se analizaron 4 muestras para el peso específico (tabla 3).

*Tabla 3: Peso específico, Nivel 10*

Muestra	Diámetro Promedio (cm)	Largo Promedio (cm)	Volumen (cm <sup>3</sup> )	Masa (gr)	Peso Específico (kN/m <sup>3</sup> )
Caja 01	5.71	12.22	312.92	872.90	27.37
Caja 02	5.68	13.18	333.97	891.10	26.18
Veta 01	5.01	11.96	236.09	625.00	25.97
Veta 02	5.00	11.93	234.15	629.70	26.38

## 4 ENSAYO DESTRUCTIVO: COMPRESIÓN UNIAXIAL

El ensayo de compresión uniaxial se realizó a las muestras obtenidas in situ y preparadas según las normas ASTM y recomendaciones de la ISRM. Los ensayos se realizaron sobre 2 muestras de caja y 2 muestras de veta.

### 4.1 COMPRESIÓN UNIAXIAL: MUESTRA CAJA 01

#### CARACTERISTICAS

PROBETA			ENSAYO GEOTÉCNICO		
<b>Diámetro</b>	5.71	cm	<b>Normas Utilizadas</b>	ASTM D-2938-95	
<b>Largo</b>	12.22	cm	<b>Carga de Ruptura</b>	292.2	kN
<b>Masa</b>	891.10	gr	<b>Esfuerzo de Ruptura</b>	114.11	MPa
<b>Peso Unitario</b>	27.37	kN/m <sup>3</sup>	<b>Esfuerzo Normalizado (50 mm)</b>	117.18	MPa
<b>Condición</b>	Seca				
<b>Tipo de Ruptura</b>	Matriz				

#### IMÁGENES



Muestra antes de ensayar



Muestra después de ensayar

## 4.2 COMPRESIÓN UNIAXIAL: MUESTRA CAJA 02

### CARACTERISTICAS

PROBETA			ENSAYO GEOTÉCNICO		
<b>Diámetro</b>	5.68	cm	<b>Normas Utilizadas</b>	ASTM D-2938-95	
<b>Largo</b>	13.18	cm	<b>Carga de Ruptura</b>	649.50	kN
<b>Masa</b>	891.10	gr	<b>Esfuerzo de Ruptura</b>	256.33	MPa
<b>Peso Unitario</b>	26.18	kN/m <sup>3</sup>	<b>Esfuerzo Normalizado (50 mm)</b>	262.95	MPa
<b>Condición</b>	Seca				
<b>Tipo de Ruptura</b>	Matriz				

### IMÁGENES



Muestra antes de ensayar



Muestra después de ensayar



### 4.3 COMPRESIÓN UNIAXIAL: MUESTRA VETA 01

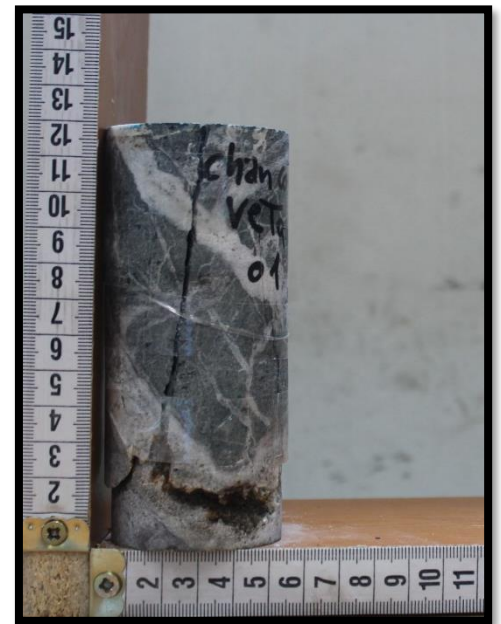
#### CARACTERISTICAS

PROBETA		ENSAYO GEOTÉCNICO		
<b>Diámetro</b>	5.01 cm	<b>Normas Utilizadas</b>	ASTM D-2938-95	
<b>Largo</b>	11.96 cm	<b>Carga de Ruptura</b>	196.90	kN
<b>Masa</b>	625.00 gr	<b>Esfuerzo de Ruptura</b>	99.88	MPa
<b>Peso Unitario</b>	25.97 kN/m <sup>3</sup>	<b>Esfuerzo Normalizado (50 mm)</b>	99.92	MPa
<b>Condición</b>	Seca			
<b>Tipo de Ruptura</b>	Matriz			

#### IMÁGENES



Muestra antes de ensayar



Muestra después de ensayar

#### 4.4 COMPRESIÓN UNIAXIAL: MUESTRA VETA 02

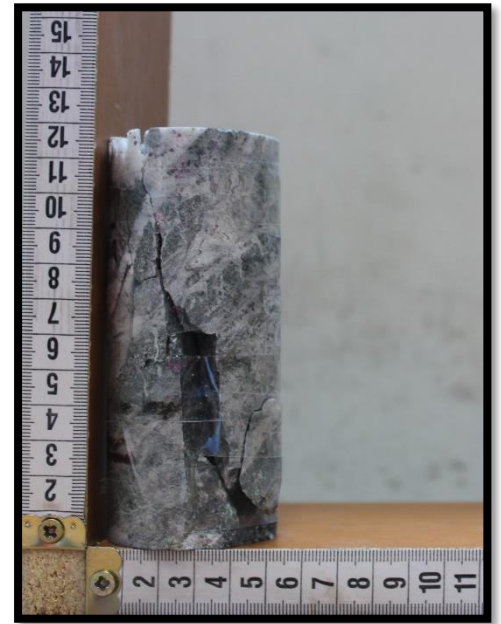
##### CARACTERISTICAS

PROBETA			ENSAYO GEOTÉCNICO		
Diámetro	5.00	cm	Normas Utilizadas	ASTM D-2938-95	
Largo	11.93	cm	Carga de Ruptura	195.70	kN
Masa	629.70	gr	Esfuerzo de Ruptura	99.67	MPa
Peso Unitario	26.38	kN/m <sup>3</sup>	Esfuerzo Normalizado (50 mm)	99.67	MPa
Condición	Seca				
Tipo de Ruptura	Matriz				

##### IMÁGENES



Muestra antes de ensayar



Muestra después de ensayar

## 5 ENSAYO DESTRUCTIVO: TRACCIÓN INDIRECTA (MÉTODO BRASILEÑO)

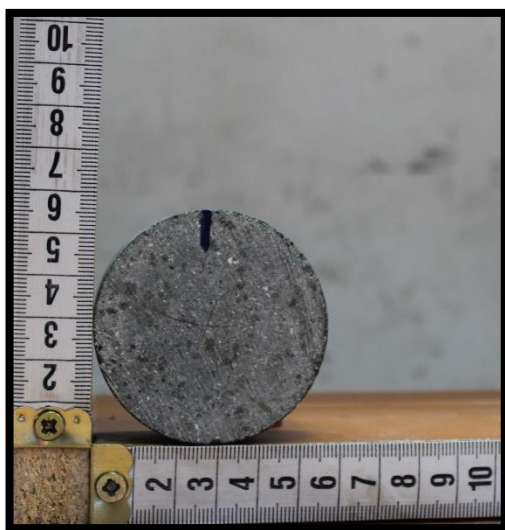
El ensayo para determinar la resistencia a la tracción de la roca se realizó empleando el método brasileño que entrega la resistencia a la tracción indirecta a las muestras obtenidas in situ y preparadas según las normas ASTM y recomendaciones de la ISRM. Los ensayos se realizaron sobre 2 muestras de roca caja.

### 5.1 TRACCIÓN INDIRECTA: MUESTRA CAJA 03

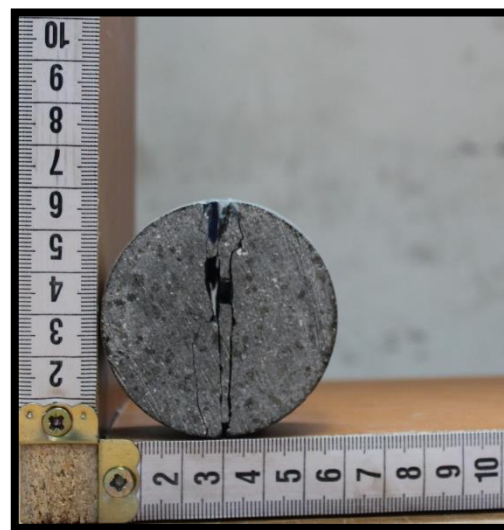
#### CARACTERISTICAS

PROBETA			ENSAYO GEOTÉCNICO		
<b>Diámetro</b>	8.68	cm	<b>Normas Utilizadas</b>	ASTM D3967-95a	
<b>Largo</b>	2.83	cm	<b>Carga de Ruptura</b>	36.7	kN
<b>Masa</b>	190.70	gr	<b>Esfuerzo Ruptura</b>	6.20	MPa
<b>Peso Unitario</b>	11.19	kN/m <sup>3</sup>	<b>Esfuerzo Normalizado (50 mm)</b>	6.93	MPa
<b>Condición</b>	Seca				

#### IMÁGENES



Muestra antes de ensayar



Muestra después de ensayar

## 5.2 TRACCIÓN INDIRECTA: MUESTRA CAJA 04

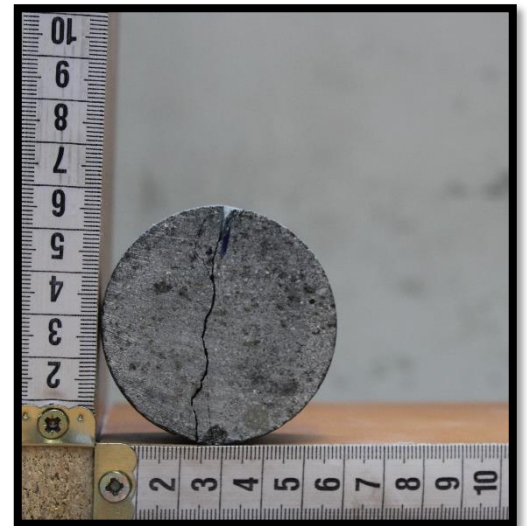
### CARACTERISTICAS

PROBETA			ENSAYO GEOTÉCNICO		
<b>Diámetro</b>	5.70	cm	<b>Normas Utilizadas</b>	ASTM D3967-95a	
<b>Largo</b>	2.82	cm	<b>Carga de Ruptura</b>	32.20	kN
<b>Masa</b>	87.13	gr	<b>Esfuerzo Ruptura</b>	12.62	MPa
<b>Peso Unitario</b>	11.88	kN/m <sup>3</sup>	<b>Esfuerzo Normalizado (50 mm)</b>	12.95	MPa
<b>Condición</b>	Seca				

### IMÁGENES



Muestra antes de ensayar



Muestra después de ensayar

## 6 RESULTADOS Y CONCLUSIONES

De los ensayos de compresión uniaxial se puede obtener, según Bieniawski<sup>89</sup>, que la roca de caja tiene una resistencia a la compresión de moderada a alta con un promedio de 190 MPa, presentando fallas del tipo motriz. Los ensayos realizados a veta dan como resultado, según Bieniawski<sup>89</sup>, que la resistencia a la compresión uniaxial es de moderada a alta con un promedio de 99.80 MPa, presentando fallas del tipo motriz.

De los resultados de la tracción indirecta por el método Brasileño se puede obtener un valor promedio de 9.94 kN.

A través de los valores obtenidos se caracteriza la masa rocosa del Nivel 10 de la mina como buena calidad en base al criterio de Bienawski<sup>89</sup>.

Se recomienda continuar con el análisis de muestras para tener mayor información sobre las propiedades que presenta el macizo rocoso.

# **APÉNDICE B**



**UNIVERSIDAD DE TALCA  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
ESCUELA DE INGENIERIA CIVIL DE MINAS**

## **INFORME DE RESULTADOS**

**MAPEO GEOTÉCNICO Y DE ESTRUCTURAS, MINA LA FLOR.**

**PREPARADO POR**

**MATIAS GILBERTO URZÚA GALLARDO**

Curicó, Chile

Enero, 2018

## RESUMEN

Mina la Flor, es una mina perteneciente al distrito de Chancón en la Región de O'Higgins explotada por el método de explotación sub level stoping. Se realizaron mapeos geotécnicos y estructurales in situ en el nivel 10 de producción de la mina, logrando identificar la calidad del macizo rocoso en RMR<sub>89</sub> y la cantidad de familias de estructuras presentes.

Como resultados, se obtuvo el valor del RMR<sub>89</sub> en caja y veta. Además, se identificaron 4 sets de estructuras presentes en el macizo las cuales se detallan a continuación:

*Tabla 1: Rock mass rating (1989) para roca de caja y veta, Nivel 10*

PARÁMETRO	CAJA	VETA
RMR <sub>89</sub>	54	47

*Tabla 2: Orientación de sets de estructuras, Nivel 10*

SETS	DIP	DIP/DIR
1	58	80
2	54	215
3	51	274
4	80	103

## Índice

1 INTRODUCCIÓN .....	R
2 METODOLOGÍA .....	R
3 VENTANAS DE MAPEO GEOTÉCNICO .....	S
4 MAPEO ESTRUCTURAL .....	U
5 CONCLUSIONES .....	Y



# 1 INTRODUCCIÓN

En el presente informe se detallan los resultados del mapeo geotécnico y de estructuras de la Mina La Flor, depósito epitermal de oro, plata y cobre ubicado en la localidad de Chancón a 15 km al noroeste de Rancagua y 75 Km al suroeste de Santiago. El proyecto contempla la explotación de la veta mediante el método sub level stoping centrando los mapeos en el nivel 10 de producción de la mina.

El mapeo geotécnico y estructural se realizó en octubre de 2017 mediante el sistema de ventanas. Se realizaron 7 ventanas de 5 metros, cubriendo un tramo horizontal de 35 metros desde el punto de referencia "C8". Con los datos obtenidos se procede a clasificar la calidad de la roca mediante  $RMR_{89}$  de Bienawski.

Los datos obtenidos sobre las estructuras presentes en el nivel 10 fueron analizadas en el programa Dips de la Rocscience, logrando identificar 4 sets de estructuras presentes.

## 2 METODOLOGÍA

El mapeo fue llevado a cabo en el nivel 10 de la mina, mediante el sistema de ventanas que divide el largo a mapear en ventanas del mismo tamaño teniendo una extensión de 5 metros por ventana. Se realizó un mapeo a una zona de 35 metros a lo largo del nivel 10 de producción.

La ventana de mapeo fue llevada a un sistema de valoración del macizo rocoso o Rock Mass Rating ( $RMR_{89}$  por sus siglas en inglés) creado por Z.T. Bienawski, en donde se ingresan parámetros de: resistencia a la compresión uniaxial, porcentaje de RQD (Rock Quality Designation), espaciamiento, condición de juntas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno, alteración) y presencia de agua subterránea. Por cada ventana de mapeo es obtenido un valor total de  $RMR_{89}$ .

Las estructuras fueron analizadas en Dips, obteniéndose la concentración de los polos y familia de estructuras presentes. Estas estructuras contarán con una posterior corrección por Terzaghi (1965).

### 3 VENTANAS DE MAPEO GEOTÉCNICO

Se cuentan con 7 ventanas de mapeo. La primera está ubicada en el punto de referencia “C8” del nivel 10 de producción de la mina. Las otras 6 ventanas de mapeo están a cada 5 metros desde la anterior, teniendo cubierto un total de 35 metros en línea recta (tabla 3 y 4)

*Tabla 3: Muestra en roca de caja. Nivel 10*

Muestra	Inicio (m)	Término (m)	UCS	RQD %	Espaciamiento (cm)	Condición de juntas	Agua subterránea
1	0	5	R5	70	25	3	Húmedo
2	5	10	R6	80	60	3	Mojado
3	10	15	R6	80	30	3	Mojado
4	15	20	R6	75	40	3	Goteo
5	20	25	R6	72	58	3	Húmedo
6	25	30	R6	40	50	3	Húmedo
7	30	35	R5	70	40	3	Húmedo

*Tabla 4: Muestra en veta, Nivel 10*

Muestra	Inicio (m)	Término (m)	UCS	RQD %	Espaciamiento (cm)	Condición de juntas	Agua subterránea
1	0	5	R5	30	62	3	MOJADO
2	5	10	R5	72	58	3	FLUJO
3	10	15	R5	60	62	3	FLUJO

A continuación, en las tablas 5 y 6 se muestran los resultados obtenidos para la caja y veta del macizo rocoso en las distintas ventanas de mapeo.

Tabla 5: Valoración RMR89 para roca de caja, Nivel 10

Muestra	Inicio (m)	Término (m)	UCS	RQD	Espaciamiento	Condición de juntas	Agua subterránea	Total
1	0	5	8	13	9	14	10	54
2	5	10	10	15	10	14	7	56
3	10	15	10	15	9	14	7	55
4	15	20	10	14	9	14	4	51
5	20	25	10	13	10	14	10	57
6	25	30	10	7	10	14	10	51
7	30	35	8	13	9	14	10	54
Promedio			9.4	12.9	9.4	14	8.3	54

Tabla 6: Valoración de veta, Nivel 10

Muestra	Inicio	Término	UCS	RQD	Espaciamiento	Condición de juntas	Agua subterránea	Total
1	0	5	8	14	10	14	0	46
2	5	10	8	6	11	14	7	46
3	10	15	8	11	10	14	7	50
Promedio			8.0	10.3	10.3	14	4.7	47

A continuación, se realiza un promedio de los datos obtenidos del mapeo geotécnico a fin de tener conclusiones sobre el macizo rocoso (tabla 7).

Tabla 7: Resumen de parámetros, Nivel 10

PARÁMETRO	CAJA	VETA
RMR <sub>89</sub>	54	47
RQD	70	55

Según la clasificación realizada por Bienawski<sup>89</sup>, el macizo rocoso estudiados tanto en caja como en veta posee una calidad regular con un RMR entre 41-60 y un RQD de 70 y 55 para caja y veta respectivamente.

## 4 MAPEO ESTRUCTURAL

El mapeo de estructuras se realizó en conjunto con el mapeo geotécnico en el nivel 10 de producción de la mina. Se mapearon 35 metros en línea recta comenzando en el punto de referencia “C8”. Se obtuvieron 23 datos de estructuras presentes (tabla 8).

*Tabla 8: Estructuras presentes en Nivel 10*

#	DIP	DIP/DIR	#	DIP	DIP/DIR	#	DIP	DIP/DIR
1	50	275	9	70	49	17	79	325
2	60	215	10	58	80	18	62	210
3	90	190	11	52	215	19	72	210
4	70	335	12	81	104	20	80	215
5	40	215	13	48	200	21	89	33
6	80	330	14	81	345	22	50	215
7	82	60	15	80	295	23	84	15
8	49	60	16	70	17			

Las estructuras mapeadas se grafican en la red estereográfica ingresando los polos de la línea normal de los planos en el software Dips (figura 1)

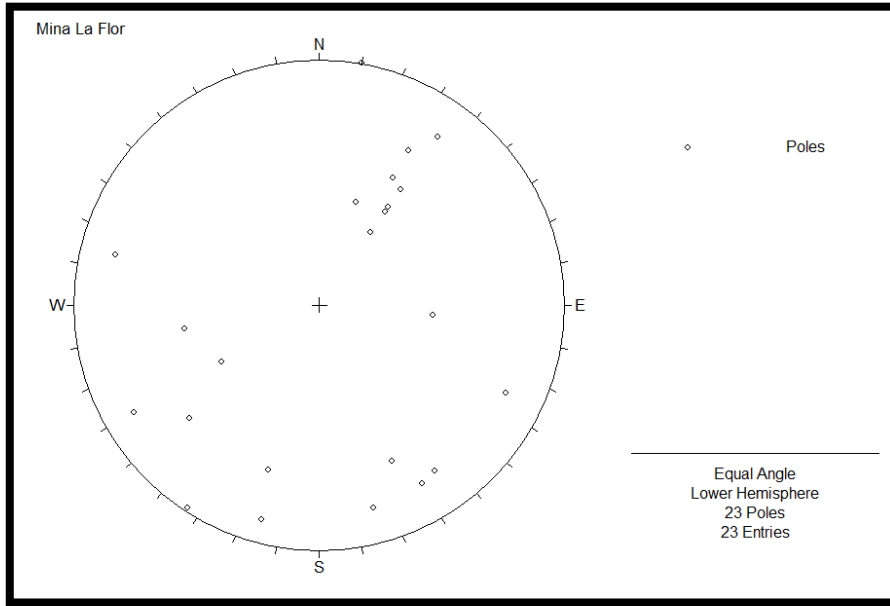


Figura 1: diagrama de polos de estructuras mapeadas, Dips

Con la información se realiza un diagrama de contornos a fin de buscar una tendencia en la redistribución de los polos, observando la densidad que estos poseen en la red estereográfica (figura 2).

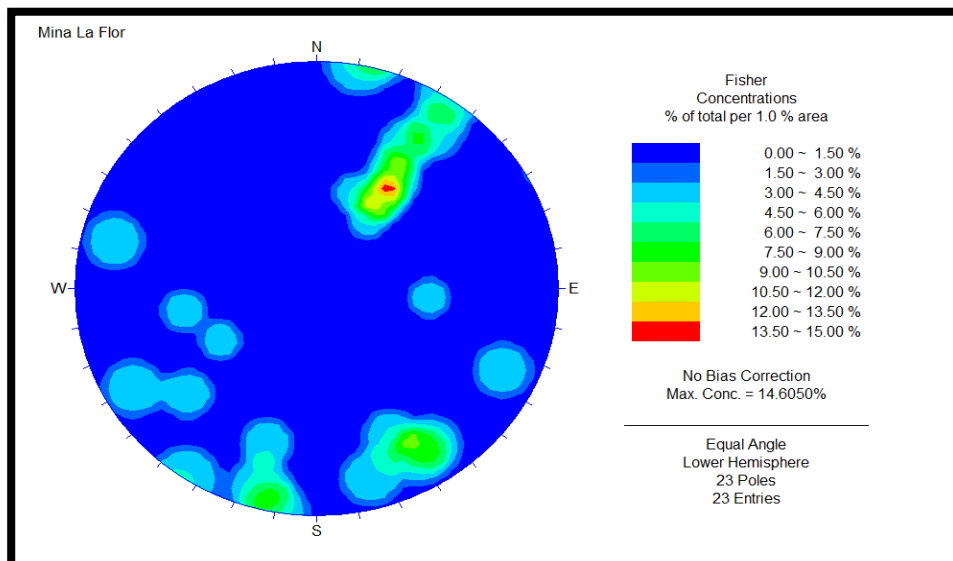


Figura 2: diagrama de contornos de estructuras mapeadas, Dips

Para definir los sets estructurales relevantes se le aplica una corrección por Terzaghi (1965) a la redistribución anterior. Esto permite una mejor visualización de los datos junto con un diagrama de contornos ponderados (figura 3).

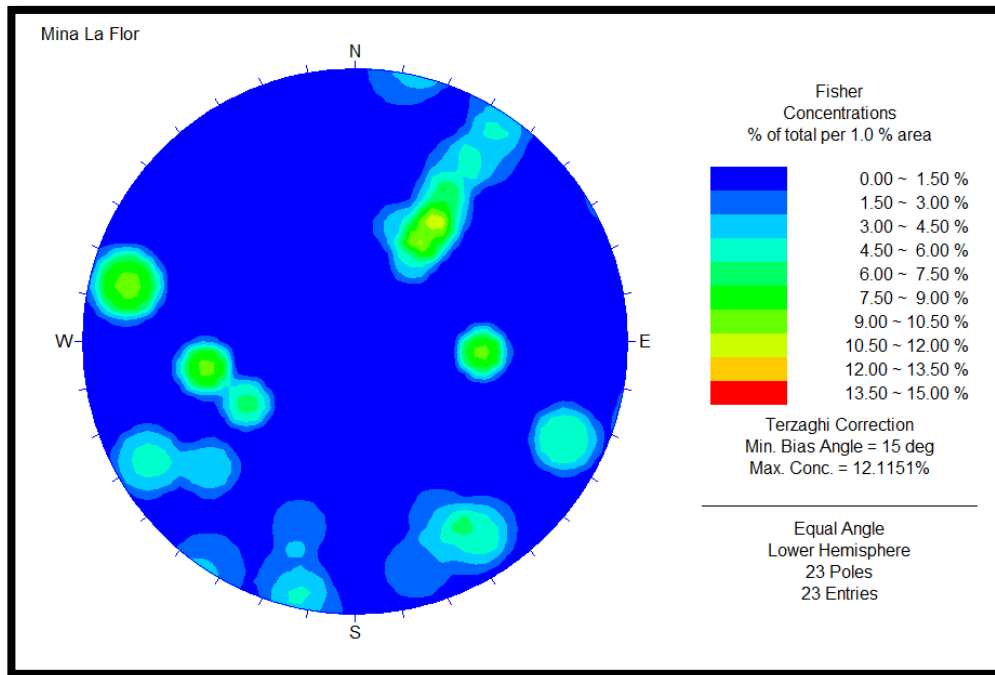


Figura 3: diagrama de contornos de estructuras mapeadas corregidas por Terzaghi (1965).  
Dips

Se han identificado 4 sets de estructuras los que tienen relación con la densidad que poseen los contornos de polos mapeados (figura 4 y 5).

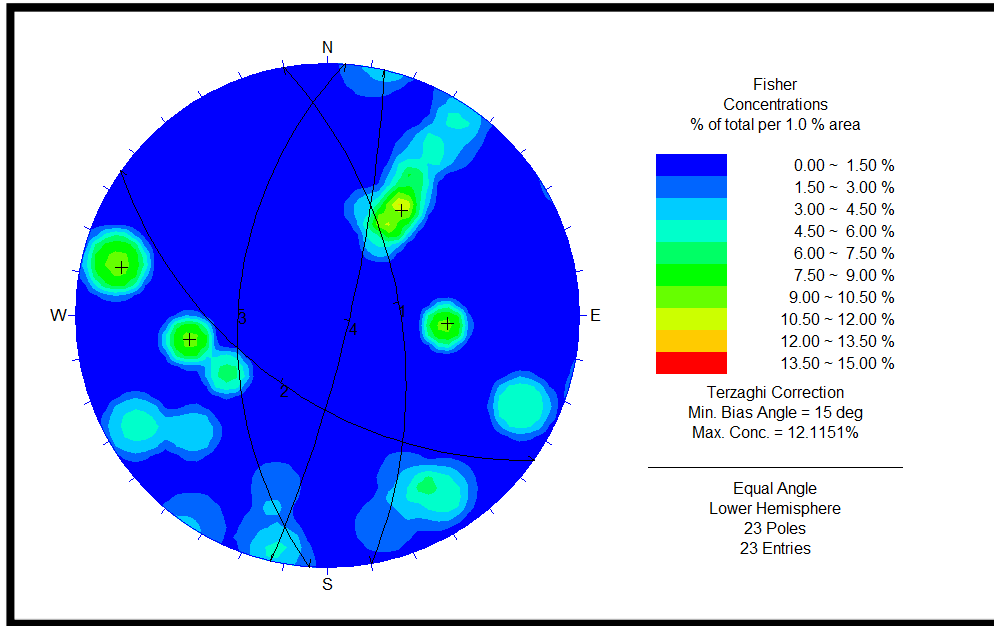


Figura 4: diagrama de contornos de estructuras mapeadas corregidas por Terzaghi (1965).  
Dips

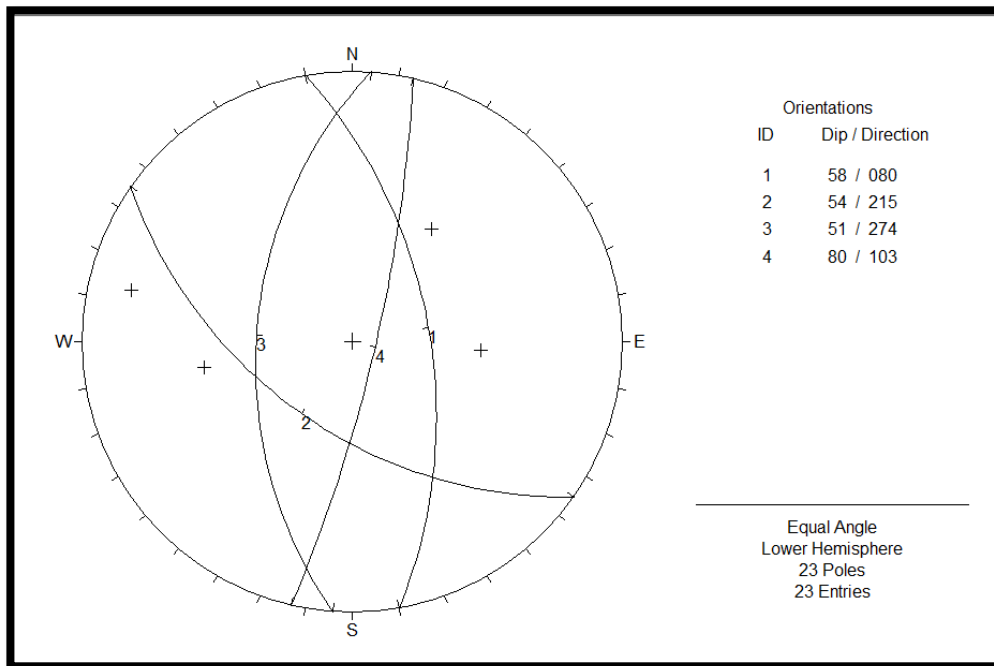


Figura 5: diagrama de sets estructurales definidos. Dips

## 5 CONCLUSIONES

Del mapeo geotécnico se puede obtener que el macizo rocoso presente en el nivel 10 de Mina la Flor es de calidad regular presentando valores de  $RMR_{89}$  entre 41-60, tanto para la caja del nivel 10 como la veta.

El mapeo estructural y su posterior análisis permitió definir cuatro sistemas estructurales con las siguientes orientaciones (dip/dipdir):  $s1=58^\circ/80^\circ$ ,  $s2=54^\circ/215^\circ$ ,  $s3=51^\circ/274^\circ$ ,  $s4=80^\circ/103^\circ$ . Los sistemas estructurales definidos serán utilizados en la posterior evaluación de estabilidad de la mina subterránea en el método gráfico de estabilidad.